ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ
ҒЫЛЫМ ЖӘНЕ ЖОҒАРЫ БІЛІМ МИНИСТРЛІГІ

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

СӘТБАЕВ УНИВЕРСИТЕТІ SATBAYEV UNIVERSITY

Ө.А.Байқоңыров атындағы Тау-кен металлургия институты
Горно-металлургический институт им. О. А. Байконурова

«ЭКОНОМИКАНЫҢ ТҰРАҚТЫ ДАМУЫ ЖАҒДАЙЫНДАҒЫ МИНЕРАЛДЫҚ-ИНДУСТРИЯЛЫҚ МЕГАКЕШЕНДЕГІ РЕСУРС ҮНЕМДЕУШІ ТЕХНОЛОГИЯЛАР»

Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясының
ЕНБЕКТЕР ЖИНАҒЫ
14-15 наурыз 2024

СБОРНИК ТРУДОВ

Международной научно-практической конференции
«РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ
В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ
В УСЛОВИЯХ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ»
14-15 марта 2024

PROCEEDINGS

International Scientific and Practical Conference
«RESOURCE-SAVING TECHNOLOGIES
IN THE MINERAL-INDUSTRIAL MEGA-COMPLEX
IN CONDITIONS OF SUSTAINABLE ECONOMY DEVELOPMENT»
14-15 of March, 2024

Алматы 2024

УДК 338
ББК 65.304
Э40

Главный редактор:
Кульдеев Е. И. – канд. техн.наук, профессор.

Редакционная коллегия: Кульдеев Е. И., канд.техн.наук, проф., проректор по науке и корпоративному развитию КазНИТУ им. К. И. Сатпаева: Рысбеков К. Б., к.т.н., проф., директор ГМИ; Молдабаев С. К., д.т.н., проф.; Юсупов Х. А., д.т.н., проф.; Орынбасарова Э. О., доктор PhD, ассоц.проф.; Барменшинова М. Б., к.т.н., ассоц.проф.; Чепуштанова Т. А., к.т.н., ассоц.проф.; Кудайбергенов К. К., докт. PhD., Кубекова Ш. Н., к.т.н., доцент.

«Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики» Сборник трудов Международной научно-практической конференции. Гл. ред. Е. И. Кульдеев – Алматы: КазНИТУ, 2024. – с.555

ISBN 978-601-323-440-3

В сборнике опубликованы доклады участников международной научно-практической конференции «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики», проведенной 14-15 марта 2024 г.: приглашённых зарубежных ученых, представителей вузов, предприятий горно-металлургического комплекса и научно-технических организаций страны.

УДК 338
ББК 65.304

ISBN 978-601-323-440-3 © КазНИТУ им. К. И. Сатпаева, 2024

Вступительное слово
Ректора КазНИТУ им.К.И. Сатпаева
Бегентаева М.М. на конференции

ҚҰРМЕТТІ ХАНЫМДАР МЕН МЫРЗАЛАР!
ҚҰРМЕТТІ КОНФЕРЕНЦИЯ ҚОНАҚТАРЫ!
ҚҰРМЕТТІ КОНФЕРЕНЦИЯ ҚАТЫСУШЫЛАРЫ!

Қазақстан экономикасы үшін ғылыми және инженер кадрларын дайындау мен тәрбиелеуге, тау-кен ғылымына елеулі үлес қосқан көрнекті ғалым, жоғары санатты педагог, жоғарғы мектеп пен ғылымның тәжірибелі ұйымдастырушысы, ҚР еңбек сіңірген қайраткері, ҚР ҰҒА академигі, техника ғылымдарының докторы, профессор Баян Рақышевтің 90-жылдығына арналған «Экономиканың тұрақты дамуы жағдайында минералдық-индустриялық мегакешендегі ресурс үнемдеуші технологиялар» Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясын өткізіп отырған, еліміздің алдыңғы қатарлы ғылым және техникалық білімінің киелі білім ордасы - Қ.И.Сәтбаев атындағы Қазақ Ұлттық техникалық зерттеу университетіне

ҚОШ КЕЛДІҢІЗДЕР!

УВАЖАЕМЫЕ ДАМЫ И ГОСПОДА!
УВАЖАЕМЫЕ ГОСТИ ЮЖНОЙ СТОЛИЦЫ КАЗАХСТАНА!
УВАЖАЕМЫЕ УЧАСТНИКИ КОНФЕРЕНЦИИ!

От имени коллектива Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И.Сатпаева разрешите выразить искреннюю признательность Участникам Международной конференции, которые откликнулись на наше приглашение!

На современном этапе развития горно-металлургический комплекс (ГМК) Казахстана, являясь одной из базовых отраслей и локомотивом отечественной экономики, по существу, выступает законодателем в проведении инновационной и внешнеэкономической политики республики. Поэтому должно сформироваться четкое понимание того, что уровень индустриального развития государства определяется не столько их ресурсными возможностями и размерами производства продукции с низким уровнем технологического передела, сколько степенью развития наукоемких, передовых, в технологическом отношении, отраслей. Это важно особенно сейчас, в свете задач, поставленных Президентом страны Касым-Жомартом Кемелевичем Токаевым в своем выступлении на **юбилейной сессии Национальной академии наук, где г**лавным акцентом будущего развития государства, его мейнстримом станут «основные приоритеты развития науки». *«И простые вещи, и сложные умозаключения – это все плоды науки. Благодаря знаниям мы постигаем все бытие и поднимаемся на новые высоты. В этом и заключается главная миссия научного познания. Наука, процветавшая на просторах Великой степи, имеет глубокие исторические корни. Ярким тому подтверждением служит наследие второго учителя человечества – Аль-Фараби»*, – сказал Глава государства.

Важными представляются слова Президента о том, что стремительный прогресс в отечественной науке был достигнут в прошлом столетии. «*Имена Каныша Сатпаева, Мухтара Ауэзова, Абикена Бектурова, Ахмета Жубанова, Алькея Маргулана, Шахмардана Есенова, Умирзака Султангазина, Мурата Айтхожина, Абдуали Кайдарова и многих других выдающихся личностей золотыми буквами вписаны в историю Казахстана. Каждый из них достиг самых больших высот в своей сфере. Они внесли неоценимый вклад в освоение наших природных недр, развитие производства и экономики, духовное обновление страны. Мы всегда будем помнить наследие великих сыновей нашего народа. Сегодня наши молодые ученые продолжают их научный путь»*, – подчеркнул Президент.

В свете поставленных задач цель проводимой сегодня в стенах нашего ВУЗа конференции - междисциплинарная консолидация усилий учёных, представителей государственных органов, определяющих промышленную политику страны, для формирования стратегии развития горно-металлургического комплекса Республики Казахстан в контексте трансформации ресурсной экономики в экономику знаний, на наш взгляд, представляется весьма актуальной и полезной.

Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева 90-летие которого будет отмечаться в октябре 2024 года, является флагманом казахстанской вузовской технической науки. Вуз был основан в 1934 году на базе Казахского горно-металлургического института и за годы своего

существования воспитал национальную интеллектуальную элиту в области горного дела, металлургии и геологии. К одним из выдающихся личностей по праву можно отнести известного крупного ученого, педагога, академика НАН РК, Заслуженного деятеля Республики Казахстан, почетного ректора КазНИТУ имени К.И. Сатпаева, доктора технических наук, профессора Баяна Ракишева, одного из наиболее ярких и выдающихся представителей казахстанской горной школы, внесшего значительный вклад в науки о Земле, подготовку и воспитание научных и инженерных кадров для экономики Республики Казахстан 90-летие которого отмечаем сегодня.

Первая научная работа Баяна Ракишева, которую он написал на втором курсе Казахского горно-металлургического института, называлась “Определение времени замедления взрываемых зарядов”. А когда после окончания вуза встал вопрос - оставаться в аспирантуре или ехать на производство, он выбрал Коунрадский рудник Балхашского горно-металлургического комбината, где производили самую ценную по меркам Лондонской товарной биржи медь.

Трудовую деятельность начал простым рабочим-взрывником, через три месяца стал горным мастером, спустя год - начальником взрывного цеха, а через два года - начальником карьера. Работал не покладая рук по 12-14 часов в день. В карьер - яму глубиной 300 метров - спускался по лестнице на своих двоих и так же обратно.

Без отрыва от производства в 1964 году Ракишев Б.Р. защитил кандидатскую диссертацию, а в 1978-м - докторскую. Тогда же он возвратился в институт, стал руководителем проблемной и отраслевой лабораторий по горному делу.

В этой отрасли Баян Ракишев уже более 70 лет. Раньше он внедрял свои научные разработки на карьерах - где добывают руду открытым способом, а в последние годы занялся подземными рудниками. Самый главный вопрос, который стоит сейчас перед горняками, - это комплексное и полное извлечение полезных ископаемых при разработке месторождений. В настоящее время добывается всего 55 процентов находящегося в недрах. Этот вопрос будет остро стоять перед учениками и последователями академика Ракишева Б., который подготовил 10 докторов наук, семь докторов PhD и 30 кандидатов наук.

Академик Ракишев Б.Р. является одним из наиболее ярких и выдающихся основателей казахстанской горной школы, посвятившего свою жизнь извлечению полезных ископаемых из недр земли, его знают не только в Казахстане, но и за пределами нашей страны. Доктор технических наук, профессор, академик, обладатель звания “Почетный горняк Республики Казахстан” и победитель отраслевого конкурса “Золотой Гефест” является автором более 700 научных работ, благодаря которым в горном производстве удалось повысить результативность труда, снизить себестоимость продукции и создать комфортные условия для работающих.

Труды Б. Ракишева сохраняют актуальность не только в качестве вузовских учебников, но и в качестве фундаментальных научных трудов, определяющих развитие горно-добывающей индустрии в 21 веке.

Сегодня мы хотели бы, прежде всего, ознакомиться и обсудить передовой зарубежный и отечественный опыт трансферта инноваций и научных разработок, которые вызывают живой интерес, и определяют ключевое направление развития мирового горно-металлургического комплекса.

Желаю всем участникам конференции плодотворной работы!

Надеюсь, что эта конференция достигнет высоких результатов и окажется весьма полезной для всех ее участников!

Благодарю за внимание!

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

ПОДГОТОВКА КАДРОВ ДЛЯ МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОГО МЕГАКОМПЛЕКСА

М.М. Бегентаев
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Система высшего образования Республики Казахстан, подготовка специалистов переходит на модель опережающего кадрового обеспечения. Реформа образовательной система страны направлена на то, чтобы каждый гражданин Республики Казахстан всегда имел возможность получать качественное образования, которое позволило бы ему трудоустроиться по выбранной специальности сразу после окончания вуза, какие бы изменения ни происходили на рынке труда.

Это важно особенно сейчас, в свете задач, поставленных Президентом страны Касым-Жомартом Токаевым в своем послании «ЕДИНСТВО НАРОДА И СИСТЕМНЫЕ РЕФОРМЫ – ПРОЧНАЯ ОСНОВА ПРОЦВЕТАНИЯ СТРАНЫ», где было отмечено, что *«стране нужны молодые, образованные, мотивированные кадры»*.

Основными задачами подготовки кадров в стенах нашего вуза определены: подготовка высококвалифицированных инженерно-технических, научных и научно-педагогических кадров для всех отраслей производства; объединение усилий образования, науки и производства; интеграция в международное образовательное пространство и обеспечение доступности образования, как для талантливой молодежи, так и для желающих получить новую профессию.

Как известно в экономике Республики Казахстан одну из ключевых ролей играет горно-металлургический комплекс. На современном этапе развития горно-металлургический комплекс (ГМК) Казахстана, являясь одной из базовых отраслей и локомотивом отечественной экономики, по существу, выступает законодателем в проведении инновационной и внешнеэкономической политики республики. Поэтому подготовка кадров для горно-металлургического комплекса Республики Казахстан является крайне важной задачей развития отрасли. Казахстан – один из крупнейших производителей металлургической продукции в Центральной Азии, поэтому эффективная подготовка кадров является необходимым условием для интенсивного развития этой отрасли и обеспечения конкурентоспособности нашей страны.

Первым в истории Казахстана техническим вузом, где готовят кадры для горно-металлургического комплекса является Satbayev University (Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева), который в октябре 2024 года отмечает 90-летие со дня своего основания.

Подготовка специалистов высшей квалификации в области горного дела и металлургии ведется с первых дней основания вуза и является одним из главных направлений академической деятельности. Satbayev University предлагает специализированные программы, которые помогают студентам приобрести необходимые знания и навыки в данной сфере. Кроме того, для повышения качества образования в этой области мы развиваем партнерство между вузом, предприятиями горно-металлургического комплекса, государственными органами, профильными объединениями работодателей и Национальной палатой предпринимателей «Атамекен». Такой подход помогает обучающимся получить востребованные практические навыки в реальных условиях работы и приступить к профессиональной деятельности сразу после окончания обучения. В соответствии со стандартами институциональной и программной аккредитации осуществляется внедрение внутривузовских систем обеспечения качества образования и привлечение студентов и работодателей к внешней оценке деятельности вузов, создается широкая база экспертов.

Satbayev University основан в 1934 году на базе Казахского горно-металлургического института и 90 лет воспитал национальную интеллектуальную элиту в области геологии, горного дела, металлургии и т.д. Подготовкой кадров для ГМК по направлению «производственные и обрабатывающие отрасли», занимается Горно-металлургический институте имени О. А. Байконурова, который реализует основные образовательные программы высшего и послевузовского образования. Здесь действует шесть кафедр: «Горное дело», «Металлургия и обогащение полезных ископаемых», «Металлургические процессы, теплотехника и технология специальных материалов», «Маркшейдерское дело и геодезия», «Материаловедение, нанотехнологии и инженерная физика» и «Химические процессы и промышленная экология». В штате института сформирован высококвалифицированный профессорско-преподавательский состав, состоящий из ученых и преподавателей, имеющих ученые степени и звания, большой производственный опыт. Среди них немало победителей конкурса «Лучший преподаватель вуза», Национального отраслевого конкурса «Золотой Гефест», обладатели премии «Лучший научный работник», научной стипендии для талантливых молодых ученых, стипендии общественного фонда «ASSYLTAS», а также выпускники программы научных стажировок программы Bolashak, имеющие опыт работы в лучших зарубежных вузах. Также мы активно привлекаем преподавателей-практиков, действующих сотрудников ведущих компаний страны.

Мы предлагаем широкий спектр образовательных программ, связанных с горно-металлургической отраслью, включая бакалавриат, магистратуру и докторантуру. Подготовка специалистов ведется по направлениям: геология, горное дело, обогащение полезных ископаемых, металлургия, материаловедение, наноматериалы и нанотехнологии, нефтяная инженерия, информационные технологии, автоматизация и роботизация, экология, охрана окружающей среды, энергетика, технологические машины и оборудование, строительство, архитектура.

Подготовка докторов PhD ведется в партнерстве с ведущими зарубежными вузами.

Одним из критериев качественной подготовки обучающихся не последнюю роль играет дуальное обучение, которое представляет эффективное сочетание теоретического обучения в учебных заведениях с практическим опытом на предприятиях. Тесное сотрудничество учебных заведений и предприятий отрасли обеспечивает практико-ориентированность образовательных программ, что имеет решающее значение в подготовке высококвалифицированных специалистов для горно-металлургического комплекса. При этом наше сотрудничество не ограничиваемся совместной разработкой образовательных программ. Мы пошли дальше и открыли филиалы наших кафедр на предприятиях лидерах в своей отраслях: ТОО «Казцинк», ТОО «Корпорация Казахмыс», «KAZ Minerals», АО «НАК «Казатомпром», НИИЦ «ERG», РГП на ПХВ «Национальный центр геодезии и пространственной информации», АО «ССГПО», ТОО «Казфосфат», ТОО «КазЭкоаналитика», РГП «КазГидромет», АО ТНК «Казхром», ТОО «Зеленый мост» и т.д.

С другой стороны, доверие работодателей, позволяет вузу получать дополнительные инвестиции в учебно-практическую инфраструктуру вуза. Благодаря этому 21 августа 2023 года в Satbayev University состоялась торжественная

церемония открытия аудитории имени профессора, академика НАН РК Баяна Ракишева. Новая аудитория открыта в горно-металлургическом корпусе на средства работодателей, которые таким образом вносят вклад в свое устойчивое будущее.

В тоже время, когда происходят стремительные перемены во всех сферах общества и экономики, рынок труда характеризуется постоянными изменениями, вызванными такими факторами, как глобализация, технологический прогресс, экономические кризисы и демографические изменения. Одни профессии возникают и становятся популярными, другие специальности оказываются менее востребованными и уходят в прошлое. Это требует постоянного обучения, развития навыков и гибкости. Причем усилия к этому должны прилагать, как работники, так и работодатели.

Вузы, которым предоставлена академическая и управленческая свобода, должны придерживаться концепции Lifelong Learning (обучение длиною в жизнь), что не только позволит повысить востребованность своих образовательных услуг, но и заручиться поддержкой со стороны работодателей. Мы совместно с ними разрабатываем и обновляем образовательные программы с учетом потребностей рынка труда, реального сектора экономики и профессиональных стандартов. Это позволяет обеспечить высокое качество подготовки высококвалифицированных специалистов. Для обеспечения совместимости квалификаций в разных странах, участвующих в Болонском процессе, разработка модульных образовательных программ, силлабусов осуществляется в соответствии с Дублинскими дескрипторами.

Так же при подготовке образовательных программы активно используем исследование «Атлас новых профессий», которое охватило 9 ключевых отраслей, определенных правительством Казахстана как самые капиталоемкие по человеческим ресурсам. На основе анализа текущих профессий, будущих трендов рынка труда, специальностей и навыков, которые станут актуальными или появятся в ближайшем десятилетии в вузе разработаны новые образовательные программы: 6В07213 – «Mineral prossesing», 6В07212 – «Рециклинг в металлургии», 7М07229 – «Экстрактивная металлургия» одобренные экспертами ЕСУВО. Кроме того, «Атлас новых профессий» стал мостиком для создания актуальных систем образования; механизмом, который помогает вузам увидеть картину будущего и проводить необходимые изменения учебных программ.

В нашем университете большое внимание уделяется интеграции казахстанских вузов в международное образовательное пространство, развитию внешней академической мобильности обучающихся всех уровней. Для этого мы отправляем обучающихся на срок не менее 1 семестра в такие вузы как: Кенсанский национальный университет (Корея), Университет имени Адама Мицкевича (Польша), Политехнический университет Ченстохова (Польша), Силезский технологический университет (Польша), Обудский университет (Венгрия). Также в университете реализуется двудипломное образование с Томским техническим университетом и НИТУ «МИСиС».

Необходимо отметить, что трудоустройство выпускников горно-металлургического направления может быть непростым делом и зависит от ряда факторов – не только от качества образования, наличия опыта и навыков, но и состояние отрасли, определяющего спрос на специалистов данной профессии. Тем не менее, за первые 4 месяца 2023 года трудоустройство выпускников по горно-металлургическому направлению составило 82,5%. Это очень хороший показатель, учитывая нынешнее положение в отрасли. Поэтому мы обеспечили такой учебный процесс, чтобы студенты могли активно участвовать в стажировках и практиках ещё во время обучения, чтобы получали дополнительный опыт и набор самых разнообразных навыков для повышения своей конкурентоспособности на рынке труда.

Вместе с тем, мы активно работаем с лидерами горно-металлургической отрасли для повышения квалификации уже работающих специалистов. В современном мире, где технологии постоянно развиваются, кадры должны быть готовы к освоению новых технологий и методов работы. Проведение курсов повышения квалификации, тренингов и семинаров помогает профессионалам совершенствовать свои навыки и быть в курсе последних тенденций в отрасли.

Кроме того, для эффективной подготовки кадров в вузе развиваются и поддерживается система научно-исследовательской и инновационной деятельности в горно-металлургическом комплексе. Это помогает улучшить техническую базу предприятий, внедрять новые технологии и методы работы, а также повышает эффективность производства.

Эффективная подготовка кадров для горно-металлургического комплекса Республики Казахстан – ключевой фактор развития отрасли. Необходимо активнее развивать образовательные программы, сотрудничество с предприятиями и научно-исследовательскую деятельность. Только так возможно обеспечить комплексный подход к подготовке кадров и обеспечить развитие этой стратегически важной отрасли экономики Казахстана.

РЕФОРМИРОВАНИЕ НАУКИ КАК ДЕЙСТВЕННЫЙ ИНСТРУМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ

А.А. Жарменов

РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан», Алматы, Казахстан

В жизни Казахстана, нашего народа и, соответственно, отечественной науки наметился новый виток реформирования. Проект Закона РК «О науке и технологической политике» достиг вершин Мажилиса Парламента РК. В качестве одного из приоритетов развития государства до 2029 г. анонсирована «перезагрузка национальной модели науки» как основы создания технологических инноваций, способствующих экономическому росту. Во главе угла – коммерциализация результатов научной деятельности и вовлечение бизнеса в науку. Со стороны все выглядит верно, перспективно и даже обнадеживающе. Однако люди науки прекрасно знают, что **задача «укреплять связь между наукой и бизнесом» с повестки дня не снимается уже на протяжении не одного десятилетия**. Очевидно, **пора разобраться с эффективностью планируемых путей ее решения.** Как руководитель организации с богатым багажом

внедрений научных разработок в стране и за рубежом, считаю, что имею право говорить о несовершенстве выстраиваемой системы, в частности, и по этому вопросу.

Во-первых, **планируемое создание условий для увеличения доли предпринимательского сектора в затратах на НИОКР посредством обязательного участия бизнес-партнера в реализации научных и научно-технических программ в рамках программно-целевого финансирования ляжет бременем на науку.** Об этом свидетельствует опыт реализации проектов по коммерциализации РННТД, софинансирование которых является обязательным требованием. В свое время это был прогрессивный шаг. Однако практика показывает, что в такой масштабной отрасли как горно-металлургическая (масштабной, я имею в виду огромные объемы перерабатываемого сырья, выпускаемой продукции, многостадийность технологических процессов и, соответственно, очень большие затраты на создание производства) **эта форма финансирования не является эффективной.** Ситуация складывается таким образом, что софинансирование по всем реализуемым проектам мы вынуждены обеспечивать самостоятельно. Ни банки Казахстана, ни зарубежные банки не финансируют создание производств по новым технологиям. Нужна специальная структура. Например, в Германии есть специальная организация по продвижению патентов. Более 10 лет назад я общался с ее представителями. В то время ежегодный объем выделяемых на эти цели средств в данной компании составлял 2 млрд. евро. Что-то аналогичное полезно предусмотреть и в Казахстане.

Во-вторых, **анализируя действующую систему финансирования** (базовое; финансирование научных организаций, осуществляющих фундаментальные научные исследования; грантовое финансирование фундаментальных и прикладных НИР, коммерциализации РННТД; программно-целевое финансирование) **предлагаю ввести:**

1. ***Финансирование научных организаций, осуществляющих научные исследования в области социально-гуманитарных наук*** – по утвержденному уполномоченным органом списку.

2. ***Грантовое финансирование проектов на коммерциализацию РННТД*** – на конкурсной основе.

3. ***Бюджетное финансирование фундаментальных исследований*** субъектов научной и(или) научно-технической деятельности – на расчетной основе с учетом индекса Хирша как основного наукометрического показателя научной активности в сфере фундаментальных исследований, определяется по формуле:

$$\Phi_i = \frac{h_{\text{ср}.i}}{\sum_{i=1}^{n} h_{\text{ср}.i}} \cdot V_{\text{ф}},$$

где Φ_i *– объем бюджетного финансирования, выделяемый на фундаментальные исследования i-ому субъекту научной и(или) научно-технической деятельности на текущий год;*

$h_{\text{ср}.i}$ *– средний индекс Хирша i-ого субъекта научной и(или) научно-технической деятельности за год, предшествующий текущему финансовому году, определяемый по формуле:*

$$h_{\text{ср}.i} = \frac{\sum_{l=1}^{m} h_{li}}{m_i},$$

где h_{li} *– индекс Хирша l-ного научного сотрудника в i-ом субъекте научной и(или) научно-технической деятельности;*

m_i *– общее количество научных сотрудников в i-ом субъекте научной и(или) научно-технической деятельности;*

n *– количество субъектов научной и(или) научно-технической деятельности в стране, выполняющих фундаментальные исследования и имеющих индекс Хирша;*

$V_{\text{ф}}$ *– общий объем бюджетного финансирования, выделяемый на проведение фундаментальных исследований в стране.*

4. ***Бюджетное финансирование прикладных исследований*** субъектов научной и(или) научно-технической деятельности – на расчетной основе с учетом объема финансирования исследований частными партнерами как основного показателя научной активности в сфере прикладных исследований, определяется по формуле:

$$\Pi_i = \frac{P_i}{\sum_{i=1}^{q} P_i} \cdot V_{\Pi},$$

где Π_i *- объем бюджетного финансирования, выделяемый на выполнение прикладных исследований i-ому субъекту научной и(или) научно-технической деятельности на текущий год;*

P_i *– объем финансирования прикладных исследований i-ого субъекта научной и(или) научно-технической деятельности частными партнерами за год, предшествующий текущему финансовому году;*

q *- количество субъектов научной и(или) научно-технической деятельности в стране, выполняющих прикладные исследования на средства частных партнеров;*

V_{Π} *– общий объем бюджетного финансирования, выделяемый на проведение прикладных исследований в стране.*

Распределение средств по этим четырем направлениям требует серьезного обсуждения с научным сообществом с учетом мирового опыта и особенностей нашей страны.

Далее, если мы заговорили о **горно-металлургическом комплексе** – локомотиве экономики Казахстана, уместно будет поднять **проблематику отраслевой науки**. Тенденция отечественной науки сегодня нацелена на университетскую науку через, не побоюсь этого слова, уничтожение отраслевой. Укрепление последней, напротив, содействовало бы положительному результату в деле расширения сотрудничества научного и бизнес- сообществ. С учетом текущей ситуации и приоритетов развития отрасли для решения поставленных в проекте Национального плана развития Республики Казахстан до 2029 г. (далее – Нацплан) задач, включая восполнение и развитие ресурсной базы, управление отходами ГМК и освоение накопленных твердых минеральных отходов (ТМО), контроль численности персонала и повышение трудовой мобильности, создание новых предприятий, **можно предложить следующие меры,**

реализация которых, опираясь на симбиоз науки и бизнеса, будет способствовать устойчивому росту экономики:

1. В течение одного года **прекратить практику вывоза руд, концентратов, некондиционных материалов, полупродуктов разных отраслей промышленности** с организацией внутри страны технологических процессов по их переработке по имеющимся технологиям РГП «НЦ КПМС РК» как базовой научной организации в горно-металлургической отрасли, а также других отечественных научных организаций и вузов, в случае их отсутствия - по технологиям зарубежных партнеров.

2. **Обязать крупные предприятия по выпуску металлов (меди, цинка, свинца, стали) в течение 5 лет в Казахстане создать производства конечной продукции** из минимум 20% производимого металла. Если идет неисполнение, то передать государству по себестоимости не менее 20% выпущенного металла для организации производств следующих переделов.

3. **Обязать недропользователей к моменту окончания отработки месторождений/ закрытия заводов в тех же населенных пунктах создавать новые рабочие места** для всех работников закрывающихся предприятий, чтобы искоренить проблему моно-городов.

Казахстан имеет огромные объемы накопления ТМО с высоким содержанием полезных компонентов и низкий (уступающий, согласно данным Нацплана, в 7 раз и более) уровень их переработки по сравнению с развитыми индустриальными государствами. На данном этапе в проекте Национального плана развития страны до 2029 г. поднимается вопрос **о мерах стимулирования освоения ТМО, в то время как должна ставиться первостепенная задача снижения уровня их образования.** Это решаемо с помощью **инновационных технологий, которые наука может предоставить бизнесу**. **В этом и состоит сотрудничество науки и бизнеса**, сотрудничество не ради сотрудничества, а **во благо государства**. Для того, чтобы сотрудничество расширялось и крепло, необходимо, чтобы бизнес был заинтересован прийти к науке.

Работая с бизнесом, мы несколько лет бьемся за **установление равных требований к порядку осуществления закупок, в том числе государственных при выполнении научных исследований в рамках договорной деятельности по бюджетным программам и с частным бизнесом.** Согласно действующему Закону РК «О науке», **на выполнение научно-исследовательских работ (НИР) только по бюджетному финансированию не распространяется действие законодательства Республики Казахстан, устанавливающего требования к порядку осуществления закупок, в том числе государственных.** При выполнении работ для предприятия-недропользователя (далее – Заказчик), финансирующего проведение НИР и(или) НИОКР, научная организация, выигравшая тендер (далее – Исполнитель), обязана выполнять условия Заказчика, в том числе в части применяемых материалов, оборудования и др. Выполнение требований и соблюдение ограничений законодательства РК о госзакупках, включая сроки конкурсных процедур, запрет на указание марок приборов, на приобретение оборудования у зарубежных поставщиков и т.д., делает невозможным исполнение обязательств перед Заказчиком. Зачастую процедура приобретения необходимых материалов и оборудования занимает период времени, превышающий установленные Заказчиком сроки на выполнение всей работы. Либо же, исходя из минимальной цены, Исполнитель вынужденно приобретает материалы, качество которых не устраивает ни его, ни Заказчика. В такой ситуации Исполнитель просто теряет свой имидж, и говорить о развитии дальнейшего сотрудничества с партнером-промышленником очень сложно. Выражаю надежду, что **необходимость данной реформы найдет отражение в новом Законе РК «О науке и технологической политике»,** в проектах которого на разных этапах обсуждения она то появляется, то исчезает.

Вместе с тем радует, что прорабатываются пути **развития инфраструктуры для опытно-конструкторских работ.** Мы одна из научных организаций, которая смогла сохранить и приумножить советское наследие в виде опытно-экспериментальных цехов и механических мастерских, профилирующихся на изготовлении нестандартного оборудования, используемого для научных исследований. Однако не имеем возможности их эксплуатировать. **Содержание данных объектов** требует затрат, которые можно было бы покрыть **средствами от предпринимательской деятельности за счет оказания услуг сторонним предприятиям и населению на возмездной основе** в свободное от основной деятельности время, что не противоречит Предпринимательскому кодексу РК, но не предусмотрено Законом РК «О науке». Если данное право будет закреплено в Законе РК «О науке и технологической политике», это, с одной стороны, будет способствовать расширению взаимодействия с предприятиями, с другой – пополнению бюджета в результате роста налогов.

К сожалению, не в пользу науки выступает **конфиденциальность, обусловленная договорными отношениями с промышленными предприятиями. Ученые, тесно сотрудничающие с бизнесом, не имеют права информационной поддержки и продвижения своих результатов.** Они как разведчики должны оставаться неизвестными, чтобы избежать привлечения к судебной ответственности. Представители бизнеса редко дают свое согласие на совместные публикации или посты в социальных сетях. Это соответственно сказывается на показателях публикуемости и информационной активности.

Серьезной проблемой отечественной науки является **старение кадров**. Государство тратит немалые средства на подготовку магистров и докторов философии (PhD). Однако молодые ученые, отработав положенный период времени, набравшись определенного опыта, уходят на производство или в другие структуры. Чтобы не только остановить этот процесс, но и обратить его вспять, нужны действенные меры, в том числе направленные и на **повышение социального статуса ученого, его социальной защищенности**. В этой связи заслуживает одобрения инициатива, нашедшая отражение в версии законопроекта Министерства науки и высшего образования РК «О науке и технологической политике», о **надбавке к пенсии научным и научно-педагогическим работникам**, достигшим пенсионного возраста и имеющим трудовой стаж не менее двадцати лет научно-исследовательской или научно-педагогической работы, **за ученые степени кандидата наук, доктора философии (PhD), доктора по профилю и доктора наук**. С учетом кардинальных преобразований в организации Национальной академии наук целесообразно предусмотреть выплату академикам **ежемесячной стипендии, которая будет сохранена и по достижении пенсионного возраста.**

Откровенно говоря, изменения в организации Национальной академии наук Республики Казахстан заслуживают отдельного внимания. С декабря прошлого года введены в действие **правила и критерии избрания академиков Национальной академии наук Республики Казахстан (далее – Правила),** которые на этапе обсуждения подверглись жесткой критике со стороны академической общественности. Прошло только 2 месяца, и данный документ вновь претерпевает изменения и находится на публичном обсуждении. Это яркий показатель того, что Правила не доработаны. Согласно им, академик становится **выборным лицом** по аналогии с депутатами, а нам говорят, что **«Национальная академия наук не будет вторым госорганом».** Причем, **академиков подразделяют на действительных и почетных. Такой подход просто унизителен.**

Непонятен нездоровый тон и даже воинственный настрой новых руководителей НАН РК разрушить все, что создавалось десятилетиями. Так, человек, наделенный высоким доверием Главы государства, предоставляет общественности неточные сведения, заявляя, что у нас в стране на 1 млн. жителей Казахстана приходится 11 академиков. На самом деле – 8 академиков, а 11 – суммарная численность академиков и членов-корреспондентов. Для того, чтобы показать, что эти цифры «сложно поддаются логическому нормальному не то что анализу, восприятию», был проведен двухмесячный анализ и установлено, что за рубежом эти цифры ниже. Например, в США на 1 млн. населения приходится 0,41 академик, в Китае – 0,67. Без проведения 2-ухмесячных анализов, открыв Википедию и официальные сайты некоторых академий, видим такую картину. Национальная академия наук США – приблизительно 2400 членов, 500 международных членов, из них примерно 190 являются Нобелевскими лауреатами. С учетом численности населения несложно определить, что в США на 1 млн. человек приходится 7 академиков (без учета международных). Принимая во внимание сложную академическую структуру в Китае, я бы предложил сначала обратиться к историческим данным. Китайская академия наук, созданная в 1949 г., уже к 1967 г. насчитывала 10 тыс. академиков (т.е. 13 академиков на 1 млн. человек). Впоследствии академия разделилась. Сейчас Академия наук КНР как высшая научная организация, ведущий центр фундаментальных исследований в области естественных наук в Китае действительно включает порядка 800 академиков. Однако, по данным Википедии со ссылкой на официальный сайт академии, исследовательской деятельностью, покрывающей 30 процентов основных проектов в области фундаментальных наук КНР, занимается более 67900 человек, в том числе около 56000 профессиональных исследователей и ученых, из них 22800 имеют звания профессора или доцента. Академия общественных наук КНР объединяет 2200 сотрудников. И это пример только двух академий наук Китая. В Российской академии наук число академиков превышает 800 человек (5,5 академиков на 1 млн. человек), членов-корреспондентов – 1100, иностранных членов – 450, в Латвии и Литве на 1 млн. жителей приходится по 14 академиков. Неприятная манипуляция цифрами, но, да ладно.

Более же всего вызывает недоумение лишенное здравого смысла требование Правил каждому академику **каждые 5 лет создавать «не менее 1 (одного) завода, цеха, опытно-производственной площадки (подтвержденных актами ввода в эксплуатацию), стартап-компании».** По-видимому, на это и делается ставка по укреплению связи наука–бизнес.

Подытоживая, хочу подчеркнуть, что озвученные предложения являются плодом тридцатилетней деятельности нашей организации на рынке научно-технических услуг. Их перспективность доказывается поддержкой и солидарностью с нами ученых казахстанского научного сообщества. Реализация данных мер на практике поднимет эффективность реформирования отечественной науки и обеспечит выполнение поставленной перед ней задачи – служить устойчивому развитию экономики.

SPACE RESOURCES - ON THE FUTURE OF RAW MATERIAL MINING AND PROCESSING ON OTHER CELESTIAL BODIES

Carsten Drebenstedt
Technical University Bergakademie Freiberg, Freiberg, Germany

1 Introduction

The exploration of space is a human dream. Space telescopes look billions of years back into the universe. Exploration probes have already reached the end of our solar system and have transmitted information from planets and celestial bodies in our solar system. Rovers explore the surfaces of the Moon and Mars. Humans have set foot on the moon and would like to return there shortly. Knowledge about our solar system and other celestial bodies provides important information for understanding about our home planet Earth. In addition, observation satellites orbit the Earth and provide us with further significant information.

"The earth is the cradle of humanity, but man cannot stay in the cradle forever. The solar system is becoming our kindergarten." Konstantin E. Tsiolkovsky

However, the exploration of space is not just a pure research interest. Journeys into space have made and continue to make technologies necessary that must withstand the extreme conditions of launch and deployment. Important criteria in space are:

- The components must be extremely light and thus possibly also small: every gram of take-off weight is expensive
- The components must be highly reliable and durable: repairs are virtually impossible
- The components must be self-sufficient in energy and energy-efficient: every watt generated is important and none must be lost
- The components must function safely under the exceptional environmental conditions, especially under temperature and radiation extremes.

These requirements have led, for example, to developments in solar/fuel cells and battery storage for efficient energy generation and storage systems, as well as lightweight and high-strength materials such as carbon fibres and glass ceramics, which were initially developed for space missions before finding wider application on Earth.

The development of sensors that extract information, communication systems that transmit large amounts of data quickly and robotic systems are also examples of technologies driven by space missions.

On Earth, space technology made the pacemaker possible - small, light, energy-saving and reliable. Today, our daily life is hardly conceivable without satellite-based navigation and communication systems in many areas.

2 Back to the Moon

More than five decades have passed since the Apollo missions, which first brought men to the moon in 1969. With the ARTEMIS programme, NASA is currently pursuing the goal of putting men on the moon again from the mid-2020s of our century (Fig. 1).

Figure 1 – Building blocks of NASA's Artemis mission to the return of man to the moon

In the future, a permanent human presence on the moon is also planned. Among many other questions, a longer and permanent presence raises the question of where the astronauts will live and work (the habitat).

The extreme site conditions on the moon must be taken into account:

- Due to the lack of atmosphere, there is no air pressure, so the habitats for human habitation must have an internal pressure of one bar (10t/m²) and be safely separated from the surrounding vacuum by airlocks.
- Another consequence is the permanent and unchecked impact of micrometeorites with high energy on the lunar surface - on Earth they would burn up.
- Also hostile to life are the temperatures of +180°C on the sunlit surfaces and -160°C in the sun shade, immediately behind.
- Lunar day and night last about 14 Earth days, so that long phases of darkness and cold as well as long phases of heat and radiation have to be bridged - except for the polar caps.
- The lack of a magnetic field leads to the unhindered impact of solar and cosmic radiation, which is deadly for humans.
- For machine and vehicle use, it should also be noted that the moon has only one sixth of the earth's gravity.
- Another problem is the lunar dust covering the surface, which is largely cohesion less and makes it difficult for vehicles to move around, as well as adhering to surfaces such as space suits due to static charge.

Only by overcoming the challenges to human survival on the lunar surface will it be possible to return to the moon permanently. This makes it possible to systematically research our Earth's companion, which, as a former part of the Earth, is also known as the eighth continent, where the history of the Earth is frozen. In this way, insights into the development of the Earth and the solar system and an understanding of the processes on Earth can be gained.

Telescopes on the far side of the Moon are not exposed to Earth and solar radiation and could therefore, in addition to providing information about the universe, also ensure our safety on Earth through early detection of meteorites. Many of the last meteorite impacts on Earth were not detected beforehand.

The moon's lack of atmosphere and low gravity also make it an interesting launch base for rockets, e.g. to Mars - up to 30 times less energy is expected than for a launch from Earth. In addition, the moon can supply the rocket fuel. If this is also possible on other celestial bodies, the fuel for the return flight from Mars, for example, does not have to be carried along. This makes space travel "lighter" and thus shorter and cheaper.

The short distance from the Earth to the Moon makes it a suitable testing ground for technologies and experiences that are also needed for survival on the next destination, Mars, and later for colonising other celestial bodies. However, the flight to Mars takes months and the time windows for the outward and return flights are also months apart. The latter requires habitats on the ground even more urgently.

3 Energy and raw materials for habitats on the moon

One possibility for the construction and operation of habitats on the Moon, apart from the use of containers that have to be brought from Earth to the lunar surface, is the use of materials and energy available on site. One argument in favour of this is that the cost of transporting payloads from Earth to the Moon is still up to 100,000 US dollars per kilogram. Since the payloads currently amount to a maximum of 1.5t, numerous rocket launches with the associated environmental impact on Earth are also necessary to set up and supply stations.

Figure 2 shows a fictitious image of a possible research station on the moon. Apart from the surface shape and the Earth in the background, there is actually nothing unusual to be seen: Domes and greenhouses, solar farms, robotic machines and humans for control tasks. Layers of regoilth several metres thick protect the habitats from the extremes: Temperature, radiation and micrometeorite impacts.

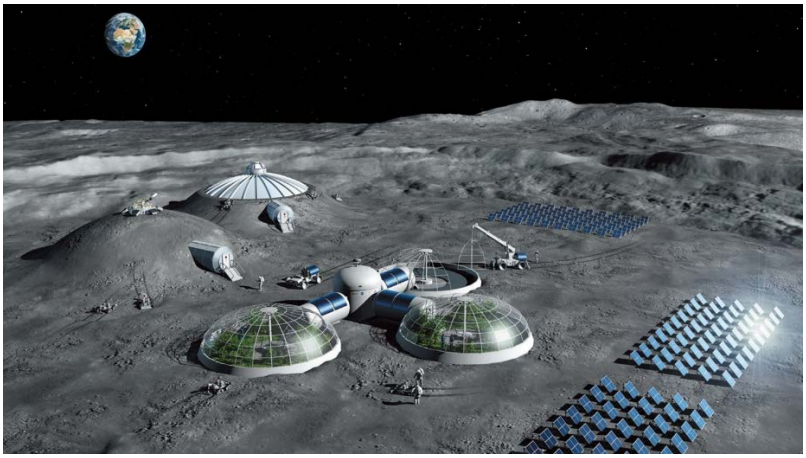


Figure 2 – Research station on the moon (© ESA - P. Carril)

Underground construction or a combination of surface and underground facilities are also conceivable to protect against cosmic dangers. On the Moon, for example, already localised lava caves or the edges of impact craters in the lunar crust offer good conditions that appear suitable for tunnel construction (Fig. 3).

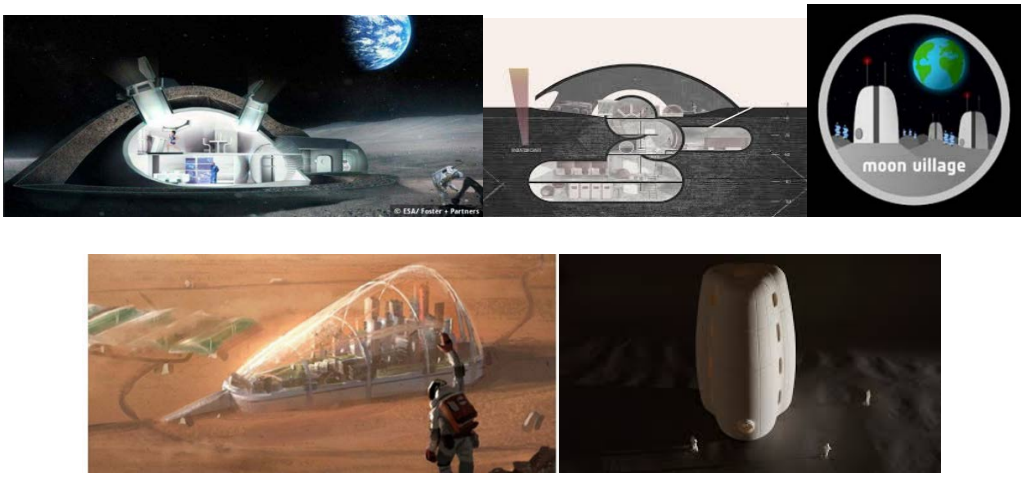


Figure 3 – Habitat concepts on the surface, underground or combined

In situ resource utilisation (ISRU) technologies refer to the provision of the necessary building and construction materials, as well as water, oxygen and energy from on-site resources. Sources of building and life support systems on the Moon include, in particular, lunar dust (regolith), water ice, solid rocks on the lunar surface such as basalts, and solar energy (Fig. 4). There are also considerations to recycle the already existing space debris on the moon and to gently land satellites that are no longer functional and to continue using components/materials.

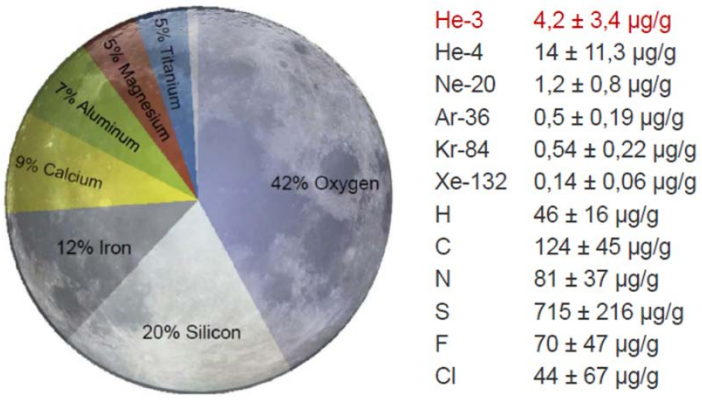


Figure 4 – Elemental composition of the moon (Eckart, 1999; Laufer, 2018)

The high density of solar radiation enables the production of electricity and heat via solar cells. By concentrating the solar radiation via parabolic mirrors, very high temperatures can also be achieved, e.g. for melting and sintering processes. For example, metals can be produced, bricks made from lunar dust and glass, e.g. for solar cells, produced on site (Fig. 5).

Figure 5 – left: Structures made from regolith simulant, right: model of a habitat with regolith cover.

Another source of energy is hydrogen, which can be obtained by electrolysis from water ice, which occurs mainly at the polar ice caps. The oxygen needed for breathing air can also be produced from water ice. Oxygen and hydrogen also form the basis for rocket fuel.

Water necessary for life support can be prepared from water ice. Water ice is thought to be found in craters (a few grams per cubic metre), especially in the regolith at the poles, which are not heated by solar radiation. This produces numerous chemical compounds that can be reused (Fig. 6).

Figure 6 – left: Chemical compounds produced during the extraction of water from the regolith (Schlüterand, L. 2020), right: Parabolic mirrors set up on the crater rim focus the solar radiation and warm up the crater surface (George Sowers, CSM)

Other sources of oxygen are the minerals of the moon rocks and regolith. Lunar dust, for example, can contain up to a good 10% of the mineral ilmenite (iron-titanium oxide). Oxygen could be obtained directly from the regolith by hydrolysis in a molten salt or by reduction with hydrogen (Fig. 7).

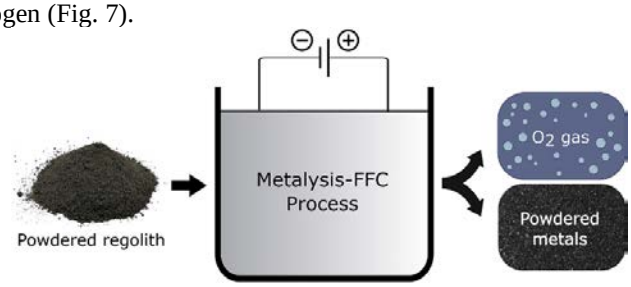


Figure 7 – Simplified illustration of the extraction of oxygen and metals from regolith

In addition to oxygen, iron and titanium would thus also be available as construction metals that can be processed locally into components for buildings and vehicles via additive manufacturing (3D printing) (Fig. 8). Iron is also found, for example, near the impact craters of iron meteorites.

Figure 8 – left: a rover prints construction parts directly onto the prepared lunar surface, right: 3D printed Lunar Quattro by Audi (3dnatives.com)

More problematic is the initial provision of nitrogen for the air we breathe and carbon for food production.

A high degree of recycling of fluids and solids in the habitat can ensure a high degree of resource efficiency and freedom from emissions and waste.

The examples show that ISRU technologies have the potential to make the construction and operation of research stations largely autonomous possible.

Even in a habitat on another celestial body, the everyday issues of our lives, such as washing clothes, doing the dishes and going to the toilet, have to be solved. A large amount of robotics and artificial intelligence are needed to take on the diverse tasks with a small crew.

4 Mining and processing raw materials on the moon

Consideration of the construction and operation of research stations on other celestial bodies, making extensive use of the resources found there, raises the question of their exploration, extraction, preparation, processing and recycling. In principle, the same questions have to be solved as on Earth, "only" under the extreme conditions mentioned in the example of the Moon.

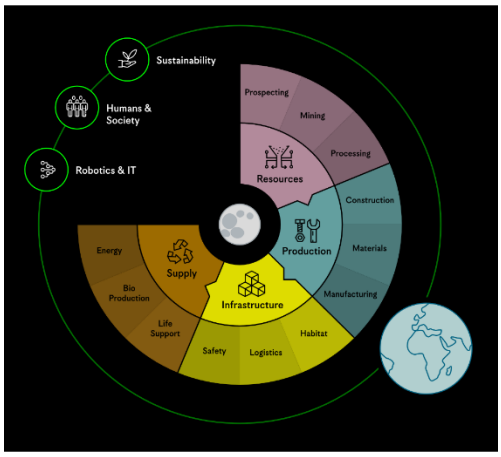


Figure 9 – Research fields for ISRU and habitat technologies

Figure 9 graphically depicts the necessary research fields for ISRU and habitat technologies. The technology fields "raw materials", "production", "infrastructure" and "supply" form the core of the tasks. The topics "Robotics and AI" and "Sustainability" are shown separately as integral components. A seventh research field, "People and Society", concerns ethical, legal and economic aspects in particular.

Examples of topics within the Extractive Mining Division include rock destruction in the microgravity environment and simulating the use of mining machinery (Fig. 10).

Figure 10 – Left: rock structure destroyed with microwaves, right: simulators for testing constructed mining equipment under extra-terrestrial conditions.

Since the application of mechanical rock crushing methods on low-mass celestial bodies has reached its limits, other loosening methods are of interest. At the Chair of Opencast Mining at TU Bergakademie Freiberg, work is therefore being done on the comminution of solid rock with microwaves. In this process, the radiation source is guided close to the rock surface without contact. The carrier device for the microwave does not have to exert any pressure, which significantly reduces the mass of the device.

Physical simulators combine several functions:

- Modelling of a virtual environment
- Modelling of the rock properties
- Modelling of a device
- Testing the device in the virtual environment
- Analysis of device use through the evaluation of data from virtual sensors

For use on other celestial bodies, for example, influencing factors such as soil mechanical properties, morphology and gravity can be specified in order to determine the locomotion, work performance, energy requirements and other parameters of the equipment and vehicles. Figure 11 illustrates some more aspects of robotics and mobility on other celestial bodies and on Earth from idea to realisation.

Figure 11 – left: Planning of mobile robots for the exploration of caves on the moon (ESA), middle: Robot of the TU Bergakademie Freiberg for the exploration of underground cavities on Earth, right: Rover of the Apollo mission.

5 Space technologies and structural change in lignite regions

The lignite mining areas in Germany are already high-tech regions, especially in the field of material logistics and energy technology, complemented by a high degree of automation, excellence in material production (iron, glass, ceramics, plastics ...), mechanical engineering, process engineering, chemical material conversion and other areas such as vehicle construction.

The upcoming structural change in the lignite mining regions is to be better shaped without a rupture, as occurred in the first transformation phase with mass closures of opencast mines, power plants and refinement plants, beginning in 1989. Therefore, one basic consideration was how the aforementioned competences could be taken up and further developed in the lignite regions. One idea that can make this possible is the application of existing fields of technology to solve tasks in space.

This requires leap technologies comparable to Formula 1 in vehicle construction: what works at 300 km/h in terms of tyres, bearings, engines, transmissions ... can also be adapted to be used safely and reliably in normal road traffic. In the case of space research, this means a transformation of technical solutions that work under the extreme conditions on other celestial bodies back to Earth. A good example is the Apollo missions, which have significantly advanced development in a whole range of technological fields. Examples are:

- Microelectronics / Robotics / Software Development
- Radio and telecommunications technology / data transmission
- Fuel cell technology
- Material and material innovations
- Environmental and air-conditioning technology

"We have decided to go to the moon ... not because it is an easy goal, but because it is a particularly difficult goal to achieve, and one that will make us use and develop our best abilities and our full power." John F. Kennedy, Sept. 12. 1962

The implementation of the project to establish and operate habitats on other celestial bodies as far as possible with the resources available on site is uncharted territory. Currently, there are only small research groups in Germany and Europe working on individual topics. In order to provide sufficient research capacities, the establishment of a new large-scale research institute is necessary. An opportunity to do so presented itself in November 2020.

6 Establishment of a European Research Institute for Space Resources

In November 2020, the Federal Ministry of Education and Research (BMBF), together with the Free State of Saxony, launched an ideas competition for two new large-scale research facilities in Saxony's coal regions. One research facility each is to be established in the Central German lignite mining region, with additional support from the state of Saxony-Anhalt, and one in the Lusatian lignite mining region.

Each of the two large research institutes is to be provided with approx. 1.1 billion € until 2038. After that, further funding of approximately €170 million per year is planned from 2039 onwards. Funding is secured through federal and state funds on the basis of the Structural Strengthening Act, which provides €40 billion for structural change until 2038.

The new large-scale research facilities are to support structural change through transfer and settlement, strengthen Germany as a location for research and innovation and contribute to solving global challenges on earth (Fig. 12).

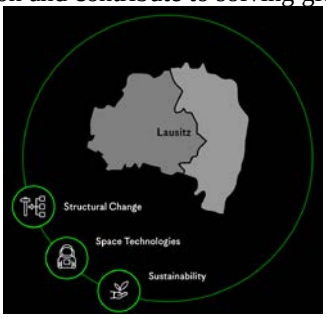


Figure 12 – Objectives of the call for tenders for a large-scale research institute in the Saxon lignite regions

Competition entries could be submitted until 30.04.2021. Out of 100 applications, the proposal for a "European Research Institute for Space Resources -ERIS" reached the final round of the best six. These proposals were able to develop an application with funding in the period from November 2021 to April 2022, which includes a scientific concept, a transfer and regional development concept and a concept for the start-up phase in the first three years.

The Lusatian lignite mining area was identified in the application as the preferred location for ERIS, although it is also possible to set it up in the Central German lignite mining area, as similar conditions exist.

A first important step was to build a network of partners for this huge task:

- On the one hand, the competences of resource and production research must be combined with those of space research for the project to be successful.
- Furthermore, the regional and supra-regional companies and institutions in the technology fields that take up the research results and implement them commercially must be involved.
- International networking is also particularly important, as space missions can only be carried out internationally.
- The municipal and regional partners in the coal region also play an important role, because a major research institution cannot be successful without being integrated into the social environment. For example, the municipalities provide housing and commercial space, develop offers for childcare, education, sports and culture, and are responsible for local transport connections and public transport (Fig. 13).
-

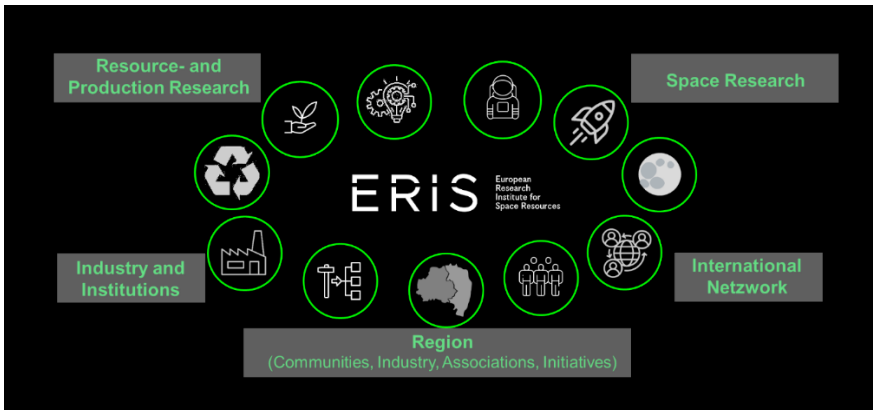


Figure 13 – Network partners for setting up the large-scale research facility

To combine earth related expertise in resource and production technologies with space research, contact was made with all the major faculties with space research in Germany. The idea quickly found support at universities in Munich, Stuttgart, Cologne, Hannover, Braunschweig, Bremen, Berlin and Dresden. The two major space companies Airbus and OHB as well as many suppliers also support the ERIS proposal. The supporting space agencies include ESA and NASA. Together with the partners from the coal region, Saxony and Germany, the project is feasible. Figure 14 provides an overview of the status of the partners in August 2022.

Figure 14 – Only with a strong community can structural change succeed, can great things be achieved

With contacts to the neighbouring state Brandenburg in the north, the Polish Lower Silesian Region in the east, the Czech Republic in the south and the Dresden area in the west, Lusatia loses its peripheral position in Germany and becomes the centre of Europe, surrounded by the more than 20 ESA member states that support the project (Fig. 15).

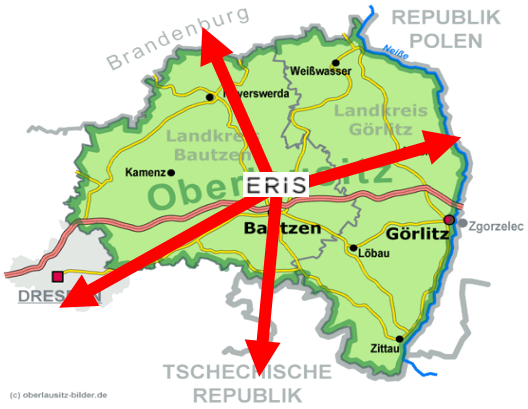


Figure 15 – The Lusatia coal region radiates, moves to the centre of Europe, attracts skilled personnel, capital and founders

7 Structural implementation of ERIS

The structural concept of the research campus will initially provide space for approximately 1,000 researchers and aims to provide the infrastructure necessary for the research fields, such as offices, laboratories, experimental halls and test sites (Fig. 16).

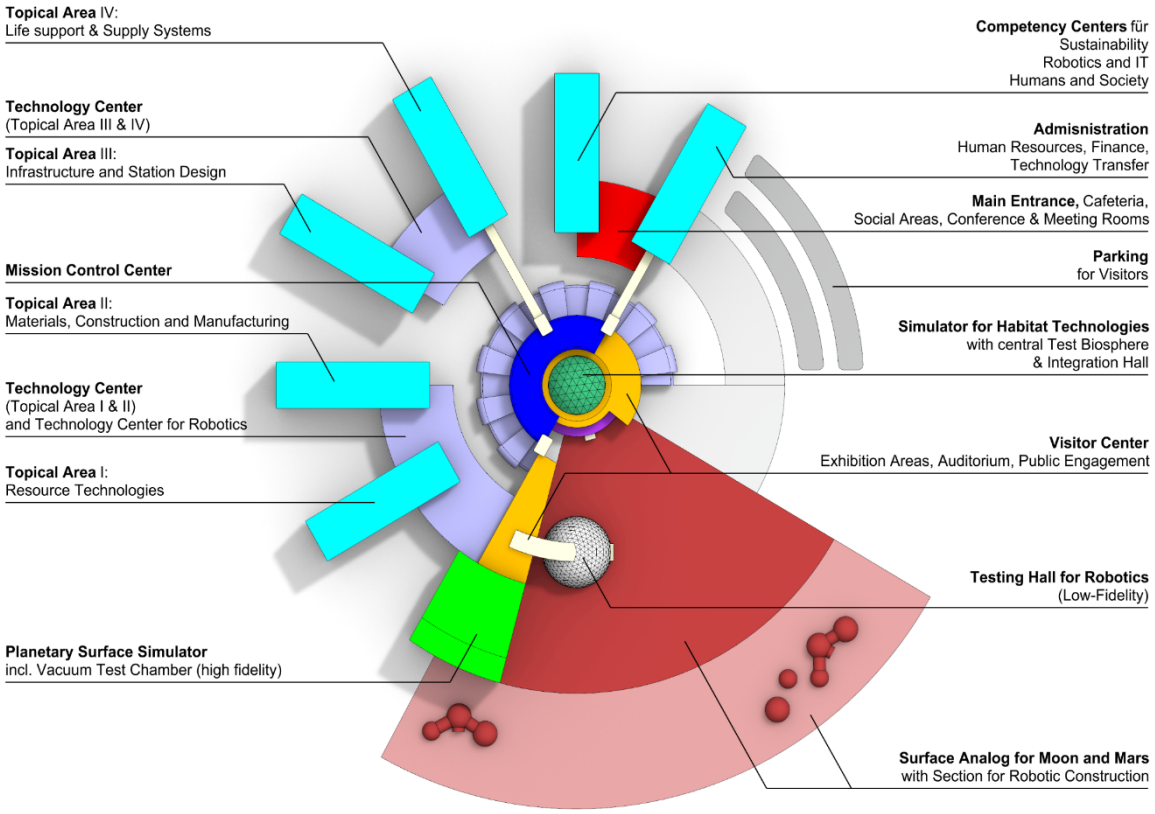


Figure 16 – Structural concept of the research campus

Special features are the habitat simulator in the middle of the campus, around which research containers (modules) with different tasks are located, in which concepts for e.g. production and recycling of oxygen, water, heat, electricity, food ... can be investigated in order to test the life of people in enclosed space. The modules are connected to each other and to a biosphere for material and information exchange.

Another special feature is the thermal-vacuum chamber for simulating the surface of Mars and the Moon. The chamber contains the atmospheric conditions and the regolith of the celestial body. Radiation and particle impacts can also be simulated. With approx. 10,000m³, it will be the largest chamber in the world.

Both research facilities are unique and attract scientists from all over the world, but also companies from the space industry, who can test their equipment here under realistic conditions. This puts the research centre at the centre of Europe and the world.

Another important part is a robotics centre. In the outdoor area, the construction of habitats and the use of devices for different processes, navigation and communication can be tested (Fig. 17).

A visitor centre is also important in order to make the subject of space research transparent and open to schoolchildren and interested citizens. The visitor centre is located above the habitat simulator and allows a view into the habitat, the thermo-vacuum chamber and the robotic dome.

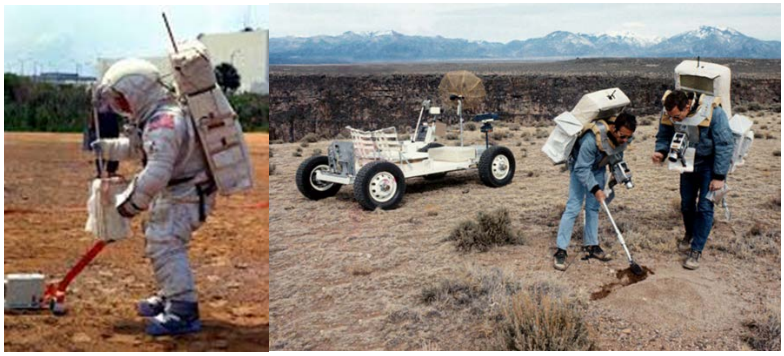


Figure 17 – Even the astronauts of the Apollo mission trained on analogue terrain

Figure 18 gives an impression of the integration of the campus into the real environment. Immediately adjacent to the campus on the left side are industrial parks for SpaceTech and GreenTech. These offer the opportunity to settle on the site of a former lignite-fired power plant. Towards the flooded open-cast lake, flats for visiting scientists can be built. The newly developed concepts of resource-saving and environmentally friendly living and working will be implemented immediately. The coal region will thus become a pioneer for the leap to space and for earth applications of the latest developments.

Figure 18 – Embedding the research campus with commercial and residential parks on the brownfield sites of the opencast mine and power plant

8 Benefits for the Earth

In view of the comparatively high expenditure on space research and missions into space, despite all the benefits for the Earth that have already been demonstrated, the question of why this has to be done will always have to be answered. Space research is no longer a luxury, but an urgent necessity.

Autonomous living using on-site resources, with a high degree of recycling, without waste and emissions, and the use of robotics with associated sensor technology, data processing and artificial intelligence are clearly not issues that only affect other celestial bodies, but also urgently affect our Earth. Figure 19 illustrates some comparable boundary conditions.

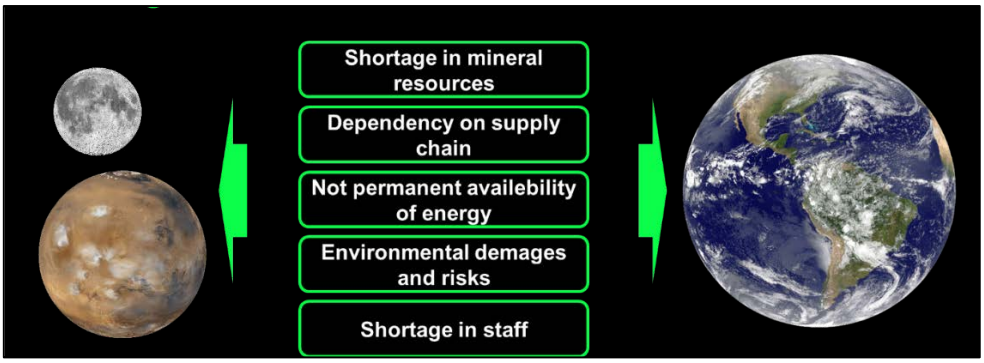


Figure 19 – Comparable boundary conditions for life on Earth and on other celestial bodies

The fields of development in space research that are also important for Earth in this context are shown in Figure 20.

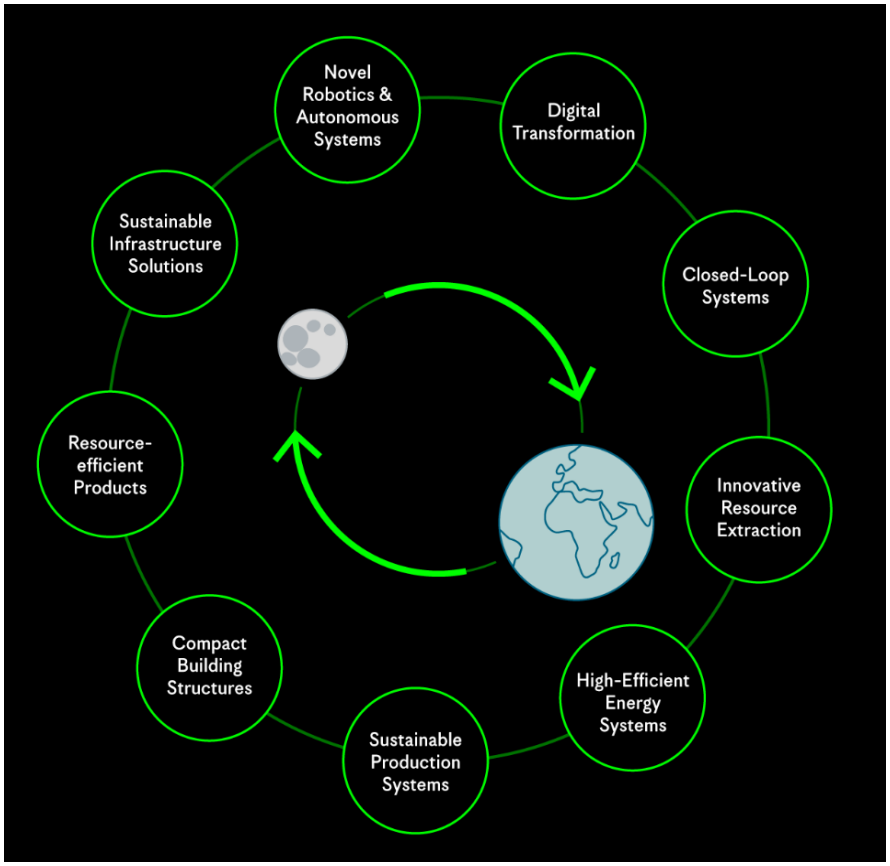


Figure 20 – Space technologies with high importance on Earth

ERIS is also committed to the next generation, the involvement of society in developments and in the training of skilled workers. Thus, the research centre itself becomes a training company for professions, technicians and engineers and supports academic training by providing training modules, infrastructure and research tasks. Its own transfer and communication structure promotes spin-offs from research and the settlement of companies.

The large-scale research facility also has the potential to bundle other investments and developments of structural strengthening. For example, cooperation with other research facilities under construction in the region is planned in order to tap synergy effects. Close cooperation with the measures planned by the federal government to improve the transport infrastructure and with municipal developments is planned.

Other effects are associated with the development of raw material technologies on other celestial bodies. For example, during exploration we learn more about the concrete geological and mineralogical structure and the processes that have taken place on the celestial bodies, which are important for understanding our solar system and the Earth. So far, only remote sensing methods have been used and a few hundred kilograms of lunar dust have been brought to Earth. The development of an infrastructure for mining and processing raw materials will also provide insights into whether it makes sense in the future to provide special raw materials from space to supply Earth's needs. On the Moon, the occurrence of helium (3) isotopes, which are needed in small quantities on Earth for nuclear fusion and is very expensive to produce, could be of interest.

Closing words

Space research combines mankind's dream of conquering space with the solution of urgent tasks on Earth. At the same time, it advances knowledge and innovation, strengthens the economy and thus supports structural change in the coal miniung regions. Other aspects speak in favour of this:

- Space research attracts capital because of the expected leaps in technology: In the USA alone, around USD 50 billion is invested privately in space research every year.
- Space research is attractive for researchers and founders: If a large-scale research facility with unique research infrastructure is established, top researchers will be attracted.
- Space research for habitat and ISRU technologies fits into the coal regions: the earthly high technologies are already mastered here. New business fields are opening up for existing companies, from craftsmen to international corporations.
- Space exploration inspires and fascinates: young people in particular stay in the region, others move to or return.
- Engineering, natural sciences, information and other space technology related topics becomes interesting professional fields for young generation again
- Space research gives a region a strong image with charisma
- Space exploration brings technologies back to Earth to solve our global challenges and help us understand and live sustainably on our blue planet (Fig.21)

Figure 21 – The fascinating view of the blue planet

The application for ERIS was in the international tender selected for the final round as one of the best six, but in the final decision not considered for further funding. The ideas and networks still give an excellent opportunity to develop mining education and science. Next time you look to the moon, think of the many opportunities that space offers us, including for the development of mining technologies and mining regions.

Further information on the "European Research Institute for Space Resources" can be found at www.space-resources.eu.

MINIMIZING OF CO_2 EMISSIONS IN THE PRODUCTION OF MINERAL RESOURCES

Atac BASCETIN[1], Deniz ADIGUZEL[2], Serkan TUYLU[2]

[1] Istanbul Technical University, Faculty of Mines, Department of Mining Engineering, Turkey

[2]Istanbul University Cerrahpasa, Engineering Faculty, Department of Mining Engineering, Turkey

One of the most important sources of global climate problem is CO_2 emissions. CO_2 emissions (CO_2-e) result from human activities, particularly the usage of fossil fuels which contribute to the phenomenon of global warming. This study analyzes the methods which is employed for CO_2-e and energy calculation in a quarry. One of the ways to optimise energy usage and minimise the effects of CO_2-e is to ascertain the most detailed and comprehensive planning and design for the mine location to be studied. In order to achieve this, essential, aggregate material properties should be defined. Within the scope of this study, CO_2-e unit value released during aggregate production in distinct formations was defined. The distribution of CO_2-e values which is dependent on the energy consumption occuring during aggregate production was also examined. In conclusion, it was found that the diesel fuel consumption had been the most significant CO_2-e factor by a rate of 88%.

Keywords: Mineral Resources, Mineral production, CO_2 emission, Efficient energy consumption

1. Introduction

The emission of greenhouse gasses (CO_2-e) which occur as a result of increasing energy consumption, a by-product of industrialisation must be controlled at every stage of production. Facilities and methods to optimise energy usage should be developed and adopted [1, 2].

Concrete and asphalt are the most widely used materials which are produced by mixing the appropriate amount of aggregate and other mixtures. Therefore, the concrete and asphalt industries can be regarded as major sources of CO_2-e within the area of industrial production [3]. The aggregate constitutes approximately 70% amount of concrete, which is generally used in the construction industry, and approximately 95% amount of asphalt. Aggregate production is one of the most significant reasons for CO_2-e. Consequently, in terms of high aggregate consumption, even small reductions of CO_2-e per ton of produced aggregate can cause negative effects which heighten the effects of global warning.

In these studies, CO_2-e calculation in aggregate production was not calculated in detail. Emissions from the diesel (excavation and hauling) groups were calculated using the CO_2-e coefficients. However, in this study, diesel-powered excavators, trucks, loaders and drillers were monitored by a portable combustion gas analyser. Therefore, the reliability of emission calculation was heightened. The method mentioned in this study includes CO_2-e estimations in aggregate production with various components as well as the calculation of the unit value of CO_2-e per ton of aggregate produced in different formations. Thus, the effects of CO_2-e can be evaluated based on material characteristics in aggregate production planning. On the other hand, CO_2-e data collected from a typical quarry is also included in this study.

2. Methods

The levels of energy consumptions in the quarry are gathered into three groups by of CO_2-e emissions type [4]:

- 1st Group; CO_2-e from the explosive material disposal.
- 2nd Group; CO_2-e from diesel fuel operating vehicles.
- 3rd group is the CO_2-e from electricity consumption.

The CO_2-e from blasting was calculated by emission factors depending on the explosive type (Table 1). The emission factors depending on the types of explosive materials and CO_2-e value were found ascertained by Eq. 1 [5].

$$CO_2 - e\ value = W * EF \quad (1)$$

W the amount of explosives (ton), EF emission factor (kg/ton).

Table 1 - CO2-e factors for explosives [5]

Explosive type	CO (kg/ton)	NO_X (kg/ton)	CH_4 (kg/ton)	Other gasses (kg/ton)
Black powder	85	–	21	12 (H_2S)
Dynamite	141	–	1.3	3 (H_2S)
Gelatinide dynamite	52	26	0.3	2 (H_2S)
ANFO	34	8	–	1 (SO_2)

The calculation of CO_2-e for a ton of ANFO usage is shown as an example as follows:

CO_2- e value(kg) = (1 x 34)+ (18) = 42 kg

In this study, diesel-powered excavators, trucks, loaders and drillers were monitored by the portable combustion gas analyser (MADUR GA-40 PLUS). The CO_2-e was calculated by EN 1911. According to this measurement data, CO_2-e from diesel fuel was calculated by using formulas presented in Eqs. 2, 3, and 4.

$$CO_2 - e\ value\left(\frac{kg}{h}\right) = G_{asc} * FR_c \quad (2)$$

$$FR = A * V \quad (3)$$

$$FR_c = FR * \left(\frac{273}{274+aT}\right) \quad (4)$$

Gasc, concentration of CO_2 or NO_2 (kg/m^3), FR_c, corrected flowrate (m3/h), FR, flowrate (m3/h), A, cross-sectional area of flue (m^2), V, velocity of gas (m/h), aT, ambient temperature.

The calculation of CO_2-e for a vehicle is shown as an example as follows: Gasc 600 kg/m^3 Total Gas), A 0.0000785 m^2, V 39,780 m/h, aT 224 °C

FR = 0.0000785 x 39780 = 3.12 m^3/h

FR_c = 3.12 x $\left(\frac{273}{274+224}\right)$ = 1.715 m^3/h

CO_2 - e value $\left(\frac{kg}{h}\right)$ = 600 x 1.715 = 1029 kg/h

The CO_2-e value released from electrical energy was determined to use the natural gas amount that the power unit consumes to produce 1 kWh of electricity. This is because the electricity expended at the quarry site was generated through the consumption of natural gas. According to the information obtained from the relevant electricity company, 0.175 m^3 of natural gas is consumed in order to produce 1 kWh of electricity (this is the standard value determined according to the type of power source which produces electricity) [6]. The emission and energy factors which result from the combustion of fuels are illustrated in Table 2.

CO_2-e from the combustion of natural gasses was calculated by using Eq. 5 [7].

$$E_{ij} = \frac{(Q_i * EC_i * Ef_i)}{1000} \quad (5)$$

E_{ij}, the emission of gas type (CO2-e ton), Q_i, quantity of the fuel type (m^3), EC_i, energy content factor of fuel type (G_j per m^3), Efi, emission factor (kg CO2-e/G_j). If Q_i is measured in gigajoules, then EC_i is ‘‘1’’. The other calculations for the second formation are shown as an example as follows:

It is necessary to calculate the amount of natural gas which was used in m3 of electricity produced at 3.14 kWh consumed per ton of aggregate produced.

3.14 x 0.175 = 0.5495m^3 Natural Gas.

Table 2 - The emission factors which result from the combustion of fuels [7]

Fuel type	Energy factor (Gj/m^3)	Emission factor (kg CO2-e/Gj)		
		CO_2	CH_4	N_2O
Natural gas	39.3 9 10-3	51.2	0.1	0.03
Coal	37.7 9 10-3	51.1	0.2	0.03
Biogas	37.7 9 10-3	0	4.8	0.03

The values of CO_2, CH4, and N_2O determined as a result of the combustion of 0.5495 m^3 of natural gas can be calculated using the coefficients in Table 2 and the formula in Eq. 5.

For CO_2n:

$$E_{ij} = (0.5495 \times 39.3.10^{-3} \times 51.2) = 1.105 \text{ kg}$$

For CH_4:

$$E_{ij} = (0.5495 \times 39.3.10^{-3} \times 0.1) = 0.00215:$$

For N_2O:

$$E_{ij} = 0.5495 \times 39.3.10^{-3} \times 0.03) = 0.00064 \text{ kg}$$

Total

$$CO_2 - e = 1.11 \text{ kg } CO_2 – e.$$

Case study

The quarry, located in the Cendere region of Istanbul, produces aggregate material for concrete production. It was chosen as the subject for this study. The Cendere region and its immediate surroundings have remained as a whole within the Istanbul Palaeozoic area. This area comprises sedimentary rocks which were formed during the period between the Ordovician and carboniferous eras [8]. The quarry in question predominantly consists of sandstone. Different kinds of dyke and sandstone formations were observed in the mine site. The mine site was divided into 12 regions. The data which are used for CO_2-e estimation in aggregate production are derived from 12 distinct regions in the quarry. These regions and formations are outlined in Fig. 1 and Table 3. The generally applied design parameters for blasting operations at the quarry are given in Table 4.

Figure 1 - Segmentation of the open pit quarry

Table 3 - Regions and formations

Regions	Formations
1	Diabaz
2	Arkose
3	Arkose
4	Meta Sandstone
5	Meta Sandstone
6	Arkose
7	Meta Sandstone
8	Meta Sandstone
9	Meta Sandstone
10	Andezit
11	Meta Sandstone
12	Meta Sandstone

Table 4 - General applied design parameters for blasting

Parameters	Value
Hole diameter (mm)	89
Slope (°)	90
Hole length (m)	9–12
Bench height (m)	8–12
Burden (m)	3
Spacing (m)	3
Stemming (m)	3
Maximum charge per delay (kg)	30–50
Explosive	ANFO
Initiation system	Non-electric
Priming type	Emulsion

As a result of the experiments conducted in the laboratory, the amount of electricity consumed, and explosive material and diesel fuel consumption during the production of different formations identified by rock mechanics were observed. During the period of observation of the site, all of the energy consumption groups were examined in detail.

Results

In this study, the data used for estimation of the CO_2-e due to the production of aggregates were taken from 12 different regions in the quarry. The results of the density and UCS experiments were obtained from ten samples of each formation. The results are illustrated in Table 5. During the explosive excavation processes on site, formation differences were not taken into consideration. As the same range pattern is used for each of the 12 different formation types, the same amount of explosive was used during the production of each formation. The CO_2-e values which were accumulated through the consumption of explosives, calculated with emission factors, are given in both Table 1 and Eq. 1. The explosive consumption and the CO2-e values calculated by using this amount are given in Table 6.

Table 5 - The test results of UCS and densities for different formations

Formation	Average density (g/cm^3)	UCS (MPa)
1	3.07	138
2	2.81	83.6
3	2.75	85.9
4	2.87	58
5	2.98	34.3
6	2.78	108
7	2.56	25.3
8	2.92	63
9	2.87	37.8
10	3.2	160
11	2.6	46
12	2.85	66

Table 6 - The values of CO_2-e for explosive consumption

Explosive type	Consumption (ton)	CO (kg)	NO_X (kg)	CH_4 (kg)	Total CO_2-e values (kg)
Dynamite	0.36	18.88	9.44	0.11	28.42
ANFO	24.98	849.35	199.85	0	1049.2
Total	25.34	868.23	209.29	0.11	1077.62

The total amount of material excavated by the explosion was ~120.000 tons. The CO_2-e values obtained as a result of explosive material consumption have been proportioned with the corresponding total material amount. Unit CO_2-e (kg) values per ton were found to be 0.0089 kg/ton CO_2-e (total CO_2-e/total amount excavated). This calculation gives the value of kg CO_2-e which occurred during the explosion and excavation of 1 ton of material.

In ascertaining the CO_2-e level generated by diesel-fuelled vehicles, it becomes apparent that the durations of operation and the fuel consumed by the excavators and drillers change by incremental amounts according to the type of formation. As a result, these changes were not taken into account and an average asset value was used in the calculations. In this study, diesel-powered excavators, trucks, loaders and drillers were monitored by the portable combustion gas analyser. According to this measurement data, CO_2-e resulting from diesel fuel was calculated by using formulas presented in Eqs. 2, 3 and 4. The average of calculated CO_2-e values is displayed in Table 7 (the amount of aggregate produced in the quarry was ~600 tons per hour).

Table 7 - The values of CO_2-e for diesel-powered equipment

Diesel-powered equipment	The amount of CO_2-e (kg/h)
Drillers	884.12
Excavators	1672.2
Trucks	643.2
Loaders	916.62
Total CO_2-e	4116.14

According to Table 7 CO_2-e per aggregate tonnage was found to be 6.86 kg/ton (total CO_2-e/the amount of produced aggregates at an hour).

The rate of electricity consumption examined during the observation period was calculated. Formation differences lead to changes in the crushing-screening plant. These levels of change were calculated by referring to the general counter, the counters on the crushers during the periods of measurement and by the determining the formation of the material fed into the crusher.

Rock properties, especially UCS, affect the electricity consumption of the crushing-screening plants. In this study, electricity consumption of the crushing-screening plant was observed for 12 different formations. CO_2-e values derived from electricity consumption of the crushing-screening plants are displayed in Table 2. Equation 5 for 12 different formations is illustrated in Table 8.

Table 8 - The values of CO_2-e for electricity consumption of crushing-screening plants

Region	Electricity consumption values a per ton material produced (kWh)	Natural gas consumption values a per ton material produced (m^3)	Unit CO_2-e (kg/ton)
1	3.1	0.5425	1.09
2	3.14	0.5495	1.11
3	2.8	0.49	0.99
4	2.84	0.497	1
5	2.15	0.3763	0.76
6	3.25	0.5688	1.15
7	2.18	0.3815	0.77
8	2.5	0.4375	0.88
9	2.48	0.434	0.88
10	3.92	0.686	1.38
11	1.98	0.3465	0.7
12	2.6	0.455	0.92
Average			0.96

According to Table 8, average CO_2-e per aggregate tonnage was found to be 0.96 kg/ton. A simple regression analysis has been conducted in order to observe the relationship between the values of UCS and CO_2-e in terms of the consumption of electricity. The constant values were obtained with reasonable correlation coefficients as illustrated below in Fig. 2. The variance analysis (Table 9) corresponds to CO_2-e predictions for electricity consumption during aggregate production.

Table 9 - Analysis of variance

Source	*DF*	Adj MS	*P*
Regression	1	0.335	6.4E-05
UCS	1	0.335	6.4E-05
Error	10	0.008	
Total	11		
R-Sq = 81.35%			

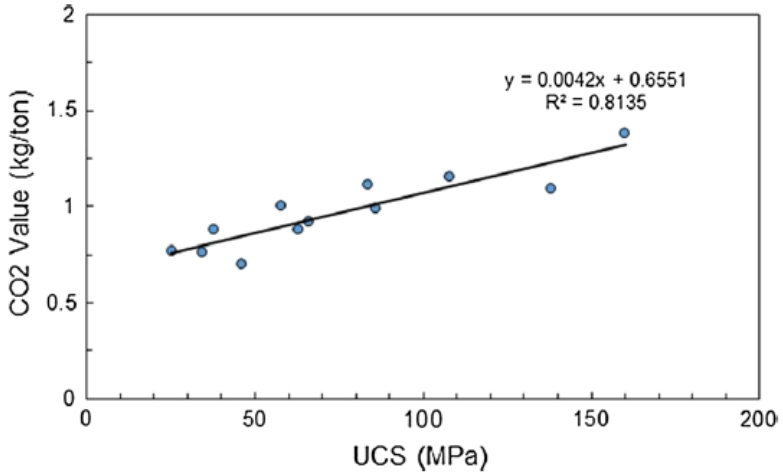


Figure 2 - Graphs displaying UCS versus CO_2-e values from electricity consumption

The adequacy and efficiency of the models has been tested by the ANOVA for the response shown in Table 9. The selected model as a response variable is the linear model as a p value (0.000064)<0.05 illustrated in Table 9. It is obvious that

the most powerful relationships were found to occur between the CO_2-e values and UCS. As a result, the constant results for UCS prediction can be explained by the reasonable correlation coefficient given in Eq. 6.

$$CO_2 - e\ (kg/ton) = 0.0042 \times UCS + 0.6551\ r = 0.9$$

As a result of the statistical analyses performed as part of this study, the effects of UCS values with the CO_2 values were determined. Empirical formulas were developed for use in estimating these values.

Discussion

In relation to the formation types observed, the total unit CO_2-e values were calculated. This value gives the CO_2-e value released as the result of energy consumed (blasting + electricity + diesel fuel) during one tonne of aggregate production (Fig. 3).

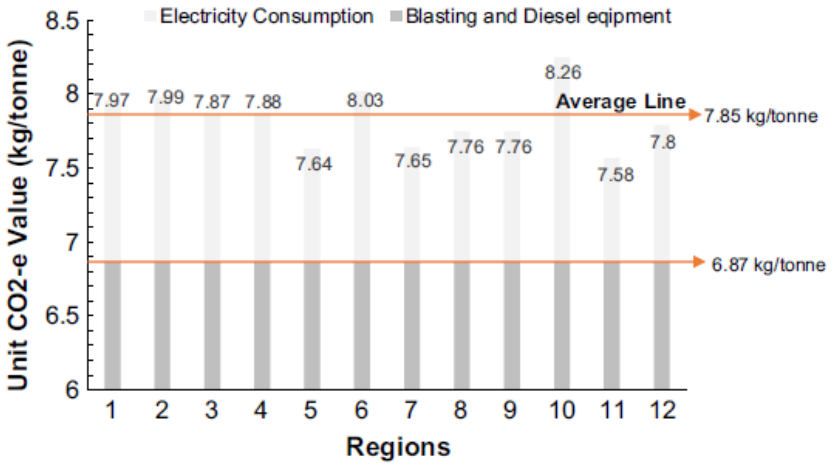


Figure 3 Unit CO_2-e values for regions

The distribution of unit CO_2-e values according to the energy sources for different regions is illustrated in Fig. 2. Thus, the average CO_2-e generated from 1 ton of aggregate production was 7.85 kg CO_2-e/tone. Unit CO2-e values from explosive and fuel (diesel) consumption were 6.87 kg CO_2-e/tonne. The CO2-e values were ascertained during a study carried out in a basalt and granite quarry. In Flower and Sanjayan's study [1], the value of CO_2-e per ton of granite was found to be 45.9 kg (CO_2-e/ton). The value of CO_2-e of basalt per ton was found to be 35.7 kg (CO_2-e/ton). The electricity used in the basalt and granite quarry was generated through the use of coal and could be regarded as the most significant explanation for this result. In this study, CO_2-e levels generated from the diesel (excavation and hauling) groups were calculated using the CO_2-e coefficients.

Unit CO_2-e asset value from explosive and fuel (diesel) consumption was the same value for all regions. However, unit CO_2-e asset value from electricity consumption was not same due to the formation of different UCS values. Accordingly, unit CO_2-e values relating to the 1st, 2nd, 3rd, 4th, 6th and 10th regions were higher than the average unit of CO_2-e value. On the other hand, unit CO_2-e values of the 5th, 7th, 8th, 9th, 11th and 12th regions were lower than the average unit CO_2-e value. The percentage distribution of these values according to the energy sources for average unit CO_2-e values is changes as 12% for electricity consumption, 88% for diesel equipments and 0% for blasting because it is negligible.

As only a single blasting pattern was performed for every formation in the quarry, all measurements in this study were made according to this pattern. It was suggested to the quarry management that blasting efficiency can be increased and CO_2-e values can be decreased by performing alternative blasting patterns for the different formations examined in this study. As mentioned in above, the most significant reason for CO2-e, asset value was the level of fuel (diesel) consumption. When the distribution of CO_2 emission values (which were dependent on the energy consumption during aggregate production) was examined, it was apparent that ~88% of CO_2 emissions were derived from the use of diesel fuel. ~12% was from electricity consumption, and ~0.1% was from blasting. Therefore, the most important source of CO_2 emissions was the use of diesel fuel. Formation difference and electricity production methods may alter these values. For example, the distribution of CO_2 emission values were found during a study carried out in a quarry. The CO_2 emission percentage was ~32% for diesel fuel usage, ~68% for electricity consumption and ~0.1% for blasting [1]. The electricity utilised in the quarry was generated through the consumption of coal. This factor could be considered to be a particularly significant reason for this finding.

Conclusion

In this study, the different formations and the levels of energy consumption during aggregate production operations were observed in a quarry located in the Cendere region of Istanbul. The unit CO_2-e emission asset value released during one ton of aggregate production for 12 regions with different UCS was calculated. In cases where the UCS values increased, unit CO_2-e values also increase as predicted. As a result of the statistical analyses, an empirical formula was developed to be used in estimating unit CO_2-e emissions. The percentage distribution of CO_2 emissions during the aggregate production was observed. It was understood that the diesel fuel consumption had been the most important CO_2 emission factor by a rate of 88%, with CO_2 emissions of electricity consumption by the rate of 12%. The main reason why the CO_2 emissions originated from electricity consumption remains comparatively low is due to the fact that the electricity being produced is derived from the consumption of natural gas. In the future, CO_2 emissions from mining operations must be widely evaluated in order to minimise this tendency. Therefore, mines must be designed with careful consideration of energy consumption and CO_2 emissions.

Acknowledgements

This study was supported by Istanbul University Scientific Research Projects (Project Numbers: 20481, 20710, 20818, 20817, 42257). The authors would like to thanks to Istanbul University and Responsible and workers of the quarry.

REFERENCES

1 Bascetin A, Adıuzel D, Tuylu S, 2017, The Investigation of CO_2 Emissions for Different Rock Units in the Production of Aggragate, Environmental Earth Sciences, 76(7), DOI: 10.1007/s12665-017-6602-0.

2 Green house gas emissions due to concrete manufacture / D.J.M. Flower, J.G. Sanjayan // The International Journal of Life Cycle Assessment — 2007. — Vol.12. — P. 282-288.

3 The control of energy consumption and the investigation of CO_2 emissions in the production of aggregate / A. Bascetin, D. Adiguzel, S. Tuylu, A. Karadogan, M. Caglayan // Gazi University. J Sci — Ankara, Turkey: 2011a. — Vol. 24, No. 3. — P. 647-656.

4 Impact of fly ash content and fly ash transportation distance on embodied greenhouse gas emissions and water consumption in concrete / K.R. O'Brien, J. Menache, L.M. O'Moore // The International Journal of Life Cycle Assessment — 2009.

5 The study of energy consumptions and CO2 emissions in the production of aggregate for different rock units / A. Bascetin, D. Adiguzel, S. Tuylu // SME Annual Meeting — Denver, USA: 2011b.

6 EPA AP-42 Section 13.3. Explosives detonation. — 1993.

7 TEAS. Turkey electricity production planning study. — 2005-2020.

8 Australian Government Department of Climate Change. National greenhouse accounts (NGA) factors. — 2009

9 Mineralogical-petrographic and physico-mechanical properties investigation and evaluation report of Ayazağa village cendere region / B. Uz // I.T.U. Mining Faculty — İstanbul. — 2007.

БЕЗВЗРЫВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЫРГЫЗСТАНА

К.Ч.Кожогулов[1]., Ж.М.Ганиев[1], Б.К.Кожогулов[2], М.К.Тишуров[2]

[1] Кыргызский государственный технический университет им. И. Раззакова, г.Бишкек, Кыргызстан

[2]Проектно-исследовательский центр «Кен-Тоо», г.Бишкек, Кыргызстан

Большинство жильных месторождений Кыргызстана по-географически, геолого-структурным условиям расположены в гористой местности с пересеченным рельефом эти месторождения были открыты и разведаны ещё в прошлом столетии. Однако к интенсивной разработке в республике приступили в последнее время. В ряде зарубежных стран (США, Австрия, Канада, Китай и др.) к настоящему времени, имеются значительные результаты в исследовании по эффективному и безопасному способу отработки [1]. Большой опыт накоплен и в странах СНГ (Россия, Казахстан, Узбекистан и др.) [2-5].

В Кыргызской Республике в настоящее время разведаны и эксплуатируются следующие золоторудные жильные месторождения: Иштамберды, Жамгыр, Терексай, Тереккан. В дальнейшем могут быть вовлечены в отработку как золоторудные, так и олово-вольфрамные месторождения Куранджайлоо, Алтынжылга, Коматор, Савоярды Тоголок, Первенец, Трудовое и др.

В табл. 1 приведен перечень отрабатываемых и перспективных жильных месторождений Кыргызстана.

Таблица 1 - Отрабатываемые и перспективные жильные месторождения Кыргызстана.

Месторождение	Угол падения жилы, град.	Мощ-ность жил, м	Размер рудного тела по простира-нию, м	Размер рудного тела по падению, м	Плот-ность руды, т/м^2	Плот-ность породы т/м^2
Жамгыр	60-85	1,8-2,7	464	190	2,65	2,6
Иштамберды	60-70	0,2-2,5	580	150	2,65	2,6
Куранджайлоо	34-52	0,5-1,6	290	205	3,0	2,6
Тереккан	70-80	1,0-6,7	300	180	2,65	2,65
Первенец	60-70	0,3-08	175	70	2,67	2,7
Трудовое	65-80	0,3-1,5	1100	560	3,0	2,8

Для отработки крутопадающих рудных жил в Кыргызстане применяют в основном системы разработки трёх классов: с открытым очистным пространством, с обрушением руды и вмещающих пород, с искусственным поддержанием выработанного пространства. Основные технико-экономические показатели применяемых систем разработки при освоении жильных месторождений республики приведены в таблице 2.

Таблица 2 - Основные технико-экономические показатели отработки жильных месторождений Кыргызстана

Месторождение	Применяемая система разработки	Производи-тельность труда горно-рабочего очистного забоя т/чел. смену	Потери руды, %	Разубожи-вания руды, %
Жамгыр	С магазиниро-ванием руды	16,9	12,8	21,7
Иштамберды	Подэтажное обрушение со шпуровой отбойкой руды	7,3	12,9	24,3
Куранджайлоо	С креплением очистного пространства и селективной выемкой руды	13,52	14,8	30,7
Тереккан	С магазиниро-ванием руды	17,4	6,5	18
Тудовое	С магазиниро-ванием руды	15,8	8,4	19,8

Для разработки жильных месторождений в настоящее время применяются различные варианты маломеханизированных технологий с присутствием горнорабочих непосредственно в очистном пространстве, имеющей низкую производительность труда. Причиной этого также является малая мощность жил, и вследствие этого небольшая ширина очистного пространства.

При этом, при выемке маломощных жил значительный объем вмещающих пород отбивают вместе с рудой для того, чтобы обеспечить достаточную ширину очистного пространства, соответствующую необходимым требованиям Единых правил безопасности [5], что значительно повышает разубоживание руды.

Анализ разубоживания руды в ряде жильных месторождений СНГ (Россия, Казахстан, Узбекистан) и таблицы 2 (Кыргызстан) показал, что они существенно изменяются в зависимости от параметров залегания рудных жил и применяемой технологии разработки. В Кыргызстане освоение жильных месторождений связано с разубоживанием руды (до 30,7 %) и потерями (до 14,8 %) (табл.2), что обуславливают существенные эксплуатационные затраты при использовании традиционных технологий разработки.

Поэтому, в Кыргызстане в настоящее время, обосновано новое направление развития геотехнологий при разработке жильных месторождений с малопрочными рудами бурением скважин большого диаметра [6]. Оно базируется на известном в горной практике бурошнековом способе выемки угольных пластов, который нашел применение в США [7], а также при разработке маломощных угольных пластов в СССР [8-11].

В бывшем СССР бурошнековая выемка рассматривалась преимущественно как технология для отработки маломощных [0,5-0,9 м] пластов. Причем, под соответствующие условия велось проектирование и изготовление бурошнековых установок. Такой же подход к бурошнековым установкам сохранился в России и в настоящее время. При этом также следует отметить, что рентабельная работа угледобывающих предприятий России предполагает низкую себестоимость продукции и при сравнительно небольших объемах добычи – на мелких шахтах с немногочисленным штатом работников при высокой производительности труда. Для таких условий бурошнековые установки подходят в наибольшей степени, так как их использование предполагает: [11]

- минимальную численность рабочих, занятых на добыче (3-4 чел/смену);
- значительно меньшую стоимость добычного оборудования по сравнению с традиционными технологиями (в 5-8 раз);
- резкое удешевление процесса добычи (2-3 раз) за счет уменьшения потребности в материалах (взрывчатое вещество, эмульсия, запасные части и т.д.);
- повышение уровня безопасности и улучшение условий труда горнорабочих.

Впервые в Кыргызстане идея использования бурового станка при освоении жильных месторождений была апробирована при разработке месторождения Иштамберды [12]. Опытно-технологическое испытание бурового станка осуществлено на гор. 2215 м Западного участка месторождения, где отрабатывается Северное рудное тело, которое имеет относительно более выдержанные элементы залегания в пределах этажа. Высота этажа составляет 40 м (рис.1). При этом изменение мощности и угла падения в пределах 5-10 % их среднего значения.

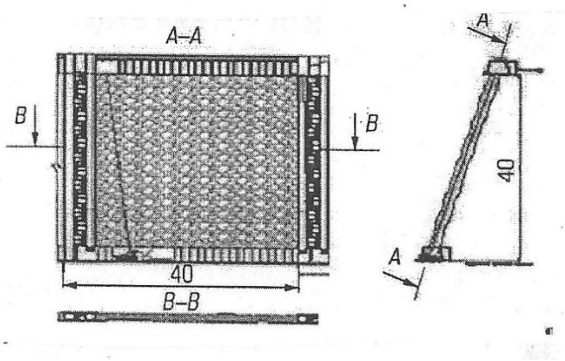


Рисунок 1 - Технологическая схема добычи жилы с использованием бурового станка.

Применению данного способа благоприятствовал и тот фактор, что руда этого участка обладает малой крепостью по сравнению с вмещающими породами [13]. Отработку будут производить челночным способом. С нижнего горизонта предполагается выбурить скважину малого диаметра по жиле, а на обратном ходу – скважину увеличенного диаметра по направлению скважины с малым диаметром. Отработанную руду по шнеку будут подавать на ленточный конвейер, далее на мотоколяске – на рудный склад.

Буровой станок БГА 2В предназначен для бурения и расширения скважин резцовым буровым инструментом по породам крепостью по шкале М.М. Протьякова до 5 и шарошечным буровым инструментом по породам крепостью до 8. Бурение скважин производится из горных выработок сечением не менее 4 м^2. Минимальная мощность жилы 0,3 м. Станок БГА 2В дополнительно укомплектовывается шнековым буровым станком.

Станок (рис.2) состоит из бурового агрегата 1 и маслостанции 2 с радиатором 3. Маслостанция закреплена болтами на раме 4 бурового агрегата. Станок выполняет все операции по бурению скважин.

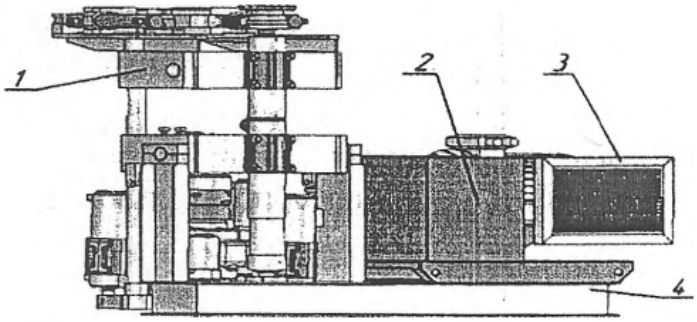


Рисунок 2 - Станок БГА 2В: 1- агрегат буровой; 2- маслостанция; 3- радиатор; 4- рама

Буровой агрегат (рис3) состоит из редуктора 9, гидроцилиндров 6 и 7, бурового замка 5, подхвата 2, рамы поворотной 3, рамы 8 и манипулятора 4. Шток цилиндра 7 соединен с рамой поворотной 3, а корпус цилиндра закреплен на раме 4. Подхват закреплен болтами на раме поворотной. Корпуса гидроцилиндров 2 закреплены на редукторе, а штоки шарнирно соединены с траверсой. Манипулятор содержит пробковый кран снижет давление, подаваемое, а рукоятка распределителя, управляющая рабочей подачей блокируется.

Установкой вращения бурового инструмента служат гидромоторы, соединенные зубчатыми колесами с вал-шестернями. От вал-шестерен через зубчатое колесо вращение передается валу, на котором посажен буровой замок.

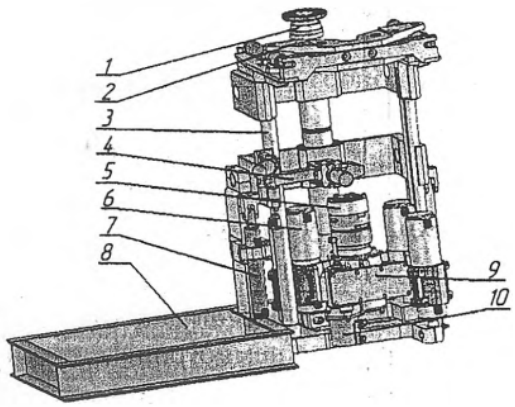


Рисунок 3 - Буровой агрегат: 1- стойка; 2- подхват; 3- рама поворотная; 4- манипулятор; 5- замок буровой; 6- гидроцилиндр подачи; 7- гидроцилиндр поворота; 8- рама; 9- редуктор; 10- гидромотор

На основании полученных результатов комиссией было отмечена принципиальная возможность использования буровых станков для добычи полезных ископаемых крутопадающих рудных жил.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Зайденварг В.Е. [и др.] Угольная промышленность за рубежом. // М: Горная промышленность, 1993, 389 с.

2 Жалгасулы Н., Битимбаев М.Ж., Гуменников Е.С. Новая безвзрывная технология ведения горных работ. // Известия вузов. Горный журнал – 2006 - №2 - с.10-14.

3 Назарчик А.Ф., Олейников И.А., Богданов Г.И. Разработка жильных месторождений; М. Недра, 1977.

4 Раимжанов Б.Р., Лобанов В.С., Мухитдинов А.Т. [и др.]. Основные направления совершенствования техники и технологии разработки жильных месторождений в Республике Узбекистан. // Горный журнал, 2011, №8.

5 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. – Бишкек, 2000, – 237 с.

6 Кожогулов К.Ч., Ганиев Ж.М. Обоснование нового направления развития геотехнологии при разработке крутопадающих жильных месторождений Кыргызстана. // Фундаментальные прикладные вопросы горных наук, т.3, №1, 2016, стр.80-83.

7 Крючков В.В. Бурошнековая выемка угля на карьерах. США, - М., 1963.

8 Судоплатов А.П., Иванов К.И. Новые высокопроизводительные способы добычи угля. – М, 1962.

9 Гринко Н.К. О направлениях развития технологии выемки угля без присутствия людей в забое. // Уголь, - 1976, - №6.

10 Титов Н.В., Кочергин В.И., Турук Ю.В., Курнаков В.А. Перспективы бурошнекового способа выемки угля на шахтах Российского Донбасса. // Изв. вузов Северо-Кавказский регион, - 2006 – с. 56-59.

11 Галченко Ю.П., Сабянин Г.В. Проблемы геотехнологии жильных месторождений. – Изд-во: Науч-техлитиздат, 2011 - 364 с.

12 Кожогулов К.Ч., Ганиев Ж.М. Обоснование возможности применения бурошнековой выемки при разработке жильных месторождений Кыргызстана. // Горный журнал, 2016, №8, с. 71-76.

13 Кожогулов К.Ч., Ганиев Ж.М. Физико-механические свойства руд и вмещающих пород месторождения Иштамберды. // Современные проблемы механики сплошных сред – Бишкек, 2014. Вып. 19, с. 30 – 38.

КОД МРНТИ: 58 «Горное дело»

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГМК, РАЗВИТИЕ ЦИФРОВИЗАЦИИ, АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ

Т.М.Муханов, А.Б.Итжанова

ОЮЛ «Республиканская ассоциация горнодобывающих и горно-металлургических предприятий», г.Астана, Казахстан

Уважаемые коллеги, рад приветствовать вас на Международной научно-практической конференции «Ресурсосберегающие технологии в минерально-индустриальном мегакомплексе в условиях устойчивого развития экономики», посвященной 90-летию академика НАН РК, Заслуженного деятеля РК, доктора технических наук, профессора Баяна Ракишева!

В первую очередь, от имени Республиканской ассоциации горнодобывающих и горно-металлургических предприятий (АГМП) выражаем благодарность за приглашение.

АГМП создана в 2005 году по инициативе предприятий горнорудного сектора Республики Казахстан и при поддержке отраслевого министерства. В ее состав входят более 100 компаний черной и цветной металлургии, урановой и угольной промышленности, в частности, предприятия Евразийской Группы, ТОО «Казцинк», ТОО «Богатырь», АО «Qarmet», ТОО «Корпорация «Казахмыс», KazMinerals, АО «НГК «Тау-Кен Самрук», ТОО «Полиметалл Евразия», АО «Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат», АО «НАК «Казатомпром» и др.

На сегодня АГМП аккредитована в Министерстве финансов РК, Министерстве национальной экономики РК, Министерстве торговли и интеграции РК, Министерстве юстиции РК, Министерстве промышленности и строительства, Министерстве экологии и природных ресурсов РК, Министерстве труда и социальной защиты населения РК, Министерстве энергетики РК, Министерстве здравоохранения РК, Министерстве по чрезвычайным ситуациям РК, Министерстве цифрового развития, инноваций и аэрокосмической промышленности РК, Министерстве сельского хозяйства РК, Агентстве по стратегическому планированию и реформам РК, Национальной палате предпринимателей РК «Атамекен».

АГМП стремится к консолидации усилий производственников и ученых для дальнейшего развития производства путем модернизации существующих технологий.

В этом направлении значительных успехов добилось **ТОО «Корпорация Казахмыс»** - крупнейший производитель меди в Казахстане, входящий в десятку мировых лидеров по добыче и переработке медного минерального сырья.

На шахтах Корпорации практически полностью обновлен типоряд буровых установок и ассортимент промышленных взрывчатых веществ (ВВ). Внедрены мощные перфораторы, резко улучшилось качество буровой стали и коронок, используется дизельное самоходное оборудование. Вместо порошкообразных ВВ широко применяют гранулированные ВВ заводского изготовления, все шире внедряется механизированное заряжание скважин и шпуров.

Корпорацией большое внимание уделяется дальнейшей модернизации буровзрывных работ на основе цифровых технологий. Для решения этой задачи совместно с учеными Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева были проведены изыскания по созданию новых технологий буровзрывных работ в условиях подземной разработки полезных ископаемых.

Создана система автоматизированного проектирования (САПР) буровзрывных работ (БВР) на горных предприятиях. САПР БВР является действенным инструментом в создании новых технологий БВР, представляет широкие возможности для проектирования, моделирования и управления процессом взрывного дробления пород при различных условиях производства. Результаты внедрения предложенных разработок позволили снизить конечную себестоимость добычи руды на 10-13%, повысить производительность труда на 15-17%, поднять культуру производства до уровня передовых отраслей промышленности с нарастающим объемом цифровизации указанных технологических процессов.

В крупнейшей угледобывающей компании страны – **ТОО «Богатырь Комир»**, 15 декабря 2022 года запущена в опытно-промышленную эксплуатацию ***циклично-поточная технология добычи и транспортировки угля (ЦПТ).***

К разработке проекта ЦПТ «Богатырь Комир» приступило еще в 2014 году, когда был подписан контракт на изготовление и поставку оборудования с компанией «ThyssenKrupp». Однако в силу разных объективных обстоятельств, проект неоднократно откладывался, и лишь, начиная с 2020 года, ТОО «Богатырь Комир» приступило к активной фазе его реализации. В ходе развернувшегося строительства был построен комплекс конвейеров общей протяженностью 11,5 километров, 4 дробилки, 2 штабелеукладчика, 2 усреднительно-погрузочные машины и пункт автоматической погрузки угля в вагоны.

В рамках масштабного строительства циклично-поточного комплекса было использовано более 40 тысяч железобетонных конструкций, произведен монтаж металлических конструкций и оборудования общей массой более 15 000 тонн на площади в 174 тысячи кв. метров.

В возведении объектов циклично-поточного комплекса, на протяжении трех лет, было задействовано 430 работников подрядных организаций казахстанских компаний и 30 немецких специалистов.

В Циклично-поточной технологии функционируют системы контроля качества и усреднения угля, взвешивания и дозировки вагонов, пылеподавления, а также система по обеспечению взаимодействия в автоматическом режиме комплекса с роботами-тягачами и системой автоматического диспетчерского управления (АСДУ), ранее внедренной на предприятии и позволяющей в части ЦПТ создать единое информационное пространство «Экскаватор – Автосамосвал – ЦПТ»/«Машинист экскаватора – Водитель – Оператор ЦПТ – Диспетчер горный».

Главное значение проекта ЦПТ для ТОО «Богатырь Комир» и экономики Республики Казахстан заключается в обновлении изношенного основного технологического оборудования для гарантированного снабжения углем электростанций, и обеспечения полного и рационального извлечения запасов угля с глубины 230 метров, что было бы невозможно при использовании прежней железнодорожной технологии.

Автоматизированная система диспетчерского управления горнотранспортным оборудованием разреза «Богатырь» – УТТ (Управление Технологического Транспорта) и БПТУ (Богатырское погрузочно-транспортное управление).

Программа представляет собой автоматизированную систему сбора, централизованного хранения и обработки данных о технологическом процессе. Комплекс включает в себя датчики и бортовое оборудование, соединенное через GPS и интернет-связь с единой информационно-аналитической системой управления, для передачи данных, которые отображаются на экранах у начальников участков, горного диспетчера, диспетчера УТТ, начальника производственной службы, руководителей компании и других пользователей системы АСДУ.

Уже в самом начале подготовки проекта АСДУ Дирекцией по развитию производственной системы была поставлена задача перед разработчиками – представить расширенную версию программы, показывающую все этапы производственного цикла: планирование, контроль, анализ с возможностью внесения корректировок с учетом местных горно-геологических особенностей, а также технологии формирования качества угля на штабелях. Принимались в расчет и масштабы территории двух разрезов – «Богатырь» и «Северный», огромное количество задействованной техники: бульдозеров, самосвалов, экскаваторов, разветвленная сеть технологических дорог.

Программно-технический комплекс Blast Maker

Новая технология используется при производстве буровзрывных работ. Она позволяет автоматизировать систему управления и мониторинга, и положительно сказывается на точности расчета бурения и взрыва. Применение Blast Maker минимизирует вмешательства человека в подготовительный процесс, и исключает ошибки. Еще один немаловажный фактор говорящий в пользу проекта – это рациональное использование взрывчатых веществ (ВВ) и снижение выхода негабаритов.

Внедрение программно-технического комплекса позволило обеспечить бесперебойный сбор данных о режимах бурения скважин. Данная информация доступна для различных подразделений предприятия, включенных в цикл БВР, и применяется в целях оптимизации горных работ.

***Примеры успешно реализованных проектов* Евразийской Группы.**

На угольном разрезе «Восточный» в городе Экибастузе в этом году начнут тестировать ***беспилотные самосвалы***. В 2024 году в пилотном режиме компания запустит три беспилотных самосвала на разрезе «Восточный» по добыче угля. В этом году *ERG* планирует миллион кубов горной массы перевезти беспилотниками. К 2027 году планируется уже

115 млн тонн горной массы перевезти беспилотниками. Продукты созданы специалистами компании. Компания начала программу цифровизации в 2020 году, с 2021 года инвестиции в инновационные технологии составили 120 млн долларов.

Геологической службой ERG стандартизуется процесс документирования керна с одновременным повышением качества и производительности работ. Для этого была построена просторная документаторская, с высокотехнологичными столами для выкладки, документирования и фотографирования керна. Удобный наклон и стандартизированное освещение существенно повышают удобство работы геологов-документаторов. Но этим преимущества не ограничиваются. Столы серии PLR привносят в процесс документации элементы автоматизации — встроенный компрессор обеспечивает подачу сжатого воздуха для эффективной очистки керна, а распылители воды позволяют смачивать керн. На раме размещены тепловые пушки, с помощью которых осуществляется разморозка ящиков (актуально для северных регионов). В результате обеспечивается непрерывный технологический процесс по загрузке, разморозке, документированию и распиловке керна с последующим пробоотбором. Таким образом, для компании ERG современная документаторская со столами серии PLR в совокупности с информационной системой позволила на сегодня достичь максимального качества, производительности и технологичности процесса документирования керна.

Производство активированного угля

Главная задача проекта – импортозамещение активированного угля, широко применяемого в водоочистке и металлургии. Идея заключается в производстве промышленного активированного угля из мелочи спецкокса, выпускаемого на предприятии АО «Шубарколь Комир». Специалисты разработали технологию, запатентовали и испытали ее в лабораторном и укрупненном форматах. В результате запущен новый завод по производству активированного угля с проектной мощностью 1000 тонн в год. Производство не имеет аналогов на территории СНГ.

Окускование мелкодисперсного хромсодержащего сырья

Обеспечение металлургического передела кусковым сырьем в период его дефицита, а также более эффективное использование мелкодисперсного хромсодержащего сырья были главными целями проекта. Протестированы различные технологии холодного окускования, включая окатывание, вакуумную экструзию, валковое и вибропрессование. Как показали испытания, наилучшие характеристики прочности брикетов достигаются на технологии вибропрессования. Результаты проекта переданы в соответствующее подразделение для строительства участка брикетирования.

Вакуум-термическое производство рафинированного феррохрома

С целью снижения экологической нагрузки при выплавке рафинированного феррохрома (за счет исключения использования извести), а также для повышения технико-экономических показателей производства проработана технология получения рафинированного феррохрома вакуум-термическим способом из высокоуглеродистого феррохрома. Способ заключается в вакуум-термическом обезуглероживании мелочи ВУФХ и позволяет получать рафинированный феррохром с ультранизким содержанием углерода (до 0,01%), а также практически исключает образование шлака и пыли.

Переработка на глинозем забалансовых бокситов

Целью проекта является снижение себестоимости глинозема за счет частичного замещения боксита ветви спекания забалансовым сырьем, то есть вскрышей. Расчеты и исследования показали, что вовлечение забалансового боксита в шихту спекания с долей не более 50% сохраняет оптимальные технико-экономические показатели. В результате проекта на Павлодарском алюминиевом заводе АО "Алюминий Казахстана" начато промышленное использование забалансового боксита.

Снижение образования мелочи ферросплавов

Производство ферросплавов предполагает дробление разлитого металла до товарного размера. В процессе неизбежно образуется от 20% до 40% мелочи, что соответственно снижает объем товарного сплава. Для решения этой проблемы было предложено применение разливочных мульд с ячеистой структурой вместо традиционных плоских мульд. При извлечении металла из мульды с поверхностью в форме шестигранников, он разрушается в местах сужений, образуя гранулы товарного размера. Тем самым основная часть металла будет уже фракционирована и не потребует дробления. Благодаря реализации проекта, удалось достичь существенного снижения мелочи (от 29% до 65% в зависимости от вида ферросплава).

В 2017 году в **АО «Алтыналмас»** утверждена Программа «Цифровой рудник» по автоматизации и цифровизации бизнес-процессов. Программа направлена на повышение операционной эффективности, снижение производственных издержек, улучшение результативности персонала путем использования передовых практик и инновационных подходов с применением новых информационных технологий и инструментов.

«Цифровой рудник» включает в себя внедрение цифровых технологий и элементов Индустрии 4.0 и имеет важное значение как в масштабах горно-металлургической отрасли, так и в масштабах всего государства.

Программа «Цифровой рудник» включает в себя реализацию более 20-ти проектов в течение 3-х лет.

Автоматизация процессов управления производственной безопасностью является основополагающей стратегией по защите труда сотрудников и оптимизации производственных процессов **АО «НАК «Казатомпром»**. Компания использует ряд эффективных инструментов, которые позволяют в реальном времени контролировать опасные зоны, действия, использование специальных средств индивидуальной защиты, мониторить автотранспортные перевозки пассажиров и опасных грузов, отслеживать состояние водителей.

Благодаря информационной системе «eKAP» на предприятиях АО «НАК «Казатомпром» планируется автоматизация предсменных осмотров, ежедневных инструктажей, нарядов допуска к опасным работам. Ожидается, что новыми цифровыми технологиями будут пользоваться свыше 20 тысяч работников компании.

АО «НАК «Казатомпром» разработан макет по теме НИОКР «Комплексная роботизация технологических процессов уранового производства на примере филиала «Ирколь» ТОО «Семизбай-U». Целью данного проекта

является исключение ручного труда при выполнении технологических операций по загрузке химического концентрата природного урана в транспортный упаковочный контейнер.

В Казахстане на сегодняшний день проводится значительная работа по развитию инноваций и построению инновационной экосистемы, созданию наукоемкой экономики. Создание благоприятных условий для развития инноваций прямо или косвенно имеет широкую законодательную основу и предусмотрено различными нормативными правовыми актами и документами системы государственного планирования. Так, 26 февраля 2021 года Указом Президента Республики Казахстан № 520 Общенациональным приоритетом №8 установлено «Построение диверсифицированной и инновационной экономики». Задачи по поддержке инноваций также предусмотрены в Национальном плане развития Республики Казахстан, Концепции цифровой трансформации, развития отрасли информационно-коммуникационных технологий и кибербезопасности на 2023 - 2029 годы.

Основные меры государственной поддержки инновационной деятельности предусмотрены в Предпринимательском кодексе. К ним относятся софинансирование венчурных фондов и предоставление инновационных грантов, содействие в развитии бизнес-инкубирования и осуществление технологического прогнозирования.

В 2021 году в рамках закона Республики Казахстан «О промышленной политике» принят ряд законодательных норм, направленных на формирование технологической политики, включающие в том числе:

- создание Инновационной обсерватории (аналитический центр Think Tank), основной задачей которой является независимый мониторинг и прогнозирвание на основе эмпирических данных уровня инновационного развития страны;

- формирование сети отраслевых центров компетенций («мозговые центры»), задачей которых является разработка отраслевых технологических стратегий и обеспечение преемственности технологической политики;

- формирование технологических платформ, которые будут являться площадками взаимодействия науки, бизнеса и производства;

- создание Совета по технологической политике, как коодинирующего рабочего органа по выработке страновой инновационной политики.

По сравнению с 2021 годом в 2022 году объем инновационной продукции в Казахстане вырос и составил 1,9 трлн. тенге.

АО «Национальное агентство по развитию инноваций «QazInnovations» в соответствии пунктом 1 статьи 241-9 Предпринимательского кодекса предоставляет инновационные гранты.

В октябре 2015 года принят Закон РК «О коммерциализации результатов научной и (или) научно-технической деятельности» (далее – Закон о РННТД) для стимулирования инновационной деятельности Казахстана.

В рамках реализации данного Закона в 2016 году АО «Фонд науки» был определен оператором грантового финансирования проектов по коммерциализации РННТД, которое осуществляется на конкурсной основе.

24 февраля т.г. АГМП был подписан меморандум о сотрудничестве с АО «Фонд науки».

АГМП считает, что вопрос инноваций и автоматизации процессов весьма важен в сфере ГМК. Необходимо развивать науку посредством взаимодействия бизнеса и научного сообщества, проводить ряд исследований в горно-металлургическом комплексе. Также необходимо проводить работу по развитию инноваций и построению инновационной экосистемы, созданию наукоемкой экономики с поддержкой государства.

УДК 330.341.1:669:662

МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ МЕГАКОМПЛЕКС – ФУНДАМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ СТРАНЫ

Б. Ракишев

КазНИТУ им. К. И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

История развития человеческого общества показывает, что оно непосредственно связано с использованием природных, особенно минеральных ресурсов Земли. В зависимости от степени обработки используемого материала из минерального сырья в качестве орудия труда. Еще в античном мире мыслители выделили каменный, бронзовый, железный «века» [1]. В каменном «веке» орудия труда и оружие изготавливались главным образом из камня. В бронзовом «веке» для производства орудий труда и оружия использовалась бронза. Железный «век» характеризуется распространением металлургии железа и изготовлением из него средств производства [2-3].

Дальнейшее развитие цивилизации сопровождалось массовым использованием целого ряда высококачественных металлов для создания средств производства- машин различного назначения. В результате формирования крупного машинного производства во всех отраслях экономики создавались условия для производства большой гаммы ранее неизвестной промышленной продукции, превращения аграрной или аграрно-индустриальной страны в индустриально-аграрную или индустриальную [4-6]. На основе тяжёлой индустрии (горное дело, металлургия, станкостроение, машиностроение) развивались все отрасли экономики, в том числе строительная, энергетика, аграрная, легкая, пищевая и др.

Этот этап развития цивилизации, совпадающий с широким применением различных высококачественных металлов и их производных - «век» высококачественных металлов и сплавов [6] ознаменовался значительным ростом

крупного машинного производства, резким повышением производительности труда, высоким темпом роста производства во всех отраслях экономики.

В рамках этого «века» высококачественных металлов и сплавов развернулись новые промышленные революции. Первая промышленная революция произошла, когда человечество научилось использовать энергию пара и воды для механизации производства [4-9]. В конце XVIII и в начале XIX века в передовых странах мира получили широкое применение водяные и паровые двигатели, двигатели внутреннего сгорания, развивался железнодорожный, морской, автомобильный транспорт [4-6].

Использование электрической энергии с соответствующим техническим сопровождением привело ко второму технологическому прорыву- второй промышленной революции. Во второй половине XIX и в начале XX века за счет повсеместного использования высококачественных металлов и сплавов освоилось конвейерное производство, наладился выпуск массовой продукции. Развивались авиация, телефонная, телеграфная связь.

С середины XX века началась современная научно-техническая революция, оказавшая сильное влияние на дальнейший ход индустриального развития. Возникли условия для перехода к использованию высоких технологий и соответствующих им технических средств. К высоким технологиям обычно относят самые наукоёмкие отрасли промышленности. Это – электроника, робототехника, самолётостроение, ракетостроение, космическая техника, компьютерная техника, нанотехнологии, атомная, солнечная и водородная энергетика, биотехнологии, генная инженерия и искусственный интеллект [10,11]. Эти технологии основаны на использовании разнообразных сплавов черных, цветных, благородных, редких, редкоземельных металлов (РЗМ). Они неузнаваемо изменили культуру и структуру производства, многократно подняв производительность труда.

На этом этапе развития цивилизации - в «век» высокотехнологичных металлов и сплавов [6], начало которого совпадает с серединой XX века, когда человечество овладело атомной энергией, развивались космическая техника, кибернетика, в ведущих отраслях промышленности и управлении получили широкое применение электронно-вычислительные машины (компьютеры), информационные технологии, ставшие символом научно-технической революции. Они принципиально изменили положение и роль человека в процессе управления производством (см.табл.).

Таблица - Основные характеристики этапов развития человеческого общества

Название этапов	**Продолжительность этапов**	**Продукция**
Каменный «век»	Начало: 1 млн 800 тыс.лет назад Конец: 8-6 тыс. лет назад	Оружие, орудие труда, изделия из камня
Бронзовый «век»	Начало: конец 4-го и начало 1-го тысячелетия до н.э. Конец: 11-10 вв. до н.э.	Оружие, орудие труда, изделия из бронзы, расширенное земледелие
Железный «век»	Начало: 9-7 вв. до н.э. Конец: 1-4 вв. н.э.	Оружие, изделия из железа, орудие труда из железа и стали, совершенствование оросительных сооружений
«Век» высококачественных металлов и сплавов	Начало: середина XVIII века Конец: середина XX века	Энергия пара и воды. Крупное машинное производство, основанное на высококачественных металлах и сплавах. (I промышленная революция). Электрическая энергия. Конвейерное производство, основное на высококачественных металлах и сплавах (II промышленная революция)
«Век» высокотехнологичных металлов и сплавов	Начало: середина XX века. Действие: настоящее время	Высокие технологии (электроника, робототехника, космическая техника, атомная энергетика, информационные, нанотехнологии и др.), основанные на высокотехнологичных металлах и сплавах (III промышленная революция). Интеграция передовых технологий, слияние физической, цифровой, биологической сфер, искусственный интеллект, обработка больших данных, основанные на высокотехнологичных металлах и сплавах (IV промышленная революция или Индустрия 4.0)

В рамках этого «века» произошла третья промышленная революция. Внедрялись комплексная механизация и автоматизация производственных процессов, интенсивное использование цифровых, информационных технологий в управлении этими процессами. Резко возросла роль фундаментальной науки в преобразовании базы производства, формировались новейшие наукоемкие отрасли промышленности. Наука стала реальной производительной силой. Были созданы условия для перехода от индустриального общества к постиндустриальному, т.е. к расширению сферы услуг.

В результате саморазвития, самосовершенствования третья промышленная революция в начале XXI века эволюционно перешла в четвертую промышленную революцию, обеспечивающую более глубокие количественные и качественные сдвиги в сфере науки и производства. Четвертая промышленная революция или Индустрия 4.0**,** характеризуется интеграцией передовых технологий и слиянием физической, цифровой и биологической сфер. При

этом практически каждый физический объект, задействованный в процессе производства, оборудован множеством датчиков и сенсоров, которые ежесекундно будут генерировать огромный поток информации. Обработка и анализ больших объемов данных (Big Data) становится одним из основных элементов, обеспечивающих функционирование Индустрии 4.0. [7,9,10].

Как видно, человечество в своем развитии пережило каменный, бронзовый, железный «века», переживает «век» высококачественных металлов и сплавов и вступило в «век» высокотехнологичных металлов и сплавов.

На всех этапах развития материально-технической базой научно-технического прогресса являлось и является минеральное сырье, добываемое и перерабатываемое минерально-индустриальным мегакомплексом, включающим в себя геологоразведочный, гидрогеологический, нефтегазовый, горно-металлургический, горно-химический, горно-топливный, горно-нерудный, горно-строительный комплексы. Научно-технический прогресс, в свою очередь, инициировал и инициирует инновации во всех отраслях экономики, включая минерально-индустриальный мегакомплекс (МИМК).

Структурная схема МИМК приводится ниже.

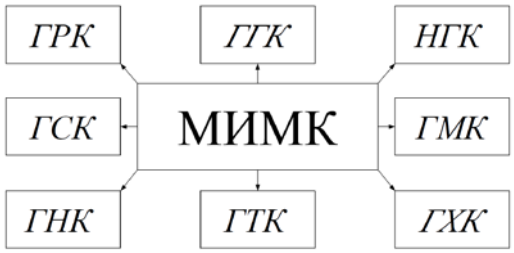


Рисунок - Структурная схема минерально-индустриального мегакомплекса

Геòлогоразве́дочный комплекс (ГРК) — совокупность различных специализированных геологических организаций и предприятий, осуществляющих геолого-разведочные работы по изучению закономерностей размещения, условий образования, особенностей строения и вещественного состава конкретных месторождений полезных ископаемых.

Геологическая разведка производится на объектах, перспективных для данного вида сырья и получивших положительное заключение в результате поисково-оценочных работ. Она осуществляется с целью получения достоверных данных для достаточно надежной геологической, технологической и экономически обоснованной оценки промышленного значения месторождения. При нефтегазовых месторождениях изучается их структура, выделяются продуктивные пласты, определяются возможные дебиты нефти, газа, конденсата, воды, пластовое давление и другие показатели.

Основной конечной продукцией комплекса являются разведанные запасы различных видов полезных ископаемых заданного качества в недрах конкретных месторождений. Они служат сырьем для добывающих и перерабатывающих отраслей промышленности.

Гидрогеоло́гический комплекс (ГГК) – группа специализированных организаций и служб, осуществляющих изучение происхождения, условий залегания, состав и закономерностей движения подземных вод, взаимодействия подземных вод с горными породами, поверхностными водами и атмосферой. Они служат исходными данными для решения вопросов водоснабжения, мелиорации и ирригации, экологических последствий гидротехнического строительства (водохранилищ и др.), эксплуатации месторождений подземных питьевых, технических, минеральных, промышленных и термальных вод, глубинного захоронения промышленных отходов, а также прогноза водопритоков в транспортные тоннели и горные выработки месторождений твёрдых полезных ископаемых (шахты, карьеры).

Конечная продукция комплекса – исходные данные конкретного объекта для проектирования сооружений, связанных с использованием подземных вод, а также определения возможности хозяйственно-питьевого и производственного водоснабжения.

Нефте-газовый комплекс (НГК) — совокупность предприятий по добыче, транспортировке и переработке нефти (нефтяная промышленность) и газа (газовая промышленность) и распределению продуктов их переработки.

Продукты, получаемые из нефти и газа – это топлива различных видов, бензин, керосин, сжиженный нефтяной газ, дизельное топливо, масла, мазуты, битумы, парафины, а также различные растворители, смазки, сажа, природный газ.

Продукция НГК – сырье для химической, энергетической, автомобильной, авиационной, легкой, автодорожной, железнодорожной промышленности.

Горно-металлургический комплекс (ГМК) – это совокупность предприятий черной и цветной металлургии по добыче рудного сырья по производству чугуна, стали, проката, спецсталей, труб, метизов, катанки, ферросплавов, коксохимической продукции, огнеупоров, твердых сплавов, графитовых изделий, различных цветных, благородных и редких металлов и их производных (сплавов, польги, катанки, проволок и др.).

Продукция ГМК – сырье для промышленного, гражданского строительства, машиностроения, приборостроения, ракетостроения, атомной, водородной энергетики и всех высокотехнологичных отраслей экономики.

Горно-химический комплекс (ГХК) — это совокупность предприятий по добыче и первичной переработке горнохимического сырья — апатитов, фосфатных руд, поваренной и калийных солей, серных руд, а также борных, мышьяковых и бариевых руд, природного сульфата натрия, природной соды, барита, йода, брома и др.

Основной продукцией горно-химического комплекса являются калийные удобрения, фосфатное сырье (фосфорные удобрения), хлористый натрий, природный сульфат натрия, боратовая руда, серный колчедан и природная сера. Серу получают главным образом при переработке нефти и природного газа (95%).

Продукция ГХК – сырье для химической, сельскохозяйственной, легкой и горно-металлургической промышленности.

Горно-топливный комплекс (ГТК) – часть топливно-энергетического комплекса (ТЭК), осуществляющая добычу и первичную переработку каменного и бурого угля, горючих сланцев, торфов и урановой руды для производства энергии на тепловых, атомных электростанциях и обработки в химической промышленности.

Продукция ГТК – сырье для химической, горно-металлургической, энергетической, сельскохозяйственной промышленности.

Горно-нерудный комплекс (ГНК) – совокупность предприятий по добыче и переработке минерального сырья для производства строительных материалов (графита, асбеста), гипса, глины, гранита, доломита, известняка, мрамора, кварца, стекла, керамики, бетона, каолина, мергеля, мела, полевого шпата, а также драгоценных и поделочных камней.

Продукция комплекса – сырье для строительной, химической, авто-железнодорожной, авиационной, металлургической, а также легкой промышленности.

Горно-строительный комплекс (ГСК) – совокупность специализированных строительных предприятий, осуществляющих выбор способов и средств, а также параметров горно-строительных работ в отработанных горных (специальных) выработках для обеспечения длительного функционирования подземного (наземного) объекта.

Продукты комплекса – подземные (наземные) сооружения различного назначения (склады, хранилища, гидро-энергетические сооружения, лечебницы, объекты науки, культуры, туризма, спорта и др.)

Продукция ГСК – техногенные георесурсы недр для всей индустрии, сельского хозяйства, здравоохранения, культуры и спорта.

В послании Президент «Экономический курс справедливого Казахстана» отметил, что в Казахстане хорошо развита добывающая промышленность. Этот сектор выступает надежным источником роста национальной экономики» [12]. Казахстан занимает первое место в мире по запасам цинка, вольфрама и барита, второе место - по запасам серебра, свинца, хромитов и урана третье место - по запасам меди и флюорита, четвертое место - по запасам молибдена, шестое место - по запасам золота, достойные места по запасам других полезных ископаемых.

Наша Республика является крупнейшим производителем рения (второе-третье места), бериллия (первое-четвертое места), хромовой руды, феррохрома, титановой губки (второе место), марганцевой руды, ферросплавов, тантала, асбеста, ниобия, галлия, технического таллия, мышьяка (третье место), урана (первое место), ванадия (пятое место), висмута (шестое место), рафинированной меди, цинка, кадмия, бора, серы (шестое-седьмое места), железной руды (двенадцатое место), угля (одиннадцатое место), нефти и газа (семнадцатое место).

В Послании также сказано, что необходимо сфокусироваться на таких направлениях, как глубокая переработка металлов, нефти, газа, угля, урана, освоении залежей редких и редкоземельных металлов (РЗМ), по сути превратившихся в «новую нефть». Этот наказ выражает комплексное и полное использование полезных ископаемых.

Эффективное решение этой двуединой задачи становится главным приоритетом наук о Земле и минерально-индустриального мегакомплекса.

В Казахстане практически нет обособленных месторождений РЗМ, главной базы высокотехнологичных металлов и сплавов, необходимых для высоких технологий. В своем большинстве они содержатся в составе руд черных, цветных, благородных металлов, в уране, в угле, в нефти и др. К примеру, месторождения руд цветных металлов содержат в своем составе более 20 важнейших благородных и редких металлов (золото, серебро, платина, палладий, рутений, селен, теллур, кадмий, рений, индий, осмий, талий и др.).

Учеными Казахского национального исследовательского технического университета имени К.И. Сатпаева, РГП «Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья РК» совместно с производственниками успешно освоены некоторые технологии извлечения РЗМ из медных, свинцовых, цинковых и других концентратов, а также из урановой руды, угля и нефти.

Однако на большинстве горно-металлургических предприятий Казахстана среднего масштаба сопутствующие профильным металлам драгоценные полезные компоненты (платина, золото, палладий, рений, осмий, таллий и др.) зачастую не извлекаются из сырья, уходят в отходы обогатительного и металлургического производств, а на тех предприятиях, где они производятся очень низок их коэффициент извлечения в концентрат (около 0,4). Такое положение связано с тем, что при утверждении запасов георесурсов попутные полезные компоненты часто не оцениваются и не ставятся на баланс. К недропользователям не предъявляются требования по извлечению полезных компонентов, выявленных в процессе эксплуатации месторождений.

Многокомпонентные рудные месторождения Казахстана совместно с урановым, нефтяным и техногенным сырьем составляют стабильные источники промышленного производства благородных, редких и редкоземельных металлов. Новые технические средства и технологии, адаптированные к природным и технологическим свойствам минерального сырья конкретного объекта, обеспечат высокий уровень извлечения этих металлов.

Для масштабного внедрения мероприятий по повышению комплексности использования минерального сырья надлежит на законодательном, государственном уровне решить вопрос о разработке и внедрении экономических рычагов, призванных стимулировать извлечение из минерального сырья максимального объема сопутствующих ценных полезных компонентов, спрос на которые многократно возрастает в связи с потребностями высоких технологий.

Рациональное и разумное использование продукции минерально-индустриального мегакомплекса – гарантия устойчивого развития экономики справедливого Казахстана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Большая Советская энциклопедия / под ред. А. М. Прохорова. - 3-е изд. Т. 9. Евклид - Ибсен. -М.: Советская энциклопедия, 1972. - 622 с.

2 Там же. Т. 11. М.: Советская энциклопедия, 1973. — 608 с.

3 Там же Т. 4.- М.: Советская энциклопедия, 1971.-500 с.

4 Паламарчук О. Т. Наука и технологические революции // Экономика. Право. Печать. Вестник КСЭИ. 2013. № 4(60). С. 81-88.

5 Rao J. S. History of Rotating Machinery Dynamics. - Dordrecht: Springer Science, 2011. Vol. 20.- 358 p.

6 Ракишев Б. Р. Горный журнал. Горно-металлургический комплекс и развитие цивилизации. №9, 2019, с.33-37.

7 «Интернет вещей» (IoT) в России: технология будущего, доступная уже сейчас / PwC, 2017. URL: https://www.pwc.ru/ru/publications/iot/iot-in-russia-research-rus.pdf (дата обращения: 23.06.2019).

8 Схведиани А. Е., Горовой А. А. Четвертая промышленная революция как основа перехода к шестому техническому укладу // Актуальные вопросы экономики и управления сб матер. II Междунар. науч.-практ. конф. - Новосибирск: Изд-во ЦРНС. 2017 Р. 55-59.

9 Clark G. The New Palgrave Dictionary of Economics. 3rd ed. London: Palgrave Macmillan, 2018.- 14896 p.

10 Каблов Е. Н., Оспенникова О. Г., Вершков А. В. Редкие металлы и редкоземельные элементы материалы современных и будущих высоких технологий // Труды ВИАМ. 2013. № 2. ВИАМ/2013-Тр-02-01.

11 Leleu S.. Rives B., Bour J., Causse N., Pébère N. On the stability of the oxides film formed on a 11 magnesium alloy containing rare-earth elements // Electrochimica Acta. 2018. Vol. 290. P. 586-594.

12 Токаев К-Ж. К. Послание главы государства народу Казахстана «Экономический курс справедливого Казахстана». Казправда, 2023, №166.

УДК 622.74

СОВРЕМЕННЫЙ ВЗГЛЯД К ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ

Раимжанов Б.Р., **Умаров Ф.Я.**
Алмалыкский филиал НИТУ МИСиС, г.Алмалык, Узбекистан

Аннотация. В статье на основе анализа и исследований применения технологии подземной газификации угля на Ангренском буроугольном месторождении приведены проблемы и современный взгляд к их решению, включая новых направлений её совершенствования.

Annotation The article, based on analysis and research on the application of underground coal gasification technology at the Angren lignite deposit, presents problems and a modern approach to solving them, including new directions for its improvement.

Ключевые слова. Уголь, газификация, газогенератор, скважина, дутьё, продукты газификации, теплотворность горючих газов.

Keywords. Coal, gasification, gas generator, well, blast, gasification products, calorific value of combustible gases.

Одним из перспективных физико-химических методов добычи полезных ископаемых является подземная газификация угля (ПГУ). Данная технология в прошлом столетии прошла апробацию во многих угледобывающих регионах бывшего Советского союза и за рубежом, в том числе в Узбекистане на Ангренском буроугольном месторождении (Ангренская станция «Подземгаз»).

Ангренская станция подземной газификации угля начала функционировать в 1963 году и продолжает эксплуатироваться по настоящее время. Проектная производительность станции составляла 2,1 млрд.м^3 газа в год или по углю – примерно 650 тыс.т/год. Максимальная производительность была достигнута в 1965 году и составила 1,4 млрд м^3/год (440 тыс.т бурого угля). В начале семидесятых годов прошлого столетия, в связи с широким распространением добычи высококалорийного природного газа, интерес к подземной газификации углей упал. В настоящее время Ангренская станция «Подземгаз» (ныне ОАО «Еростигаз») производит более 350 млн.м^3/год газа ПГУ, который используется в качестве топлива на Ангренской ТЭС [1 - 4].

Принципиальная схема технологии ПГУ на Ангренской станции «Еростигаз» приведена на рис.1.

Анализ многолетней эксплуатации станции «Еростигаз» позволил установить следующие особенности конструкции подземного газогенератора [1, 2]:

- большое количество вертикальных скважин, находящихся в зоне активных деформаций кровли газифицируемого угольного пласта, а следовательно, имеющих сокращенный эксплуатационный ресурс;

- невысокую интенсивность выгазовывания запасов угля, во-первых, из-за ограниченности газоотводящих каналов (отношение количества газоотводящих каналов к количеству дутьевых составляет не более 0,3-0,4) и во-вторых, из-за отсутствия охлаждающих устройств в газоотводящих скважинах;

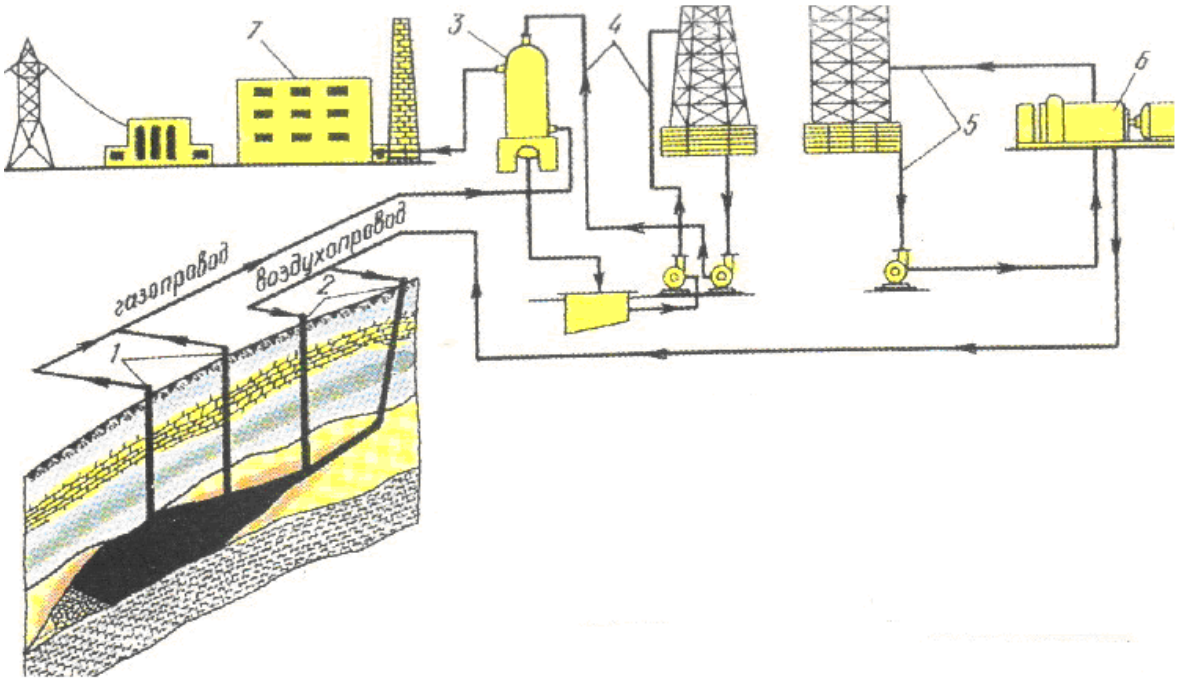


Рисунок 1 - Принципиальная технологическая схема подземной газификации угля на Ангренской станции «Ерostигаз».

1-газоотводящие скважины, 2-воздухоподающие скважины, 3-очистные сооружения, 4-скрубберный цикл, 5-цикл охлаждения, 6-турбокомпрессорные машины, 7- Ангренская ТЭС.

- КПД процесса газификации не превышает 60 %;
- завершающей реакцией в процессе газообразования является реакция конверсии монооксида углерода водяным паром ($CO + H_2O = CO_2 + H_2$), что обусловлено большой длиной движения газа (после зон газификации) при температуре 800-600^{0}C;
- указанная особенность газообразования в подземном газогенераторе определила стабильность и специфику состава получаемого газа ПГУ (таблица 1).

Таблица 1 – Состав газа ПГУ на Ангренской станции «Ерostигаз»

Состав газа ПГУ	Концентрация кислорода в дутье, %	Состав газа, об. %							Теплота сгорания газа, кДж/м^3
		CO_2	C_nH_m	O_2	CO	H_2	CH_4	N_2	
Расчетный	**21,0**	18,9	0,2	0,3	5,5	17,2	2,5	54,5	**3350**
Фактический	**21,0**	21,5	0,2	0,4	4,0	22,5	2,0	49,0	**3510**

В конце прошлого столетия ученые и инженеры сосредоточили свои усилия на разработке, обосновании и реализации в естественных условиях новой, более совершенной технологии ПГУ [1].

Несмотря на большой опыт реализации подземной газификации угля, процесс оставался недостаточно стабильным и тепло-энергетически эффективным. Управляемость ПГУ в традиционных схемах достигалась в ходе эксплуатации с помощью большого количества скважин, включаемых в работу по мере снижения теплоты сгорания получаемого газа, что одновременно создавало неорганизованную гидродинамику в подземном газогенераторе, блуждающие потоки окислителя и горючих компонентов и приводило к частичному дожиганию образовавшегося газа ПГУ под землёй.

Степень извлечения полезной энергии, содержащейся в угле, при традиционной технологии ПГУ не превышает 35-45%.

Е.В.Крейнин [1] предлагает следующие основные пути повышения эффективности ПГУ.

1. Совершенствование схемы газификации и конструкции подземного газогенератора с целью активного и направленного взаимодействия окислителя с реакционной поверхностью огневого забоя. В старой, традиционной технологии, нагнетание дутья в большей части эксплуатационного времени происходил вдали от реакционной поверхности огневого забоя. Пути движения дутья неуправляемы и определяются только сложившимися в выгазованном пространстве искусственными коллекторами. Это приводит, во-первых, к весьма пассивному теплообмену между окислителем и реакционной поверхностью угольного пласта, а во-вторых, к контактам свободного окислителя со сформировавшимся в другом месте горючим газом и дожиганию последнего. Как показывает опыт, только в результате направленного и активного массообмена между окислителем и огневым забоем возможно повышение температуры (в зоне горения) и соотношения CO/CO_2.

На рис.2 показана принципиальная схема модуля подземного газогенератора с постоянным реакционным каналом, вдоль которого движутся дутьёгазовые потоки [1].

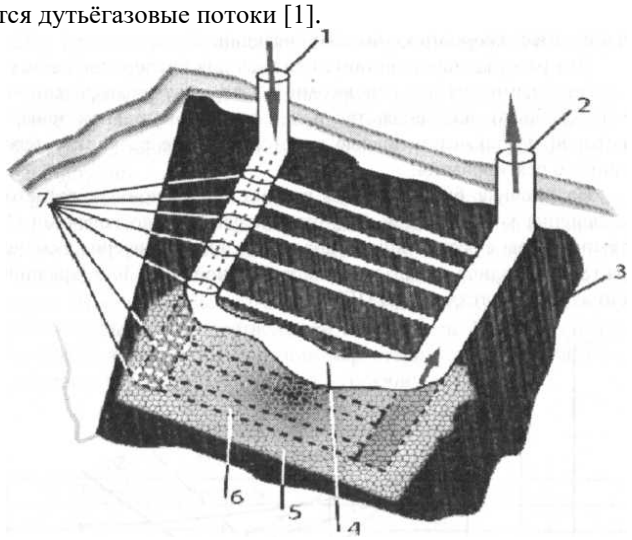


Рисунок 2 - Принципиальная схема модуля подземного газогенератора по новой технологии:
1 - дутьевая скважина, обсаженная по угольному пласту; 2 - газоотводящая скважина без обсадки по угольному пласту; 3 - угольный пласт; 4 - реакционный канал; 5 - обрушившаяся порода кровли и шлак; б - первоначальный канал газификации; 7 - точки переноса подачи дутья вдоль скважины.

Газогенератор представлен в плоскости угольного пласта (наклонного или горизонтального). Дутьевая скважина обсаживается на всю длину, а газоотводящая — только до входа в угольный пласт. В нижней своей части обе скважины соединяются между собой в единую гидравлическую систему. В буровом канале дутьевой скважины формируется огневой забой и по мере выгазовывания угольного пласта между скважинами точка подвода дутья перемещается вверх по скважине. Таким образом постоянно осуществляется направленный подвод окислителя непосредственно к реакционной угольной поверхности.

2. Традиционной технологии ПГУ присущи невысокие химические КПД процесса газификации, равные 55 – 60%. Непроизводительные потери тепла в окружающий массив и с охлаждающей водой достигают 30 %. Предлагаются следующие пути их снижения:

- целесообразно изменить конструкцию газоотводящих скважин, выполнив ее в виде теплообменника-утилизатора. Это позволит заменить прямое охлаждение газа с 600-700 до 200^0С путем впрыскивания в его поток охлаждающей воды косвенным теплообменом через стенку утилизатора. Перегретый водяной пар, получаемый в теплообменнике, возвращается вместе с воздушным дутьем в подземный газогенератор. При экспериментах зафиксировано увеличение химического КПД процесса газификации на 14 %;

- непроизводительные потери тепла могут быть снижены путем осуществления процесса ПГУ в две стадии. Если в зону образовавшегося газа, имеющего температуру 700-800^0С, в реакционный канал через специальные скважины подавать перегретый водяной пар или углекислый газ, то физическое тепло газа будет использоваться на эндотермические реакции. Благодаря этому не только происходит обогащение газа ПГУ водородом и монооксидом углерода, но и появляется возможность активного воздействия на химизм процесса ПГУ и состав его конечного продукта. Двухстадийная ПГУ может быть проведена в две периодически осуществляемые стадии. В первой из них реализуется подвод окислителя к реакционной поверхности угольного пласта, во второй – к раскаленной угольной массе подводится восстановитель H_2O или CO_2 (рис.3) [1, 2].

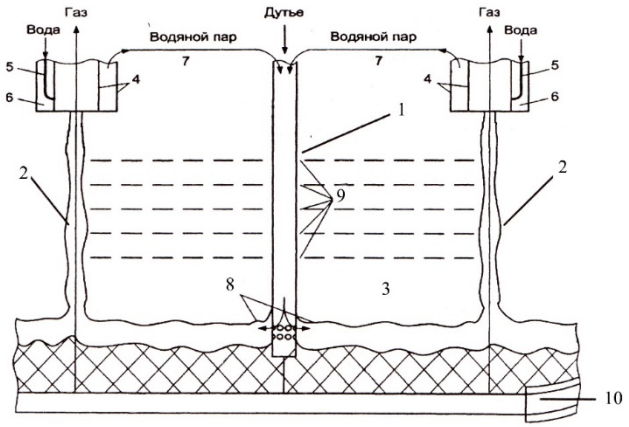


Рисунок 3 - Схема газогенератора по новой технологии:
1 - дутьевая скважина; 2 - газоотводящая скважина; 3 -угольный пласт;
4 - двойная колонна; 5 - трубка с водой; б - кольцевая щель; 7 - паропровод;
8 - огневой забой; 9 - зона взаимодействия окислительного дутья;
10- горизонтальная сбоечная скважина.

Расчеты показывают, что производительные потери тепла при описанных выше методах могут быть снижены с 30 до 10%, что будет способствовать повышению химического КПД процесса ПГУ с 60 до 80%.

3. С переходом на глубины 600-1500 м появляется реальная возможность осуществления процесса ПГУ при давлении 2,0 – 5,0 МПа (вместо 0,2 – 0,3 МПа) без опасения дегерметизации подземного газогенератора.

При оснащении Ангренской ТЭС газотурбинными или парогазовыми установками следует рассмотреть строительство станции ПГУ совершенно на новом участке, позволяющая обеспечить объем производства газа ПГУ до 6,0 млрд. $м^3$ газа в год. Более рациональным участком для строительства новой станции является Апартакская площадь Ангренского буроугольного месторождения, где разведанные запасы угля для подземной газификации составляет в количестве 106,3 млн.т. [3].

Таким образом, при строительстве станции ПГУ по новой технологии необходимо совершенствовать традиционную технологию по следующим направлениям:

- активный и направленный подвод окислителя к реакционной поверхности угольного пласта с перемещением его вдоль длинного реакционного канала, пройденного по угольному пласту;
- утилизация физического тепла газа, извлекаемого из газоотводящих скважин;
- осуществление процесса ПГУ в две стадии, при этом во время второй стадии физическое тепло утилизируется непосредственно в реакционном канале подземного газогенератора;
- углубление подземных газогенераторов до 600 – 1500 м.

Всё это позволяет повысить стабильность процесса ПГУ, теплоту сгорания газа на парокислородном дутье до 9,0-11,0 МДж/$м^3$, химического КПД до 75-80 %, экологическую чистоту предприятия ПГУ и существенно расширить сырьевую базу.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Крейнин Е.В. Подземная газификация углей: основы теории и практики, инновации. – М.: 2010. – 400 с.

2 Раимжанов Б.Р., Якубов С.И., Кузнецов А.Н. Повышение эффективности подземной газификации угля на Ангренской станции «Подземгаз» с использованием технологии двухстадийной газификации // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ, 2009. – №10. – С.114-118.

3 Хурсанов Х.П., Якубов С.И., Раимжанов Б.Р. Состояние и перспективы подземной газификации угля в Узбекистане // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: МГГУ,2012. – №7. – С.173-177.

4 Санакулов К., Таджиаглаев Х.Г. Обзор разработки угольных месторождений подземной газификацией // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2021. – №1. – С.34-36.

УДК 622

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ КОМПЛЕКСНОГО ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АУДИТА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

С.Ж.Галиев, Е.Т.Утешов, Д.А.Галиев, Е.Е.Сарсенбаев, А.Т.Текенова

Институт горного дела им. Д.А.Кунаева РГП НЦ КПМС РК

Введение

В 2015 году 196 стран, включая Казахстан, подписали Парижское соглашение в рамках 21-й сессии Конференции Сторон Рамочной конвенции ООН об изменении климата, приняв обязательства по снижению выбросов парниковых газов. Республикой Казахстан принято обязательство по снижению парниковых газов к 2030 году от уровня 1990 года на 15% безусловно (25% при условии дополнительных иностранных инвестиций, доступа к технологиям и др.). В COP-26 приняло участие более 30 тысяч участников из порядка 200 стран, включая Казахстан. Переход к низкоуглеродному развитию приобрел особую актуальность для Республики с учетом цели по достижению углеродной нейтральности к 2060 году, объявленной Главой Государства в декабре 2020 года на «Саммите климатических амбиций». Такая приверженность довольно амбициозна для страны, в которой на добычу, переработку, транспортировку, хранение и сжигание топлива приходится более 80% национальных выбросов парниковых газов, что делает Казахстан крупнейшим эмитентом CO2 в Центральной Азии и 25-м в мире [1].

Для Казахстана горно-металлургический комплекс является одной из ключевых сфер экономики страны. Данный сектор занимает второе место в экономике страны после нефтегазовой промышленности. Основой развития ГМК является богатая минерально-сырьевая база. При этом 14,18% всех выбросов приходится на горнодобывающую промышленность и разработку месторождений открытым способом [2]. В этих условиях эксперты прогнозируют необходимость перехода отрасли к более экологичному производству, соответствующей модификации основного технологического оборудования и качества технологических процессов, как этого требуют жесткие экологические стандарты. Повышение экологических штрафов взамен на легальное загрязнение окружающей среды потребует от предприятий серьезных шагов к технологическим обновлениям, внедрению современных технологий с высокими экологическими стандартами.

Правительство Республики Казахстан признало диверсификацию экономики и повышение конкурентоспособности предприятий горной и горно-металлургической промышленности своими первоочередными

задачами. Страна планирует повысить интенсивность проведения геологоразведочных работ, оптимизировать процедурные формальности и активизировать деятельность по привлечению прямых иностранных инвестиций (ПИИ) [3]. Основная цель заключается в повышении инвестиционной привлекательности и конкурентоспособности промышленности Республики, в том числе за счет соответствия бизнес-процессов международным ESG-принципам. Одним из принципиальных направлений в этом вопросе может и должен занимать комплексный технико-технологический аудит, дающий возможность, за счёт углубленной аналитики, не только выявлять современные потенциальные возможности низкоуглеродного и более экономически эффективного горного производства, но и его целесообразной технологической модернизации.

Общие направления исследований потенциала повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса карьера.

Выбор направлений исследования потенциала повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса карьеров обусловлен поиском реальных возможностей экономического роста и устойчивого развития предприятия. Практически все возможные направления роста эффективности предприятия могут быть успешно реализованы при наличии соответствующего информационно-аналитического обеспечения, при помощи которого на предприятии могут целенаправленно развиваться такие направления как статистика, прогнозирование, моделирование и оптимизация. Особое значение данные факторы приобретают применительно к направлению, связанному с совершенствованием технологий управления основными производственными процессами [4-6].

Как показали результаты ряда исследований в рамках проводимых комплексных технико-технологических и энерго- аудитов на предприятиях горнодобывающей отрасли, а также анализ ряда проектов освоения месторождений полезных ископаемых, одним из основных потенциалов повышения эффективности и снижения себестоимости горнотранспортных работ является оптимизация парка основного горного и транспортного оборудования, как по модельному ряду, так и по численному соотношению. В этой связи, это направление необходимо рассматривать как одно из важных и базовых направлений. Усиливающим данный вывод фактором является периодическое появление на мировом рынке горнодобывающего сектора экономики новых модификаций карьерных и даже просто дорожных автосамосвалов, совершенствование которых имеет непрерывный характер.

Очень тесно пересекающимся с направлением оптимизации модельного ряда и численности автосамосвалов является направление, связанное с оптимизацией сроков амортизации основного горного и транспортного оборудования, с учётом их технического состояния и сроков эксплуатации. Адекватный учёт технического состояния машин и в настоящее время является слабым звеном современной системы проектирования и планирования горнотранспортных комплексов. В следствие этого, в рекомендованных параметрах и различного рода мерах имеются существенный отклонения от реально эффективных их значений. Адекватный учёт технического состояния основного технологического оборудования есть основа амортизационной политики на предприятии, которая является основой и максимально эффективным инструментом инновационной, инвестиционной и технологической политики.

Другим важным научно-практическим направлением, связанным с поиском и оценкой потенциала повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса, является анализ влияния качества дорожного покрытия в карьерной зоне. По затратам данный фактор относительно общего объёма операционных затрат не так велик, но его влияние на ключевые показатели функционирования геотехнологического комплекса существенны. Качество дорожного покрытия определяет скоростной режим эксплуатации транспорта, влияет на время рейсов автосамосвалов, повышает общую производительность геотехнологического комплекса и в значительной мере обуславливает объёмы экологических выбросов в процессе работы основного горного и транспортного оборудования на открытых разработках.

В существенной мере определяющим производительность и экономическую эффективность геотехнологического комплекса, особенно в условиях разработки крепких горных пород, является оптимизация организационных мер в процессе реализации буровзрывных работ. Оценка эффективности организации ежесуточных взрывов в целях подготовки горных пород к выемке с позиции повышения экономической эффективности функционирования геотехнологического комплекса предприятия, может привести к выработке и качественному обоснованию эффективных управленческих решений, обуславливающих повышение эффективности функционирования геотехнологического комплекса в целом. В условиях Комаровского горного предприятия, где взрывы осуществляются до пяти раз в неделю, при этом на 120 минут в карьере горнотранспортные работы практически приостанавливаются, изучение данного вопроса также может обеспечить выработку эффективного в данном направлении управленческого решения. Следующим и взаимосвязанным с данным направлением, которое в существенной мере отражается на результатах и эффективности функционирования геотехнологического комплекса является рассмотрение влияния на него качества подготовки горных пород к выемке в процессе производства буровзрывных работ. Тут связующим звеном между буровзрывными и горнотранспортными работами является степень разрыхленности горных пород. В свою очередь, качество разрыхления горных пород зависит от применяемых способов и подходов, параметров проведения взрывных работ, что также имеет свою себестоимость, которая в совокупности с себестоимостью горнотранспортных работ может обеспечить более качественную оценку эффективности функционирования геотехнологического, а также повлиять на рентабельность освоения месторождения в целом.

Оценка эффективности организации питания водителей основного карьерного транспорта посредством смены их на этот период резервными водителями, как и в случае с оптимизацией графика проведения буровзрывных работ, также может способствовать поиску мер, обеспечивающих эффективность функционирования геотехнологического комплекса и снижение себестоимости горнотранспортных работ. В условиях Комаровского горного предприятия в этом отношении принято нестандартное решение, связанное с содержанием дополнительного штата водителей, что позволяет предприятию минимизировать продолжительность обеденных перерывов водителей автосамосвалов и

машинистов экскаваторов, что с одной стороны, очевидно, обеспечивает повышение производительности, а с другой приводит к увеличению затрат на проведение горнотранспортных работ. Имитационное моделирование функционирования геотехнологического комплекса является эффективным инструментом проведения такого рода исследований.

Помимо выше отмеченных направлений повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса, в существенной мере важным и определяющим является оптимизация структуры внутрикарьерных породопотоков, включая расположение перегрузочных рудных складов и пунктов пересменки водителей автосамосвалов.

На заключительном этапе проведения комплекса научно-практических исследований целесообразно рассмотреть возможность разработка методики и оценка экологической эффективности функционирования геотехнологических комплексов на открытых разработках на примере Комаровского карьера, а также возможности применения мер по цифровизации и развитию информационных систем, мер автоматизации управленческих решений, обеспечивающих наиболее полную реализацию выработанных решений и комплекса мер по повышению экономической эффективности геотехнологического комплекса и снижение горнотранспортных работ на предприятии, повышение рентабельности освоения Комаровского золоторудного месторождения.

Одним из актуальных и принципиально новых направлений в проведении исследований по повышению общей эффективности функционирования геотехнологических систем карьеров является интеграция методологии проведения комплексных технико-технологических аудитов, включая вопросы энергоэффективности и экологичности, с методологией ESG-практики в области горного дела. Это обуславливает учёт должной взаимосвязи процессов технологической модернизации с вопросами экономической и социальной целесообразности, а также эффективности менеджмента в производственных системах промышленности.

Методология оценки соответствия геотехнологического комплекса ESG-факторам

ESG-принципы имеют важное значение для инвесторов при решении вопроса о возможности вкладывать свои средства в реализацию инвестиционных проектов на территории конкретного субъекта. Согласно Глобальному опросу инвесторов PwC от 2022 г., 79% инвесторов обращают внимание на то, как компания управляет ESG-рисками. Инвесторы хотят, чтобы компании фокусировались на вопросах ESG, имеющих наибольшее значение для их бизнеса, поэтому соответствие ESG-принципам становится важнейшим элементом при принятии инвестиционных решений [7].

Методология оценки работы горно-технологического комплекса карьера является основой для анализа и оценки ESG-данных по рассматриваемому объекту. Индикаторы КТТА интегрируются в комплекс показателей ESG, поскольку при ESG-анализе рассматриваются и исследуются верхнеуровневые процессы, являющиеся более общими по предприятию. В то время как методология проведения КТТА, это, прежде всего, анализ низкоуровневых конкретных производственных процессов, на предмет повышения их эффективности, которые имеют непосредственное влияние на общие целевые показатели Компаний, в том числе и касающиеся устойчивого развития предприятия.

ESG-анализ включает в себя изучение количественных и качественных индикаторов, которые отражают воздействие деятельности организации на общество и экосистемы, и подход к управлению этими воздействиями.

Комплексный анализ ESG-факторов подразумевает изучение процессов управления вопросами устойчивого развития в части экологических факторов, социальных и управленческих факторов в соответствии с рекомендациями международных ESG-стандартов и лучших мировых практик, по тем направлениям, которые указаны в таблице 1.

Основной задачей ESG-анализа является выявление возможностей для улучшения процессов с точки зрения влияния на окружающую среду, взаимодействия со стейкхолдерами и управления компанией. Хорошей практикой, принятой среди международных компаний, считается раскрытие неизменной **положительной динамики** управления процессами, что должно отражаться в отчетах и политиках Компании.

В рамках КТТА будут выявлены возможности для демонстрации положительной динамики управления процессами, которые помогут Компании улучшить показатели в области ESG. Область взаимосвязи и интеграция данных КТТА в ландшафт ESG-показателей указаны ниже.

Концепция устойчивого развития нашла свое отражение в установленных Целях устойчивого развития (ЦУР) (англ. Sustainable Development Goals (SDGs)), которые были приняты 195 государствами-членами ООН, включая Казахстан. ЦУР были названы в резолюции Генассамблеи «Повесткой дня на период до 2030 года». Другими словами, Повестка — это глобальное обещание создать инклюзивное (inclusive), безопасное (secure), не шаткое (resilient) и устойчивое (sustainable) будущее для всех и везде. Данные цели отражают ключевые социально-экономические и экологические вызовы человечества, которые требуют действий со стороны государств, бизнеса и общества. ЦУР всего 17, каждая в свою очередь подразделяются на 169 задач, которые мировое сообщество должно реализовать до 2030 года [8, 9].

С целью снижения негативного экологического воздействия горнотранспортных работ в период разработки месторождения предусматриваются следующие мероприятия:

– устройство дорожного покрытия на рабочих площадках, проездах;

– контроль за исправностью машин и механизмов;

– осуществление стоянки и заправки горнотехнического оборудования механизмов ГСМ на специальной площадке с устройством твердого покрытия;

– полив автодорог, площадок, проездов в летний засушливый период с целью уменьшения пыления;

– систематическая очистка в зимнее время автодорог от снега и льда и посыпка песком или щебнем.

Оценка воздействия планируемой деятельности на окружающую среду разработана отдельным разделом к Плану горных работ, с учетом всех экологических требований и согласно «Инструкции по проведению оценки воздействия на окружающую среду» [10].

Таблица 1. – Направления исследования в рамках комплексного ESG-анализа

E-экологические	***S-социальные***	***G-управленческие***
Изменение климата Выбросы парниковых газов Выбросы загрязняющих веществ Истощение природных ресурсов (в т.ч. нехватка питьевой воды) Отходы и загрязнение Обезлесение Биоразнообразие	Охрана здоровья и безопасность Права человека (включая рабовладение, детский труд) Управление социальным капиталом: образование, текучесть кадров и т.д. Гендерный баланс Взаимодействие с местными сообществами Корпоративная социальная ответственность и волонтёрство.	Вознаграждение топ-менеджмента Взяточничество и коррупция Бизнес-этика Политические лобби и пожертвования Структура и гендерный состав совета директоров Налоговая стратегия Ответственная цепочка поставок и взаимоотношение с контрагентами Риск-менеджмент

Интеграция методологии проведения КТТА и оценки ESG-факторов

Индикаторы КТТА соотносятся с индикаторами ESG в части раскрытия информации, посвященной в большей степени блоку “E” (забота об окружающей среде), в меньшей степени - блоку “S” (управление социальным фактором) и “G” (управление и прозрачность). В КТТА рассматриваются технологические процессы и в заключении приводятся рекомендации, связанные с экологическим аспектом, влияющие прежде всего на снижение выбросов загрязняющих веществ в атмосферу и на эффективность использование электроэнергии.

В социальном сегменте исследуются процессы, которые касаются управления трудовыми ресурсами, охраной труда и рисков, связанных со здоровьем работников карьера.

В категории Управления анализируется процессное управление, которое позволяет эффективно оценивать качество проводимой на предприятии инвестиционной политики, потребность в технологической модернизации, что также повышает прозрачность отчетности перед инвесторами и менеджментом Компании.

Обозначенные выше аспекты рассматриваются в рамках основного предмета исследования по комплексному технико-технологическому аудиту предметом которого является эффективность функционирования геотехнологического комплекса карьера с учётом физического и технологического состояния его элементов и подсистем:

- разрыхленность, физико-технические и горно-геологические характеристики извлекаемой горной массы;
- горно-геометрические, горнотехнические характеристики и расположение блок-участков автотрассы в карьерном пространстве (уклон, протяжённость, криволинейность);
- модели, численность и техническое состояние основного горнотранспортного оборудования;
- принятая организация и экономика предприятия на данный период времени.

Согласно методологии КТТА, анализируется несколько полезных для ESG-отчетности процессов:

- расчеты выбросов вредных компонентов и пылевыделения, которые влияют на показатели загрязнения воздуха;
- энергоэффективность транспорта за счет дорожного покрытия, амортизации и т.д.;
- эффективность управления и другие процессы.

Методология анализа показателей КТТА для ESG-анализа строится на основе рекомендаций ESG-стандартов и концепций, принятых на уровне международных организаций.

Данные ESG-анализа КТТА могут быть использованы менеджментом предприятия для:

- повышения уровня раскрытия информации в отчетности об устойчивом развитии Компании;
- улучшения позиций в ESG-рейтингах;
- выявление ESG-рисков бизнеса, которые могут нанести ущерб развитию организации в долгосрочной перспективе;
- оценки ESG-данных о Компании, запрашиваемых инвесторами и кредиторами.

В результате проведения комплексной технико-технологической оценки эффективности функционирования горно-технологического комплекса карьера менеджерам предприятия предоставляются рекомендации, которые могут быть применены для улучшения его ESG-показателей. В связи с этим, рекомендуется расценивать анализ КТТА как первый и базовый этап комплексного ESG-анализа предприятия и/или дополнение к нему.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Самые загрязненные регионы Казахстана/ https://kz.kursiv.media/ 2015.

2 Global Carbon Atlas https://globalcarbonatlas.org/.

3 Реформирование горной промышленности в Казахстане: инвестиции, устойчивое развитие, конкурентоспособность/ OECD. 2018. -С. 2. https://www.oecd.org/eurasia/countries/Kazakhstan_Mining_report_RUS.pdf.

4 Дохолян С. В., Петросянц В. З. Реализация процессного подхода к управлению на промышленных предприятиях // Апробация. 2014. № 6. С. 52–57.

5 Каплан А.В., Галиев С.Ж. Процессное управление горно-транспортным комплексом в карьере на основе экономических критериев/ Горный журнал, №6 (2239), 2017.-М:-2017.С28-33.

6 Довженок А.С. Совершенствование управления автотранспортными системами карьеров – Екатеринбург: УРО РАН, 2001. – 93с.

7 Глобальный опрос инвесторов. Экономические реалии ESG. / PwC. 2022. -С. 2. https://www.pwc.com/kz/en/assets/pdf/global-investor-survey.pdf.

8 Цели в области устойчивого развития. / Сайт Организации Объединённых Наций, раздел «Цели» https://www.un.org/sustainabledevelopment/ru/sustainable-development-goals/.

9 ЦУР: почему это важно? / Сайт Организации Объединённых Наций, раздел «Ресурсы» https://www.un.org/sustainabledevelopment/ru/why-the-sdgs-matter/.

10 Методика расчета нормативов выбросов от неорганизованных источников/Утверж. Министром окружающей среды и водных ресурсов Республики Казахстан от 12 июня 2014 года № 221-Ө.-2014.-23с.

УДК 622.1:553

ДОРАЗВЕДКА ГАЗОВЫХ И ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УСТЮРТСКОГО РЕГИОНА В ПРОЦЕССЕ ИХ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Б. А.Оринбаев[1], Б.Ш. Акрамов[2], О.Ғ.Хайитов[3], С.Э. Маллаев[4], А.И.Гадоев[4]

[1]Устюртское газодобывающее управление, г.Кунград, Республика Каракалпакистан

[2]Филиал РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, г.Ташкент, Узбекистан

[3]Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

[4]АО «Ўзбекнефтегаз», г.Ташкент, Узбекистан

Газоконденсатные месторождения являются сложными природными комплексами, их свойства и характеристики имеют большое разнообразие. На сегодняшний день новые газоконденсатные месторождения открываются на глубинах в интервалах 2000-2950м и 4000-4500м. В общем случае система контроля разработки тем сложнее, чем больше глубина залегания месторождения, тем больше особенностей и осложнений в его разработке.

Ключевые слова: Устюртский нефтегазоносный регион, запасы, поиск, разведка, доразведка, разработка, углеводороды, коэффициент газоотдачи, газоконденсатное месторождение, залежь, разработка.

Устюртский нефтегазоносный регион в настоящее время является одним из наиболее крупных геологических потенциальных нефтегазоносных бассейнов Республики Узбекистан с доказанной продуктивностью. Текущее состояние геологической изученности, является самым молодым в геотектоническом отношении по сравнению с другими нефтегазоносными регионами республики Узбекистан и еще не полностью изучено бурением сгущенной сеткой. Геологоразведочные работы на нефть и газ в пределах Устюртского региона были начаты в 1960г., и в результате чем более шестидесятилетних поисков и разведки на исследуемом регионе открыто 28 месторождений, в том числе в разработке (включая ОПЭ с освоением) находятся 19 месторождений (Шахпахты, Ургa, Шаркий Бердак, Сургил, Шимолий Бердак, Дали, Арслан, Инам, Бескала, Куйи Сургил, Қуйи Шарқий Бердақ, Ғарбий Қуйи Сургил, Акчалак, Кокчолак, Карачолак, Тиллали, Ғарбий Барса Кельмес, Шагырлык, Западный Арал), Из них самыми крупными по запасам являются 6 газовых и газоконденсатных месторождений (ГКМ) Шарқий Бердақ, Бердақ - Шимолий Бердақ, Сургил, Шахпахты, Ургa и Арслон, осталные средние и мелкие [14,15].

Геологические разрезы данных крупных месторождений похожи друг на друга, и имеют очень сложное геологическое строение, состоящее из многочисленных палеорусел, большая часть пластов имеет линзообразное распространение, с многочисленными тектоническими нарушениями и литологическими замещениями коллекторов, связанными различными частями флювиальной системы. В целом, по рассматриваемым месторождениям в нижне, средне- и верхнеюрских отложениях присутствуют три мощные выдержанные песчаные толщи (J_3, J_2, J_1) (рис.1). Необходимо особо отметить, что в среднеюрских отложениях по простиранию Бердахского вала по данным комплекса ГИС выделяется реперные «Бердахский горизонт» с индексацией J_2 и на месторождениях Шимолий Бердак, Шаркий Бердак, Сургил и Арслон. Однако, по результатам анализов керновых материалов, региональных корреляций ГИС и фактическим результатами опробования установлено, что эти месторождения полностью идентичны по генетическому образованию с соседними месторождениями Шимолий Бердак, Шаркий Бердак и Сургил. Также, анализ сейсмических атрибутов показывает наличие в разрезе множества песчаных каналов, приуроченные к руслам палеорек (рис.2), получившие название рукавообразных, характеризуются извилистостью контуров на карте изохрон по кровле верхней и нижней юры с наложенным сейсмическим атрибутом Max Amplitude, а также выпуклым основанием песчаной линзы выявленных на сейсмических разрезах. В юрское время на территории всего Устюрта накапливались осадки преимущественно пролювиально-аллювиального и озерно-болотного генезиса, с конца байоса – в прибрежно-морских и мелководно-морских геологических условиях. Эти осадки представляют собой терригенные образования с разным сочетанием псаммито-алевритовых и пелитовых пород [7].

Детальный анализ последних сейсмических 3Д материалов с территории Бердахского вала показывают (рис.1), что под данным валом залегает Бердахский палеограбень глубиной до 10 км, длиной до 90 км и шириной до 15 км в центральной части, с которым нужно связывать газоносность открытых тут залежей. Последние крупные по запасам

месторождений разведены и введены в эксплуатацию после 1990 гг., и они расположены над и вдоль глубокого Бердахского палеограбена, Судочьего прогиба. Данный палеограбен образовался в результате спредингового раскрытия и сдвиговой тектоники в раннеюрское время [10,12].

Юрские породы залегают на глубинах от 1.5 км до 9-10 км (дна грабена), что покрывает все стадии преобразования органического вещества по Петрову (1984), начиная от $МК_1$ до $АК_3$ [10].

Учитывая высокий шанс содержания рассеянного органического вещества в юрских породах, есть высокая вероятность генерации больших объемов углеводородов и интенсивной миграции в ловушки внутри и по краям грабена (рис.3). Исходя из фактических результатов бурения параметрических и опорных скважин на плато Устюрт, пробуренные до 1981 года, учеными-геологами А.М. Акрамходжаевым, Х.Х. Авазходжаевым, А.А. Валиевым, С.С. Айходжаевым сделан вывод, что в грабенообразных прогибах газоматеринские толщи фиксируются в разрезе наиболее в глубоких погруженных частях в интервалах средней и нижней юры [1]. Войдя в окно газообразования в меловое-палеогеновое время эти участки послужили источником газа для заполнения сформированных с этим моментом ловушек, находящихся в радиусе действия миграции.

Данный вывод, основанный фактических результатов бурения, вполне совпадал с научно-исследовательским трудом А.А. Петрова, который 1984 году в значительной степени детализировал общую схему образования углеводородов на различных этапах погружения осадочных горных пород. Согласно данной схемы (рис.4) интенсивная генерации газообразных углеводородов происходит в зонах $МК_4 – МК_5 – АК_1$, приблизительные интервалы от 3 до 9 км, соответствующие главной зоне метанообразования.

В процессе опытно-промышленной эксплуатации (далее ОПЭ) месторождений Қуйи Сургил и Қуйи Шарқий Бердақ, в первую очередь опробованы и введены в разработку основные по запасам и высокопродуктивные залежи. На последнем этапе геологоразведочных работ, т.е. по результатам ОПЭ месторождений практически 80% запасов переведены в категорию $С_1$. В процессе разработки этих залежей проводится доразведка залежей, залегающих выше или ниже [13]. Но на практике, всю работу, связанную с поисками и разведкой новых залежей, расположенных глубже разрабатываемых объектов, не следует относить к доразведке месторождения. В основную задачу доразведки входят уточнение представлений о строении геологического разреза месторождения и открытых ранее залежей; получение дополнительных данных о коллекторских свойствах продуктивных пластов и флюидов, насыщающих их; уточнение контуров нефтегазоносности и других параметров, недостаточно изученных в процессе разведки и необходимых для уточнения промышленной ценности залежей газа и газового конденсата, подлежащих вводу в разработку во вторую очередь.

За весь период бурения опорно-параметрических, поисково-разведочных и оценочно-эксплуатационных скважин на Устюртском нефтегазоносном регионе (табл.1) и отбор кернов с последующем определениям в лабораторных условиях фильтрационно-емкостных свойств и фактическим комплексам ГДИ, ГКИ, ГИС можно подтвердить, что юрские залежи о преимущественно низких коллекторских свойствах (пористость, проницаемость, газонасыщенность и др.).

Эти низкие результаты не следует абсолютизировать при проведении поиско-разведочных и доразведочных работ на практике, относительно хорошие коллекторы в нижне, средне и верхне юрских отложениях есть, но они встречается неповсеместно. Поэтому опытно-промышленная эксплуатация является завершающим этапом комплексной промышленной разведки и началом промышленной разработки месторождений. Исходя из этого, часть задач разведочного бурения решается в процессе опытно-промышленной эксплуатации месторождения путем использования данных бурения, исследования и эксплуатации эксплуатационных скважин. Однако поисково-разведочное бурение в Устюртском нефтегазоносным регионе не в состоянии решить все проблемы, связанные с доразведкой месторождения, так как разведочные скважины, как правило, размещаются разреженной сеткой скважин на наиболее гипсометрически возвышенных частях, особенно на газовых и газоконденсатных месторождениях.

Для решения проблемы доразведки месторождения при промышленной разведке и промышленной разработке месторождений играет роль опережающее бурение оценочно-эксплуатационных и эксплуатационных скважин, особенно при тщательным изучении неоднородности залежи по площади и по разрезу, и с целью сокращения или оптимизация финансовых объемов поисково-разведочного или бурения на доразведку месторождений рекомендуется производить бурение опережающих эксплуатационных скважин, разбуривать залежь по разреженной сетке разработки с расположением в купольных или приподнятых частях залежей с последующим ее сгущением в сторону периферии контура, и опробовать в процессе бурения испытателями пластов вышележащие горизонты, возвращать на верхние горизонты обводнившиеся эксплуатационные скважины и т. п. Все это дает возможность без бурения очень дорогостоящих дополнительных разведочных скважин выполнить работы по доразведке месторождения. В данным случае разведочное бурение взамен направлено на поиски новых газоконденсатных месторождений на структуре Қуйи Шағырлық, Жағис, Атау, Дарья, Бойлиқ и т.д.

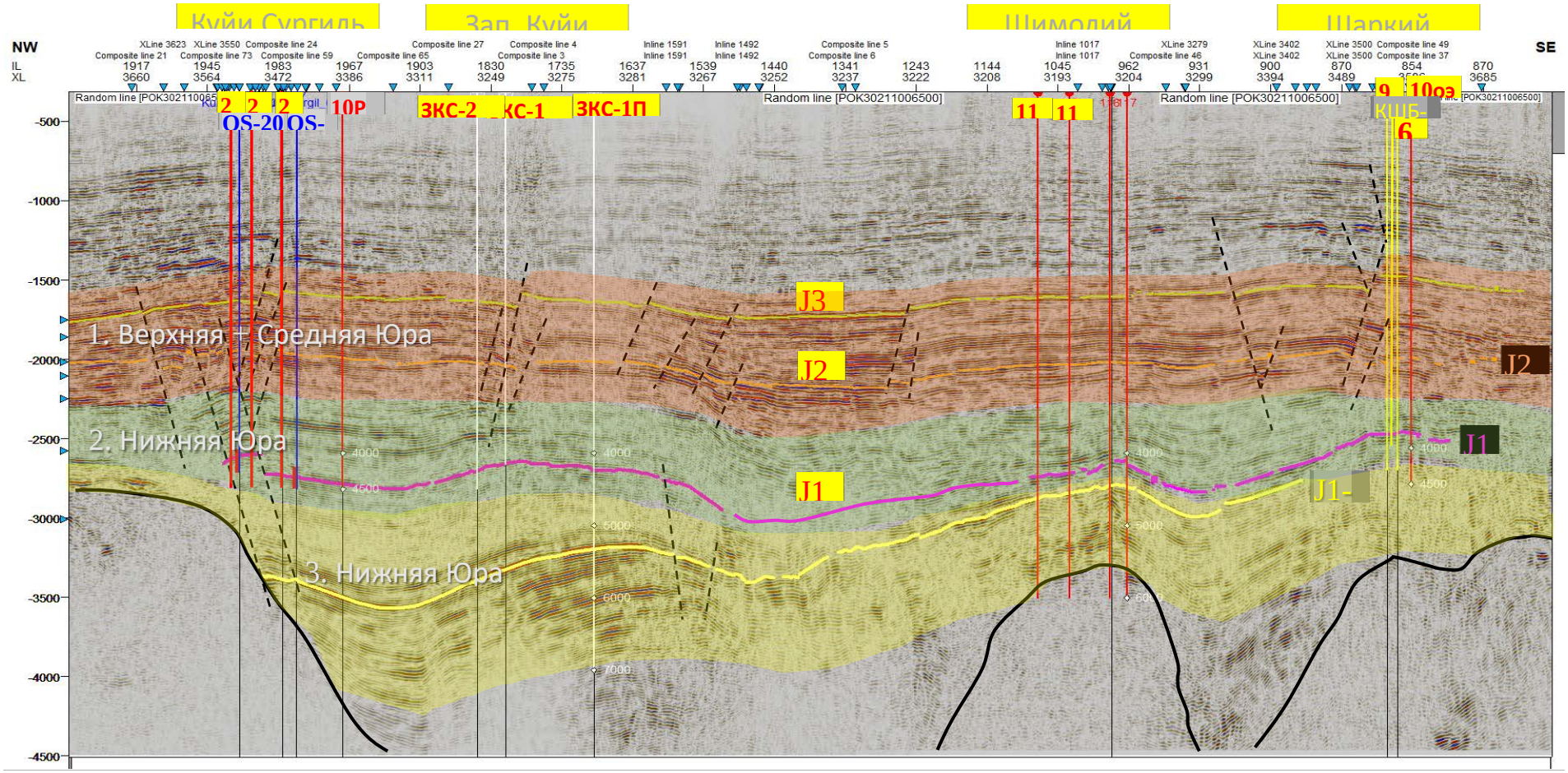


Рисунок 1 - Региональный сейсмический разрез по месторождениям Куйи Сургил – Зап.Куйи Сургил – Шимлолий Бердак – Шаркий Бердак

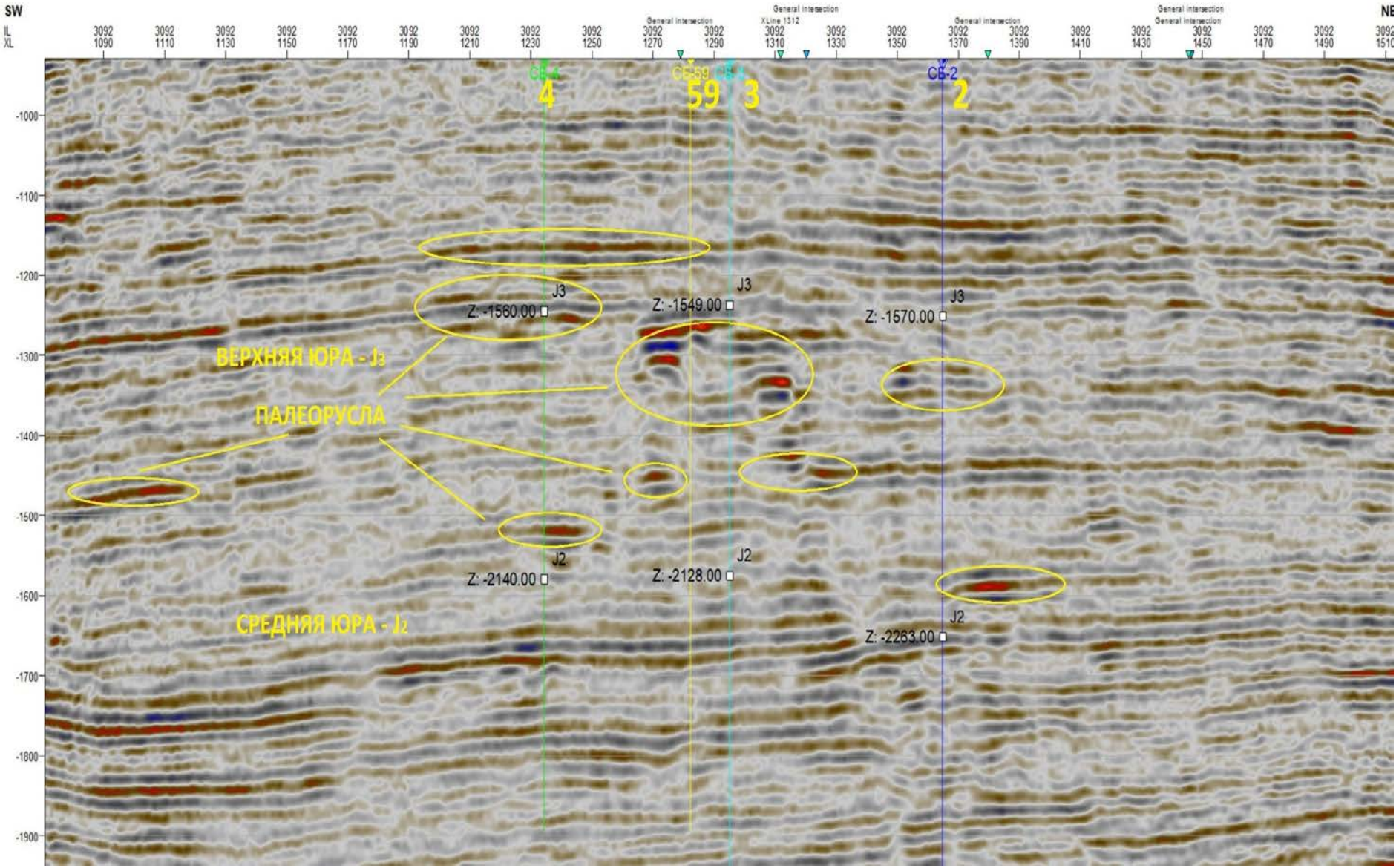


Рисунок 2 - Сейсмический разрез по месторождению Шимлолий Бердак

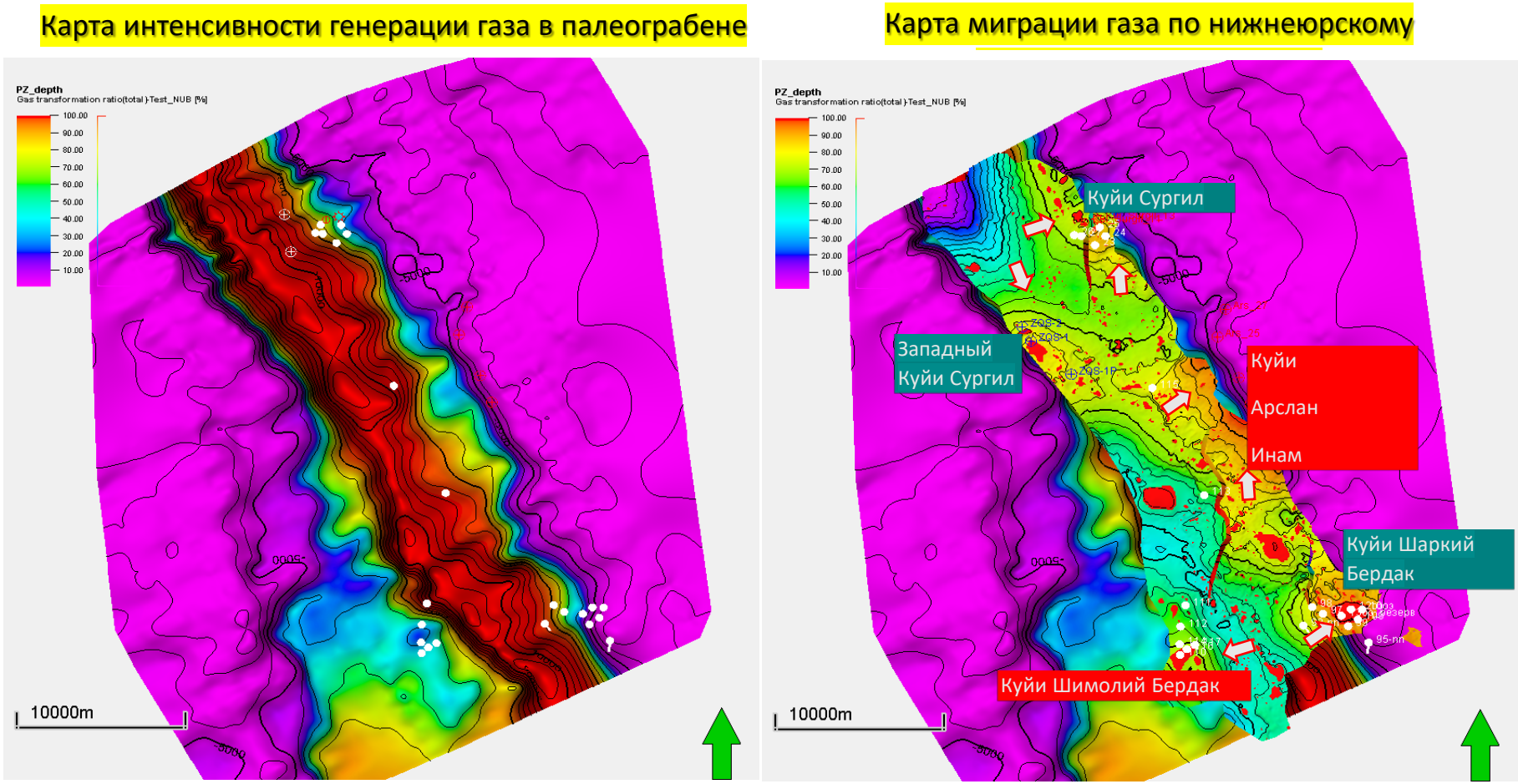


Рисунок 3 - Карта интенсивности генерации в палеограбене и миграции по нижнеюрскому продуктивному горизонту

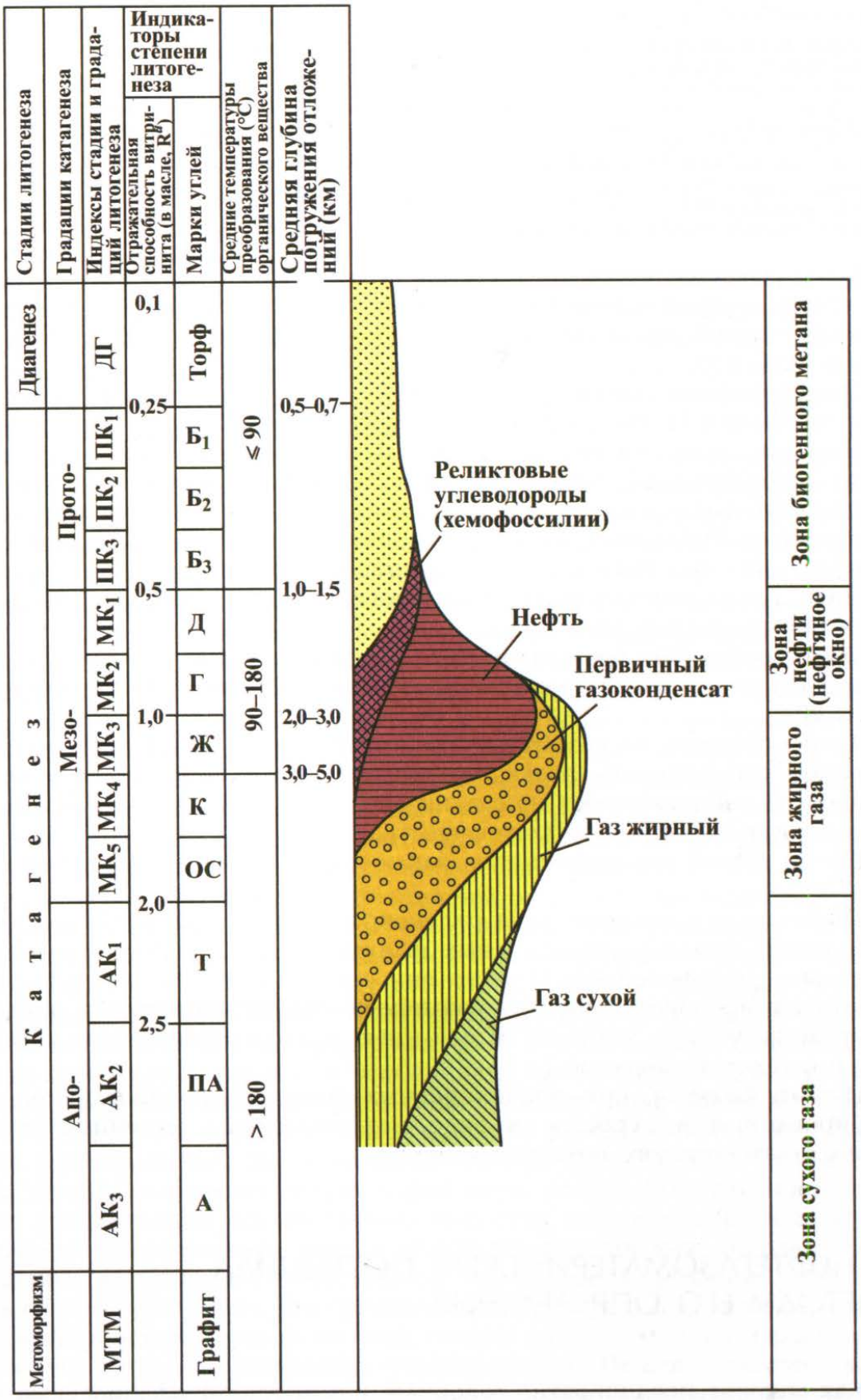


Рисунок 4 - Общая схема образования углеводородов на различных этапах погружения осадков (Ал.А. Петров, 1984)

Если оценка этих факторов по предварительным данным поискового бурения показывает экономическую целесообразность ввода месторождения в разработку, то производят его разведку и доразведку с вводом опытно-промышленную эксплуатацию [6]. На практике, широкое применение опережающего бурения оценочно-эксплуатационных и эксплуатационных скважин №№14,20,21,22,26 ГКМ Қуйи Сургил, скважин №№10,11,12, 13, 63, 96, 99, 100 ГКМ Шаркий Бердак и №№1,11 ГКМ Ғарбий Қуйи Сургил, позволили решить следующие производственные задачи [3,4,5]:

- ✓ изучение горизонтов нижней юры расположенных в кровельной части на глубине 4000-4500м и уточнение контуров газоносности месторождения с увеличением прироста запасов УВ за счет не испытанных перспективных объектов;
- ✓ оптимизирование финансовых объемов на поисково-разведочную работу;
- ✓ увеличение добычи углеводородного сырья по Устюртскому региону, т.е. более 60% доля добычи приходится на месторождениях Қуйи Сургил, Қуйи Шарқий Бердақ и Ғарбий Қуйи Сургил;
- ✓ определение фильтрационно-емкостных свойств верхне-средне и нижнеюрских отложений с выборочными отборами кернов, таких как, коэффициенты глинистость, анизотропии, пористость, проницаемость, флюдонасыщенность и др;
- ✓ ускорение работ по изучению геологического строения глубокой части средне и нижнеюрских отложений (доразведка).

Как правило, при проектировании разработки проектировщик – разработчик располагает неполной геолого-геофизической и петрофизической информацией, для качественного прогнозирования показателей разработки месторождения [2]. В принципе получить полную и достоверную информацию о месторождении практически невозможно хотя бы потому, что на огромной площади газонефтеносности бурится ограниченное число скважин, позволяющих получить точечную информацию о геологической характеристике залежи по каждой скважине. С другой стороны, между скважинами сопоставление радиоактивных параметров залежи по параметрам показания гамма-каротаж (рис.5), и по результатам глубинного определения пластовых давлений не всегда удается коррелировать.

Эти изменения в ряде случаев бывают весьма существенными. Обычно по результатам разведки месторождения после разбуривания определенного числа разведочных скважин запасы газа и газового практически не изменяются, а только уточняются. Поэтому бурение новых разведочных скважин становится нецелесообразным [3,4,5].

Таким образом, обобщая результаты проведенных более чем за шестидесяти лет ГРР и добычи углеводородов в исследуемой регионе можно сделать следующие выводы:

1. В связи с глубоким расположением более 9,0 км Бердахского палеограбена в центральной части Устюртского региона, нижнеюрские отложения в этой зоне пока не вскрыты на полную мощность ни одной опорно-параметрической или поисковой скважиной. Эти недостатки зарождают новые направления геологоразведочных работ;
2. Верхне и среднеюрские ловушки связаны литологическим замещением, выклиниванием в краевых частях и крупным тектоническим нарушением. Эти данные также прямо предопределяют направление геологоразведочных работ;
3. Прямомым положительным результатом доразведочных работ, выполненных после 2019 года является открытие глубокозалегающих нижнеюрских залежей месторождений Куйи Сургил, Куйи Шаркий Бердак и Западный Куйи Сургил. Кроме этого, достигнутые результаты требуют пересмотра дальнейших направлений по всему Судочему прогибу Бердахского палеограбена;
4. Как дополнительное направление необходимо предопределить направления доразведочных работ со вскрытием пермо-триасовых отложений Судочего прогиба, Бердахского палеограбена.

№№ п/п	Наименование месторождения	№№ скважины	Дата ввода скважины	Интервал перфорации, м	Диаметр штуцера, мм	Трубное давление, кгс/см2	Затрубное давление, кгс/см2	Дебит газа, тыс.м3/сут	Накопленная добыча газа, млн.м3
1	Куйи Сургил	14	20.01.2021	4300-4260 (откр.ствол) 4260-4130 (фильтр)	20	163,0	285,0	1 271,2	489,2
2		20	12.07.2021	4320-4250 4250-3998	18	211,3	404,8	926,1	707,5
3		21	22.01.2022	4500-4180 (фильтр)	20	75,1	121,8	828,7	150,1
4		22	07.11.2021	4300-3780 (фильтр)	20	74,8	170,9	531,1	231,5
5		26	17.01.2023	4323,9-3873,6 (фильтр)	22	144,5	292,0	976,9	237,6
6	Куйи Шаркий Бердак	10	12.12.2022	4500-4030 (фильтр)	20	88,4	134,4	444,4	90,8
7		11	03.07.2023	4299,1-3955,7 (фильтр)	18	218,0	303,7	933,0	70,5
8		12	31.12.2022	4308-3905 (фильтр)	20	215,2	405,2	1 179,4	81,8
10		63	10.03.2022	4300-4037 (фильтр)	22	125,3	-	905,3	434,3
11		96	14.08.2021	4300-4020 (фильтр)	20	190,1	418,6	1 028,8	422,7
13		100	26.06.2023	4300-3994 (фильтр)	18	202,5	314,3	888,3	114,9
14	Западный Куйи Сургил	11	29.09.2023	4282,8-4041,4 (фильтр)	12	39,1	65,5	84,9	8,2
ИТОГО:								**833,2**	**3 039,1**

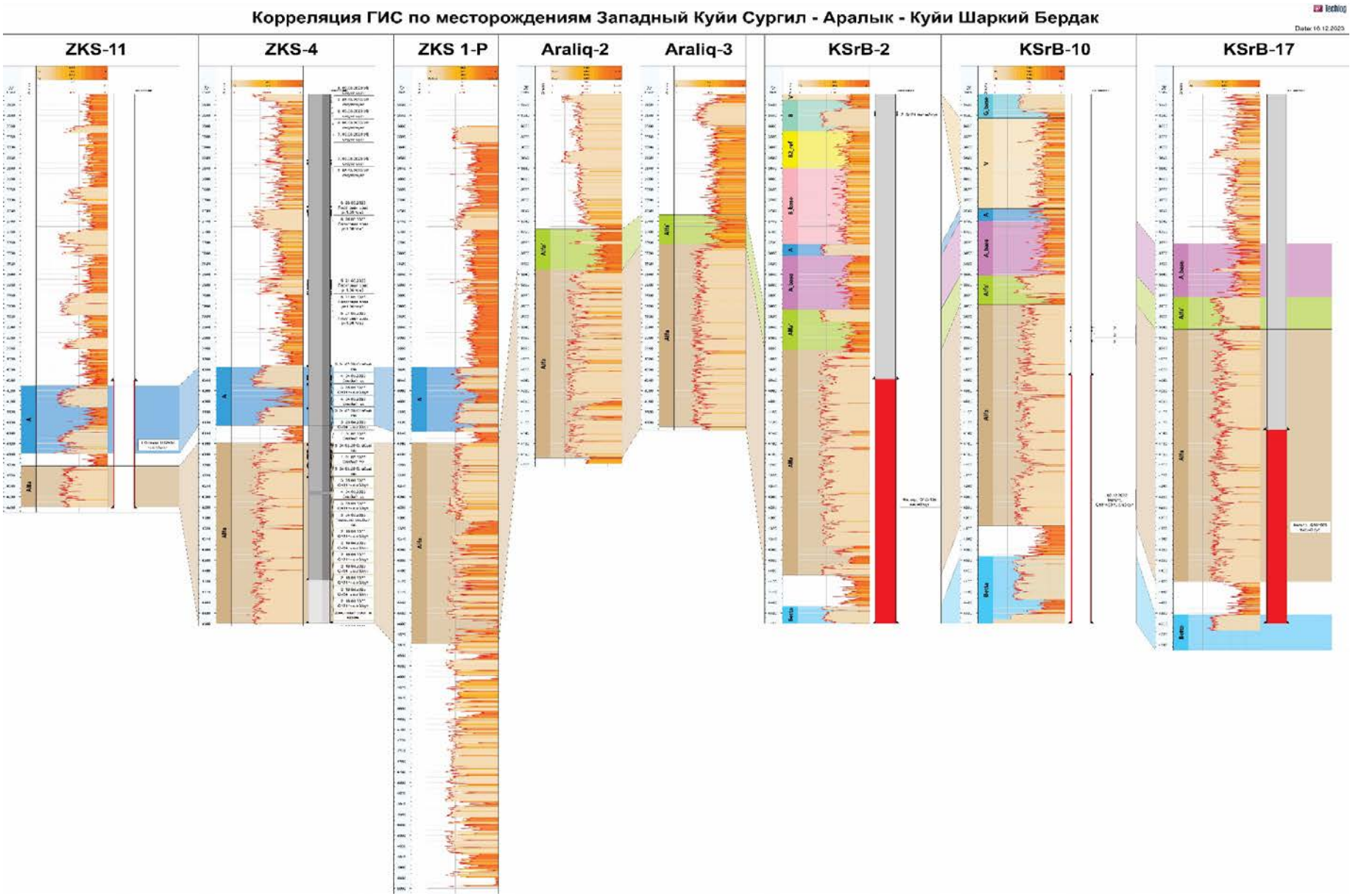


Рисунок 5 - Корреляция ГИС по скважинам ЗКС-11 – ЗКС-4 – ЗКС-1П – Аралык-2 – Аралык-3 – КШБ-2 – КШБ-10 – КШБ-17

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Акрамходжаев А.М. и др. Опорные и параметрические скважины Устюрта. Ташкент, Издательство «ФАН» 1981., 128 с.

2 Вяхирев Р.И., Коротаев Ю.П. Теория и опыт разработки месторождений природных газов. Москва.: «Издательство Недра», 1999. 412 с.

3 Маллаев С.Э., Орынбаев Б.А. и др. Отчет: о научно-исследовательской работе «Коррективы проекта опытно-промышленной эксплуатации ГКМ Қуйи Сургил. Ташкент, 2022., 201 с.

4 Маллаев С.Э., Орынбаев Б.А. и др. Отчет: о научно-исследовательской работе «Коррективы проекта опытно-промышленной эксплуатации ГКМ Қуйи Шарқий Бердақ. Ташкент, 2022., 122 с.

5 Маллаев С.Э., Орынбаев Б.А. и др. Отчет: о научно-исследовательской работе «Коррективы проекта опытно-промышленной эксплуатации ГКМ Ғарбий Қуйи Сургил. Ташкент, 2022г., 102 с.

6 Милосердова Л.В. Геология, поиск и разведка нефти и газа. Учебное пособие. Москва: МАКС Пресс, 2007. 320 с.

7 Гафаров Н.А., Гулев В.Л., Карнаухов С.М., Соколов В.И., Гризик А.Я. и др. Новый взгляд на перспективы нефтегазоносности Восточного Устюрта. Москва: ООО «Издательсткий дом Недра», 2010. 261 с.

8 А.А. Абидов. Дунё нефтгазли ҳудудлари ва акваториялари. Тошкент.: Главная редакция издательско-полиграфической акционерной компании «Шарқ» , 2009. 469 с.

9 Абдуллаев Г.С., Долгополов Ф.Г. Геодинамика и нефтегазоносность литосферы Узбекистана. Ташкент: «УзНИОНГП», 2016. 362 с.

10 Троицкий В.И., Хусанов С.Т., Хусанов А.С. Геодинамическая эволюция осадочных бассейнов фанерозоя средней Азии. Ташкент.: «Издательство Навруз», 2017. 355 с.

11 Ермолкин В.И., Керимов В.Ю. Геология и геохимия нефти и газа. Москва.: «Издательство Недра», 2012. 460 с.

12 Абидов Х.А. Особенности размещения скоплений углеводородов и перспективы нефтегазоносности Судочьего прогиба: Автореферат канд.. дис. Ташкент, 2012. 36с.

13 Алиев З.С., Бондаренко В.В. Руководство по проектированию разработки газовых и газонефтяных месторождений. Издательство «Печорское время», 2002. 883 с.

14 Хайитов О.Г., Орынбаев Б.А., Бекманов Н.У., Давлатбоев Ж.Т. Новая классификация месторождений углеводородов Устюртского региона // Вестник Университета геологических наук - Т.: 2023. - №6. - С.11–18.

15 Хайитов О.Г., Орынбаев Б.А. Результаты исследований изменения пластовых мощностей покрывающих отложений на примере изученности Устюртского региона. // Сборник материалов XVI международных научных Надировских чтений «Яркий пример преемственности научных традиций и верности профессии» от 25 февраля 2022 года «История философии, науки и техники». - г. Атырау. 2022 - С. 767-771

УДК 36.33.27

СОЗДАНИЕ БАЗЫ ДАННЫХ ТЕХНОГЕННО-НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ НА ОСНОВЕ ПОЛУЧЕНИЯ И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГЕОПРОСТРАНСТВЕННЫХ ДАННЫХ С ЦЕЛЬЮ ПОСТРОЕНИЯ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ

Н.А. Немова[1], Р.А. Мусин[2]

[1]Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

[2]Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, г. Караганда, Казахстан

Разработка месторождений должна осуществляться с минимизацией ущерба для окружающей среды (ОС). Так, при отработке месторождений твердых полезных ископаемых открытым способом, большие площади земель, имеющих различное назначение, ценность и пригодность к восстановлению, выводятся из оборота на длительные сроки. Такие участки с неполной рекультивацией частично возвращаются для нового использования, а часть безвозвратно уходит из нормальной хозяйственной деятельности [1 – 3].

Формирование баз данных (БД) техногенно нарушенных земель и постоянное их пополнение актуальными данными по месторождению позволят на стадии предварительной оценки иметь определённое понимание о состоянии горнодобывающего района. Комплексное использование ретроспективных и актуальных данных по месторождению позволят оперативно осуществлять оценку состояния и экологический контроль компонентов ОС. Применение автоматизированных процессов, ГИС–технологий, методов пространственного анализа геопространственных данных позволят получить карты районов или участков, зонированных по основным индексам и численным значениям геоэкологических индикаторов и уровню геоэкологической стабильности и уязвимости, а также ранжировать и картировать объекты горнодобывающей отрасли по уровню опасности [4].

Актуальность проблемы обусловлена важностью выполнения концепции устойчивого развития социально-экономического комплекса страны и управлением горнодобывающей отраслью, мониторинга и защиты компонентов ОС от негативного воздействия, что определяет необходимость и целесообразность корректировки подходов, принципов и методов экологически сбалансированного взаимодействия общества, природной среды и формируемых технологических пространств. На сегодняшний день имеется большое количество способов и методов получения

исходных данных для создания БД техногенно нарушенных земель с целью проведения последующей предварительной их оценки с различным уровнем точности, включая геодезические методы и технологии дистанционного зондирования Земли [5].

Актуализация БД техногенно нарушенных территорий горными работами позволит на должном уровне провести корректную геоэкологическую оценку [6]. Кроме этого генерация объективных оценок возможна на основе получения из различных источников широкого спектра разнообразных первичных и производных от них данных, их аккумуляции в специализированных БД, ранжирования по значимости, обработки различными методами и синтеза на этой основе новых знаний.

Была выбрана Новосибирская область, как базовая территория для сбора различных данных, которая насчитывает более 80-ти месторождений, имеющих различную степень освоения (рис.1) [6]. Были выделены следующие параметры, необходимые для характеристики техногенно нарушенных территорий (рис.2): район нахождения месторождения, его вид и площадь нарушений и др.

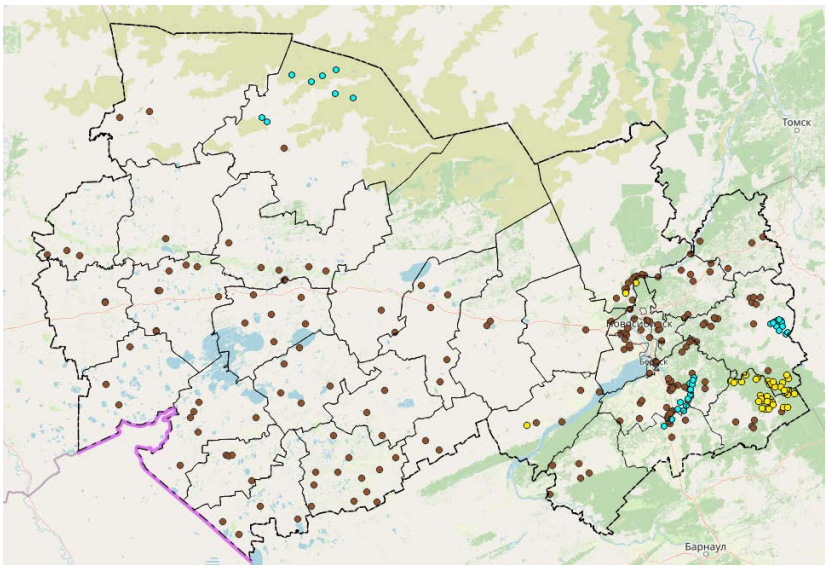


Рисунок 1 – Месторождения Новосибирской области

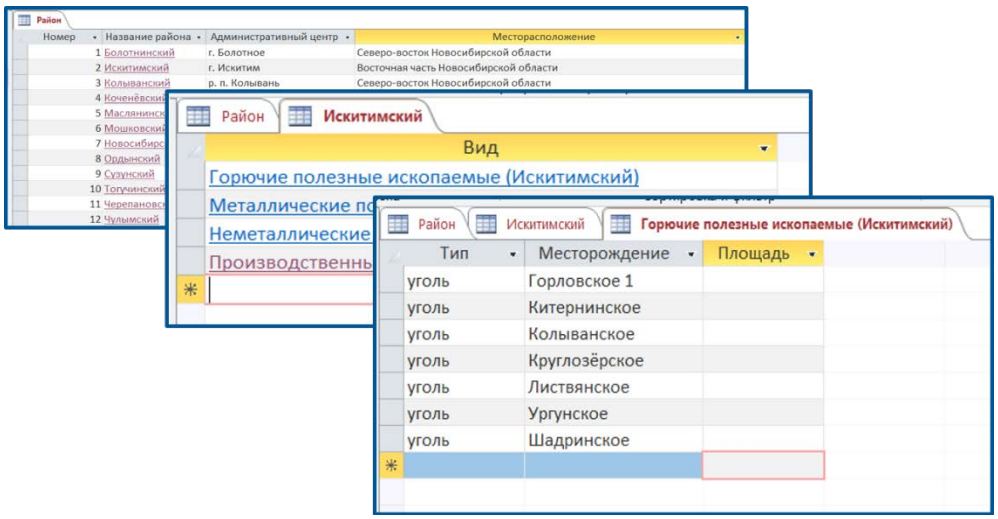


Рисунок 2 –База данных техногенно нарушенных территорий горными работами

Разработанная БД формировалась по определенному алгоритму, базирующемуся на принципе поэтапного перехода от общих технологических объектов к отдельным участкам и последующему картированию контуров нарушенных территорий, заключающийся в следующем:

– на первом этапе формировался перечень месторождений на основе сбора и анализа спутниковых снимков и цифровых карт, базовым источником были открытые данные дистанционного зондирования Landsat 8 и 9, Sentinel 1 и 2, MODIS, которые подразумевается использовать как базовые растровые подложки, так и векторизовать;

– на основе гепространственных разновременных данных оконтуривались площади техногенно нарушенных земель с целью определения динамики развития территории. В результате был сформирован набор площадных объектов, которые представляют собой контура техногенно нарушенных территорий НСО по состоянию на июнь-июль 2023 г. по данным снимков LandSat 8-9 (рис. 3);

Рисунок 3 – Космоснимки угольного разреза Колыванский

– на заключительном этапе для создания уточненной цифровой модели техногенно нарушенной территории необходимо построение ортофотоплана на основе данных аэрофотосъемки и для последующего создания цифровой модели местности после его дешифрования (рис.4) [7].

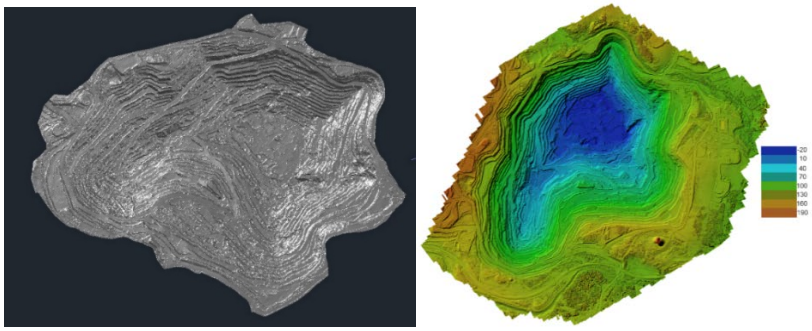


Рисунок 4 – Облако точек и цифровая модель местности угольного разреза Колыванский

Выводы.

Создание БД на основе получения и интерпретации геопространственных данных с целью построения цифровой модели позволят не только получать высокоточные геопространственные данные, но и проводить экологический и горнотехнический мониторинг горного массива с целью контроля санитарно-защитных зон, определения сдвижения и деформации горного массива, изменений объемов горных выработок и взорванной горной массы. Проведенное исследование показало, что использование современных методов получения пространственных данных техногенно нарушенных территорий с использованием спутниковых снимков и аэрофотосъемки возможно построение комплексных моделей территорий на основе использования большого числа программных инструментов не всегда позволяет достичь достаточной степени автоматизации.

Исследование выполнено в рамках проекта № 121051900145-1 «Развитие научных основ, разработка и реализация новых безопасных и ресурсосберегающих физико-технической и физико-химической геотехнологий освоения месторождений полезных ископаемых, склонных и опасных по газодинамическим явлениям и ударам»

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Зеньков И. В. Технологии рекультивации земель и формирования архитектуры техногенных ландшафтов для предприятий горнодобывающей промышленности с открытыми горными работами. — Красноярск: СФУ, 2022. — 800 с.

2 Басова И. А., Прохоров Д. О., Пьянков С. В., Трубина Л. К. Мониторинг земель, занятых техногенными минеральными образованиями // Вестник СГУГиТ. — 2022. — Т. 27. — № 4. — С. 138 – 149.

3 Соколов Э. М., Качурин Н. М., Мелехова Н. И. Рекультивация отвалов отработанных шахт подмосковного бассейна // Изв. ТулГУ. Науки о Земле. — 2010. — Вып. 1. — С. 102 – 105.

4 Архипова Ю. А., Бубнова М. Б. Мониторинг и оценка экологического воздействия техногенной деятельности в Дальневосточном горнопромышленном регионе России // Экологические системы и приборы. — 2019. — № 6. — С. 3 – 8.

5 Шевчук С. О., Косарев Н. С., Черемисина Е. С., Мелеск А. Х. Современное состояние и перспективы развития координатно-временного и навигационного обеспечения геолого-геофизических работ // Интерэкспо Гео-Сибирь. – 2020. – Т. 1, № 2. – С. 110-118. – DOI 10.33764/2618-981X-2020-1-2-110-118.

6 Колесников А.А., Косарев Н.С., Немова Н.А., Резник А.В., Платонов Т.А. Создание базы данных техногенно-нарушенных территорий новосибирской области // Вестник СГУГиТ. – 2023. – №5. – С. 80–92.

7 Косарев Н. С., Колесников А. А., Резник А. В., Немова Н. А., Ожигин. Д С. Использование геопространственых данных для оценки состояния техногенно нарушенных земель // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых.–2023.–№6.–С.190–197.

УДК 52.13.19

ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В РУСЛАХ РЕК

А.В. Резник[1], Ж.М. Асанова[2]

[1]Институт горного дела СО РАН, г. Новосибирск, Россия

[2]Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова, г. Караганда, Казахстан

Подавляющая часть технологий добычи твердых полезных ископаемых в сложных гидрогеологических условиях предполагает традиционную их разработку с проведением мероприятий по осушению продуктивной толщи и отведению вод, поступающих в горные выработки, а также возможность их предварительного осушения подземным или скважинным способами и как самостоятельный или вспомогательный способ, применяется открытый водоотлив, предусматривающий комплекс сооружений в составе водосборников, насосных станций и трубопроводных сетей.

Необходимость вовлечения в отработку таких месторождений обусловлена состоянием ресурсной базы страны, характеризующейся исчерпанием высоко рентабельных запасов полезных ископаемых на действующих разрезах (карьерах) и постоянным ухудшением горнотехнических условий их извлечения. В тоже время возможность освоения обводненных месторождений с использованием их гидроресурсного потенциала без проведения высоко затратных водопонизительных работ представляется достаточно привлекательной и требует глубокого научного обоснования [1-3].

Авторами рассматривались обводненные месторождения россыпных и угольных твердых полезных ископаемых с целью последующего обоснования ресурсосберегающей и экологически сбалансированной технологии их разработки. Анализ публикаций, находящихся в открытом доступе, освещающих технологии разработки указанных месторождений, свидетельствует о том, что основной их объем касается традиционных с проведением мероприятий по осушению отрабатываемой продуктивной толщи и поиском способов борьбы с притоками в горные выработки.

В числе угольных разрезов, находящихся на территории России и работающих в условиях повышенной обводненности (объем водопритока более 1000 $м^3$/ч) можно отметить: Березовский-1, Бородинский, Назаровский (Красноярский край), Аршановский, Восточно-Бейский (Республика Хакасия), Ерковецкий (Амурская область), Лучегорский-1, Павловский (Приморский край). На большинстве из них осушение массивов горных пород реализовано с помощью системы дренажных скважин и/или открытого водоотлива. Следует отметить, что строительство и эксплуатация этих сооружений требует значительных капитальных затрат и эксплуатационных расходов, достигающих 10-15 % в себестоимости угля. Не следует забывать и о негативном влиянии водопонижающих мероприятий на гидрогеологическое состояние разрабатываемых недр. Особенно это актуально для открытой добычи минерального сырья, так как при таком способе вскрываются все водоносные горизонты, залегающие в разрабатываемой толще пород, а депрессионные воронки охватывают обширные прилегающие территории, достигающие 15 км и более (при глубине разреза 150-200 м), а общая площадь депрессионных воронок, например, угледобывающих предприятий Кузбасса достигает 2 тыс. $км^2$ [4].

С учетом опыта эксплуатации действующих разрезов, научных исследований и проектных проработок наиболее эффективным способом осушения месторождений бассейна с повышенной обводненностью был признан подземный способ с сооружением дренажных шахт и сети подземных выработок, который был реализован при строительстве разреза «Березовский-1». Для осушения поля I очереди разреза была сооружена дренажная система в составе: вертикального ствола диаметром 6 м и глубиной 120 м, дренажных штреков по угольному пласту общей протяженностью 6600 м в объеме 88 тыс.$м^3$, из которых пройдены горизонтальные и наклонные водопонижающие скважины общей длинной более 20000 м. Аналогичная система дренажа проектными проработками института «Сибгипрошахт» предусматривалась и для разреза «Урюпский» [5,6]. Было рассмотрено два варианта строительства дренажной шахты: вариант I – со строительством двух промплощадок; вариант II – с одной промплощадкой. Промплощадки обеих шахт располагаются на западном крыле поля разреза, первая на расстоянии 5,5 км, вторая – на расстоянии 12,0 км к северу от основной промплощадки разреза. По результатам технико-экономического сравнения вариантов был принят вариант I, как наименее затратный и менее продолжительный по срокам реализации (рисунок 1).

С учетом опыта эксплуатации первоочередных разрезов Канско–Ачинского угольного бассейна, принимая во внимание повышенную обводненность Урюпского месторождения, наличие крепких включений в породах вскрыши предложена технология его открытой разработки, принципиальная схема которой приведена на рис. 2, которая предусматривает [5,6] следующие технологические процессы:

– отказ от проведения мероприятий по осушению месторождения и использование его водных ресурсов в замкнутом технологическом цикле добычи угля;

– формирование в выработанном пространстве разреза технологического водоема (с подтоплением нижнего угольного уступа) для сбора подземных вод и атмосферных осадков;

– добычу угля двумя уступами по пласту «Итатский» техникой непрерывного действия - роторными экскаваторами (верхний) и цепными экскаваторами (нижний уступ);

– селективную выемку вскрышных пород средствами гидромеханизации;

– размещение гидроотвала вскрышных пород в выработанном пространстве разреза.

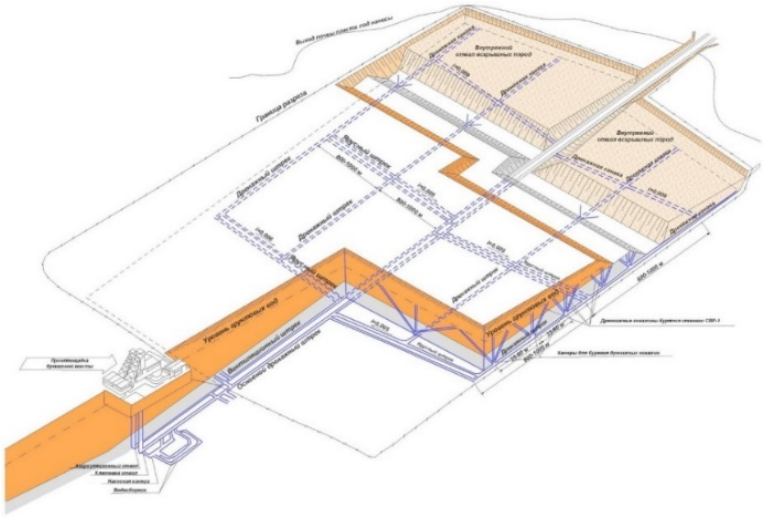
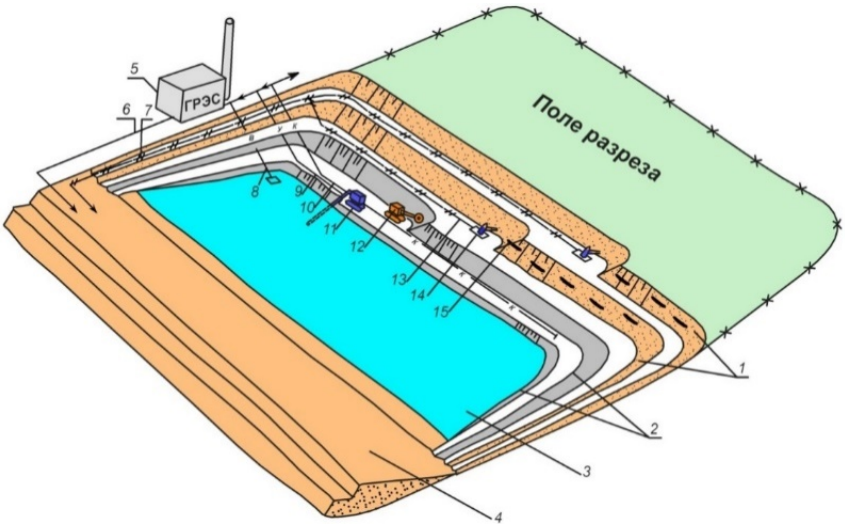


Рисунок 1 – Схема дренажной системы разреза «Урюпский»



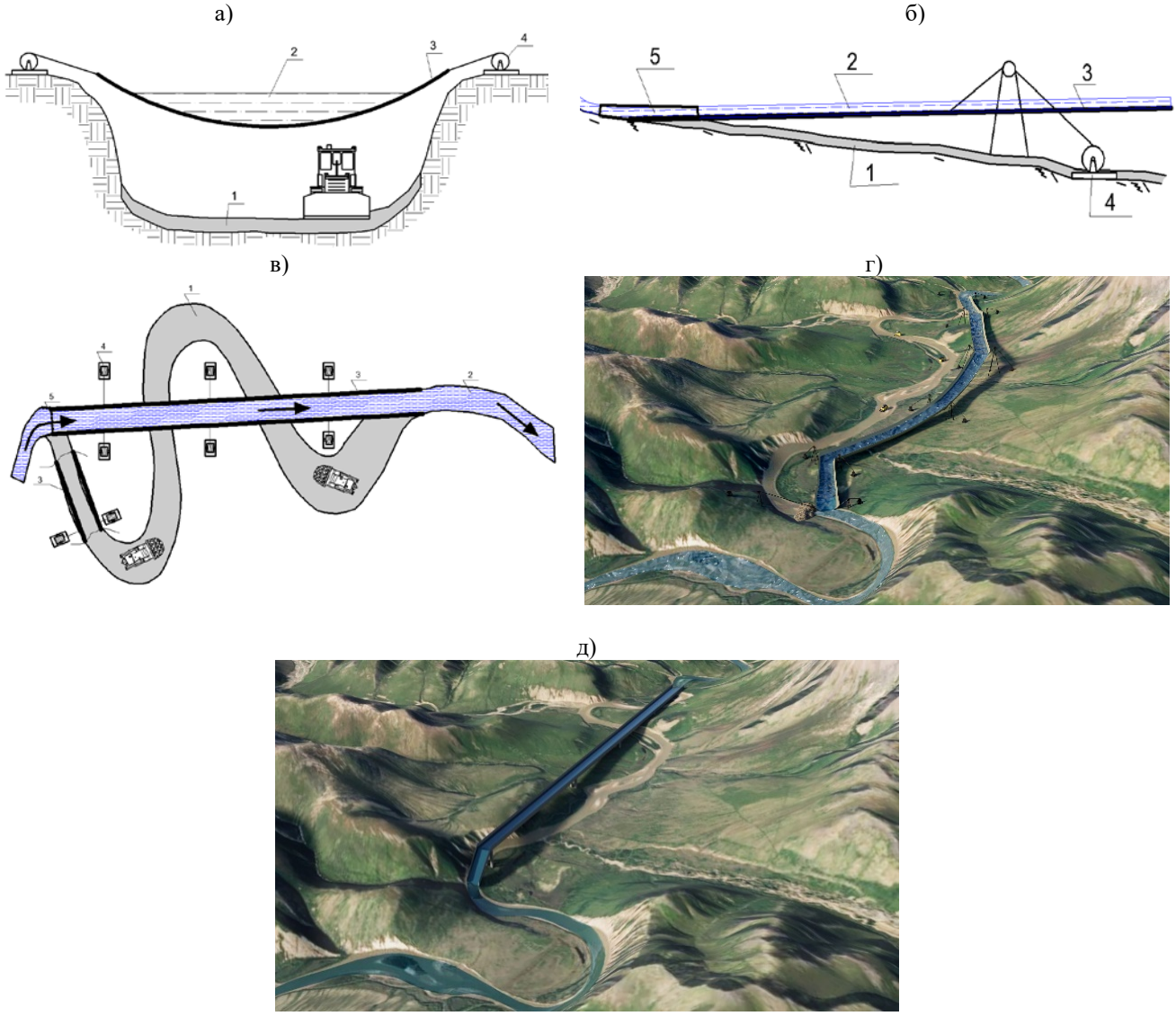
1,2 – вскрышные и добычные уступы, 3 - технологический водоем, 4 – гидроотвал вскрышных пород, 5 – ГРЭС, 6 – золошлакопровод, 7 – магистральный пульпопровод, 8 - водовод, 9 – углепровод, 10 – ленточный конвейер, 11 – цепной экскаватор, 12 – роторный экскаватор, 13 - забойный пульпопровод, 14 – гидромонитор, 15 – крепкие породные включения

Рисунок 2 – Принципиальная схема технологии разработки Урюпского месторождения

Большая часть россыпных месторождений располагается в прирусловых поймах и непосредственно в руслах рек, отработка которых открытым способом приводит к деградации рек. По технологии работ возникает необходимость отводить русла рек от границ россыпей. Это отражается на гидрогеологическом, гидрологическом, гидрохимическом режимах и рыбопродуктивности водных объектов [7]. Актуальной является задача разработки способа отработки запасов твердых полезных ископаемых в руслах рек, позволяющей минимизировать негативное влияние на компоненты окружающей среды, а также уменьшить техногенное изменение поверхности водосбора при отработке [8,9].

Авторами статьи разработано несколько новых способов отработки запасов твердых полезных ископаемых в руслах рек, реализация которых позволит исключить процесс осушения реки, тем самым повысить эффективность их разработки за счет его упрощения при сокращении затрат и повышении общей и экологической безопасности по отведению русла реки, в отличие от известных.

Один из способов включает отведение воды реки для выемки запасов, которую осуществляют в теплый период года, с помощью водонепроницаемой ткани, через которую пропускают воду, образуя водовод. С помощью подъемных механизмов водовод поднимают над руслом реки, повторяя формой водовода изгибы русла реки или используют водовод из спрямленной водонепроницаемой ткани, укладывая его в зависимости от рельефа местности таким образом, чтобы вода реки выше по течению заходила свободно в водовод и при необходимом минимальном уклоне водовода продолжала движение самотеком, при этом створ водовода остается в русле реки, а на освобожденной от воды части русла реки производят выемку запасов.



а–д варианты отвода реки водоводом; 1–русло реки, 2–вода реки, 3–водовод, 4–подъемные механизмы, 5–створ водовода;

Рисунок 3 – Реализация способа

Выводы.

Проведенный анализ месторождений твердых полезных ископаемых показал, что не все месторождения могут находится в благоприятных условиях для их рентабельной и эффективной разработки. В результате исследования авторы пришли к выводу, что некоторые месторождения особо ценных видов полезных ископаемых могут находится в отдаленных районах с суровым климатом Арктики и со сложным гидродинамическим режимом. Разработка таких месторождений требует значительных затрат. Анализ источников показал, что за последние 20-25 лет отработка таких обводненных залежей ведется с применением известных способов их отработки, а современные экологически-щадящие технологии практически не внедряются. При этом проблемы возникающие при применении таких технологий необходимо оперативно решать, что в некоторых случаях не всегда возможно, например, появляется риск загрязнения водотока при работе в открытом русле реки, в проточном русле происходит неизбежное поступление недопустимого по экологическим нормативам количества взвешенных загрязняющих веществ из зоны работы разрабатывающего органа в водоток, высокие потери запасов в недрах, разубоживание песков, высокие затраты на строительство гидротехнических сооружений и др.

Исследование выполнено в рамках проекта № 121051900145-1 «Развитие научных основ, разработка и реализация новых безопасных и ресурсосберегающих физико-технической и физико-химической геотехнологий освоения месторождений полезных ископаемых, склонных и опасных по газодинамическим явлениям и ударам»

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Bobylsky, A.S. To the question of the development of flooded coal deposits / A.S. Bobylsky, A.V. Reznik, V.I. Cheskidov // New ideas in the Earth sciences: XII International Scientific and Practical Conference. – M.: MGRI-RGGRU, 2015. Vol. 1. - pp. 537-539.

2 Bobylsky, A.S. On the development of brown coal deposits in the Kansk-Achinsk basin / A.S. Bobylsky, A.V. Reznik // Technological platform "Solid minerals: technological and environmental problems of mining natural and man-made deposits": II International scientific and practical conference. - Yekaterinburg, 2015. - December. – pp. 49-59.

3 Bobylsky, A.S. Development of flooded gently dipping coal deposits without preliminary drainage / A.S. Bobylsky // Problems of subsoil use: materials of the V All-Russian Youth Scientific and Practical Conference. - Ekaterinburg: IGD UB RAN, 2011. - S. 39-45.

4 Semenova, K.M. Influence of terrain relief and alluvium technology on the efficiency of hydraulic dumping / Mine Surveyor Bulletin. - 2013. - No. 4 (95). - pp. 37-40.

5 Reznik, A.V. Substantiation of the technology of open pit mining of flooded lignite deposits with high-thickness gently dipping seams: Ph.D. dis. … cand. tech. Sciences: 25.00.22 / Reznik Alexander Vladislavovich. - Novosibirsk, 2019. - 20 p.

6 Cheskidov V.I., Reznik A.V. Features of hydraulic fill formation in mining water-bearing lignite deposit // Journal of Mining Science, 2019, T. 55, № 2, C. 273-279.

7 Konnov V.I. Study of the impact of stages of work on small rivers during mining in eastern Transbaikalia // Mining Information and Analytical Bulletin. - 2007. - No. S4. – pp.41–51.

8 Alissa Flatley, Ian D Rutherfurd and Ross Hardie River Channel Relocation: Problems and Prospects // Water 2018, 10, 1360, 25s. doi:10.3390/w10101360/

9 Wayne D. Erskine Recommended improvements in design of the McArthur river and barney creek diversion channels for the McArthur river mine open cut project // School of Environmental and Life Sciences University of Newcastle.– 2006.–16c.

СЕКЦИЯ 1.
НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГЕОЛОГИИ И ГИДРОГЕОЛОГИИ

УДК 56.3.574:627.1.1.152.1

КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВОД КАРАКАЛПАКСКОГО УСТЮРТА

К.М.Джаксымуратов, А.Б.Абубакиров, Д.К.Жумамуратов, Г.Ж.Жумабаева, А.П.Акимова
Нукусский горный институт при Навоинском государственном горно-технологическим Университете, г.Нукус, Узбекистан

В статье рассмотрены современные представления об использовании подземных вод Каракалпакского Устюрта. Как известно, на территории Каракалпакского Устюрта полностью отсутствуют поверхностные водотоки. В связи с этим важное значение приобретают источники водоснабжения и орошения. Выявление источников водоснабжения, распространения и формирования их на территории Каракалпакского Устюрта, определение специфики гидродинамических условий предопределяются новыми, дополнительными возможностями обеспечения промышленности и народного хозяйства подтакырными водами.

Выполненные гидрогеологические исследования на территории Каракалпакского Устюрта дали возможность частично решит вопросы технического водоснабжения нефтегазовых разведочных и добывающих предприятий за счёт эксплуатации подземных вод меловых отложений. В южной части района исследования воды этих отложений самоизливом выходят на поверхность с расходом 50 л/с с минерализацией не более 10 г/л. В настоящее время на территории Каракалпакского Устюрта имеются около 60 скважин с общим расходом 50 тыс.м^3.

В настоящее время наиболее трудными в условиях Каракалпакского Устюрта являются вопросы питьевого водоснабжения. Как показали исследования, подземные воды указанной территории повсеместно солоноватые и не пригодны для этих целей. Лищь на отдельных своеобразных участках с односторонним направлением поверхностного стока на такыры выявлено развитие небольших линз, формирующихся в естественных условиях после паводков.

На основе изучения неудачного опыта магазинирования 1969 г. проведен ряд гидрогеологических исследований [2,4,5], направленных на исследование возможностей увеличения объёма подтакырных вод проектированием специальных инженерных сооружений в виде «ловушек».

Для достижения целей необходимо изучить геоморфологические, гидрогеологические условия, состояние и литологическое строение возможных участков под проектирования инженерных сооружений в виде «ловушек», климатические условия района исследования, наличие такыров с достаточной площадью питания и областью обеспечения их пресной водой.

Метод сбора дождевых вод заключается в использовании непроницаемости глинистых поверхностей – такыров, используется при строительстве сардоб в пустынных условиях. Благодаря его плотной поверхности, большая часть атмосферных осадков, выпадающих на такыры, собирается на пониженных участках такыра, где и строится сардоба (рис. 1).

На рис.1 видно, что собранная дождевая вода на такыре поступает по трубе в сардобу. В течение трех весенних месяцев идет заполнение сардобы, водой, которая затем используется на протяжении всего года. Данную воду можно использовать для питья и бытовых нужд. Суровые условия жизни в регионе Каракалпакского Устюрта объясняется не только высокими температурами воздуха в течение года, но и очень малым количеством выпадающих атмосферных осадков – около 90–120 мм.

Рисунок 1 - Система, пополняющая атмосферными водами резервуар «Сардоба» и искусственный водоём (состояние на июль 2022 г) на территории такыра Уру.

Основной принцип, которым руководствуются местные сообщества, заключается в рациональном бережном использовании воды, что приводит к активному развитию традиционной народной технологии. [1,5,3] Существенным моментом при выполнении комплексных исследований условий формирования подтакырных подземных вод является выявление наиболее проницаемых зон, таких как выветренные зоны трещинообразования и ослабленные зоны разломов (рис.2).

Так, в частности, примерами народной технологии и гидротехники являются сбор и хранение дождевых вод в сардобах, колодцах-чирле; использование поверхностного атмосферного стока; строительство буровых колодцев с механическим подъемом воды.

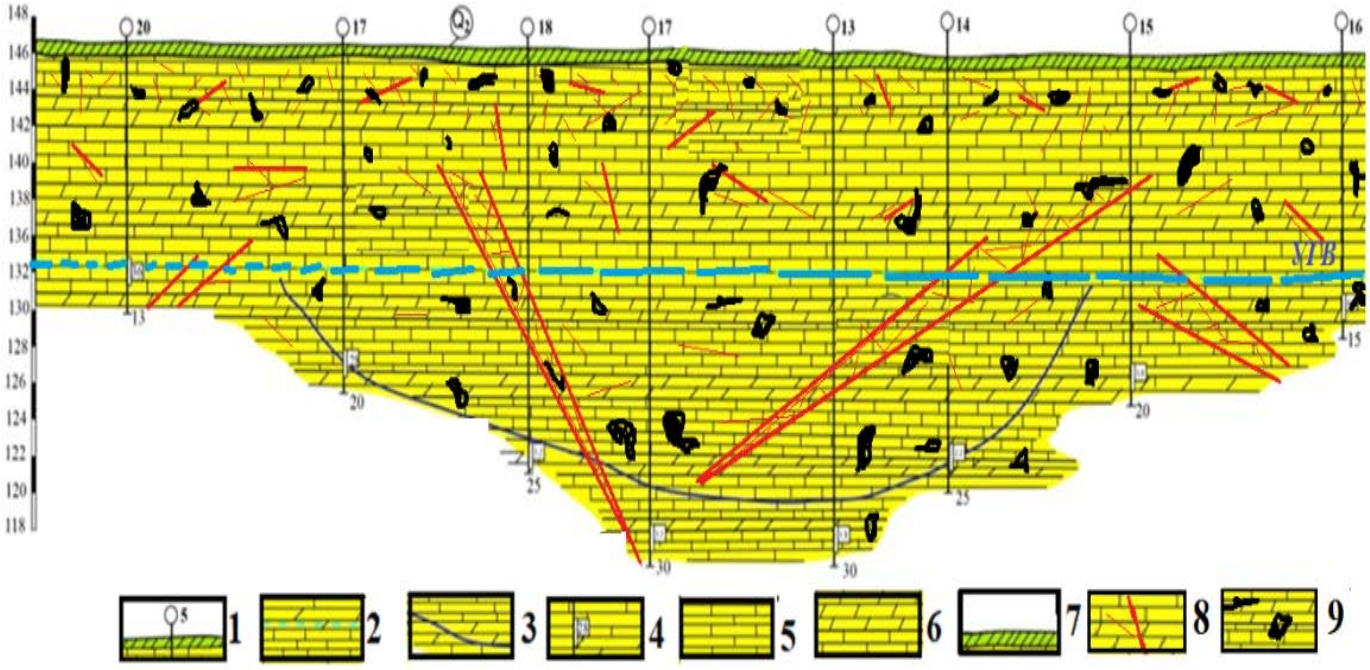


Рисунок 2 - Схематический разрез такыра Каракалпакского Устюрта: *1* – скважина и её номер; *2* – уровень грунтовых вод; *3* – нижняя зона активного водообмена; *4* – глубина заложения фильтра; *5* – известняки; *6* – мергели; *7* – супесчаные отложения с включением гравия; *8* – трещины; *9* – карстовые полости

На монолитной материнской породе верхнемиоценовых известняков и мергелей трещиноватость является результатом тектонической обстановки и зоны выветривания данного региона (рис.2). Изменения в этой зоне, в основном, связаны с расширением естественных трещин и реже – с образованием новых, что в целом приводит к увеличению водопроницаемости пород. Изменения в результате химического выветривания наблюдаются на границах трещин и разломов.

Обломочная зона представлена породами, нарушенными интенсивной трещиноватостью в результате физического выветривания, и изменением минерального состава химическими процессами. Для этой зоны характерна большая неоднородность по всем показателям физических и физико-механических свойств: трещиноватости, водо- и газопроницаемости, прочности и деформируемости. Эти показатели могут отличаться в пределах зоны более чем на порядок. В зоне возникают разные экзогенные процессы, такие как эрозия, осыпи, обвалы, оползни. В пределах обломочной зоны выделяют разное число подзон. Так, Л.А. Ярг обособила глыбовую и щебнистую подзоны по степени дезинтеграции пород. Другие исследователи, в том числе Г.С. Золотарев, М.З.Закиров, М.М.Закиров [1–3] выделяют три зоны и четыре подзоны (горизонты) по степени выветренности, т.е. по размеру дресвы, глинистости, ожелезнению, загипсованности, плотности. По всей вероятности, эти исследователи проводят верхнюю границу обломочной зоны несколько выше, чем позволяет ее название. Отсутствие данных о порядке минимальных размеров обломков дает возможность в конкретных условиях проводить границы по другим характерным признакам.

При изучении возможности искусственного формирования подтакырных пресных подземных вод за счет такырного стока атмосферных осадков всегда рассматриваются такырные поверхности, как естественные водосборы атмосферных осадков; климатические условия – атмосферные осадки, формирующие местный поверхностный сток. [1,2]

В данном статье исследованные такыры и всё с ними связанное принимаются как величина неизменная во времени, хотя имеются примеры зарастания и облысения такыров. Это означает возможные местные геодинамические изменения в объемах такырного стока.

Таким образом, проблема использования огромных объемов подтакырного стока требует решения. Однако в условиях современных новейших достижений науки и техники, вероятнее всего, необходимо применить аккумуляцию и сохранение атмосферных осадков, не связанные с погружением их на уровень подземных вод. Становится очевидным, что успешное решение задач по использованию этих вод путем скопления, хранения их в искусственных ёмкостях позволит в сравнительно короткий срок организовать водоснабжение небольших потребителей в Каракалпакском Устюрте.

Исходя из этого, в главе приводятся инженерные решения на производство тех видов исследования, которые характерны для работ на такырных поверхностях Каракалпакского Устюрта в виде крытых сооружений «сардоба» (рис. 3).

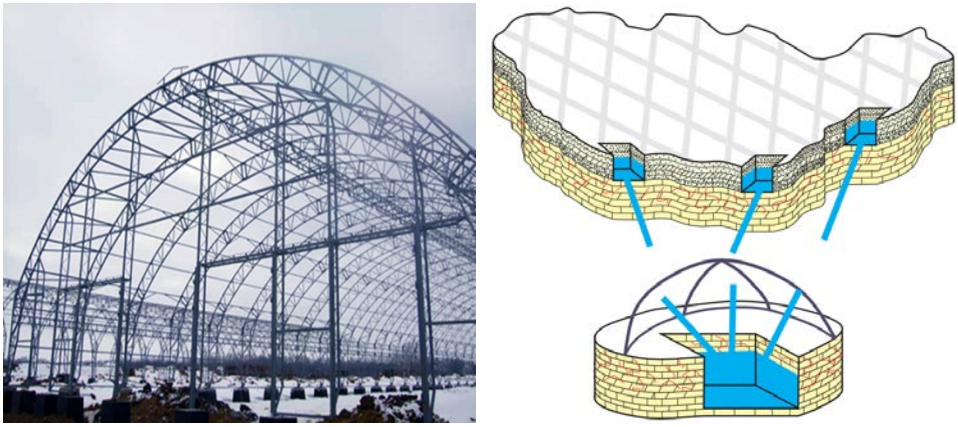


Рисунок 3 - Создаваемая такырная «сардоба» и общий вид металлической арочной конструкции для искусственного водоёма.

Выводы:

Обосновано, что искусственное формирование пресных подтакырных вод путем инфильтрации атмосферных осадков во время паводкового периода является наиболее выгодным и в экономическом отношении, и простым решением проблемы питьевого водоснабжения Каракалпакского Устюрта. В настоящее время необходимо применять меры по сохранению такырных площадей от разрушений. А также, анализированы экспериментальные исследования с погружением поверхностного стока на такырном участке Уру проводились через гидротехническое сооружение в искусственный инфильтрационный бассейн, откуда предварительно с помощью технических средств были извлечены илистые осадки. Проведен фрагмент опытной эксплуатации сформированных подтакырных вод и составлена рабочая модель инженерных сооружений для возможных вариантов извлечения подтакырных подземных вод зон активного водообмена.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Куликов Г.В. Гидрогеологические условия Каракалпакского Устюрта. – Ташкент: Мингео РУз, 1971. – 103 с.

2 Закиров М.М., Джаксымуратов К.М., Бегимқулов Д.К., Очилов Г.Э. Условия питания и формирования подземных вод Каракалпакского Устюрта//Горный вестник. – Навои. – 2022. – №5. – С.10–25.

3 Джаксымуратов К.М., Есенбаев Г.Р., Закиров М.М., Бегимқулов Д.К., Худойбердиев Т.М. Изучение путем моделирования вопроса искусственного формирования запасов пресных подземных вод в Устюрте// Геология и минеральные ресурсы. –Ташкент. –2022 – №5. – С.94–96.

4 Закиров М.М., Джаксымуратов К.М., Есенбаев Г.Р., Бегимқулов Д.К., Очилов Г.Э. Современные гидрогеологические исследования и роль подземных вод в развитии Устюрта//Вестник НУ. – Ташкент. –2022. –№ 3/2. – С. 221–225.

5 Сафонов В.Н. Геоэкологический анализ зоны свободного водообмена (на примере Республики Мордовия): Автореф. дис. … канд. геол.-мин. наук. –Саранск: Мордовский государственный университет, 2002. –25 с.

УДК: 553.411.042

РОЛЬ РЕГИОНАЛЬНЫХ РАЗЛОМОВ В ФОРМИРОВАНИИ И РАЗМЕЩЕНИИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА.

М.К.Турапов[1], Н.Ш.Туляганова[2], Б.О.Жонибеков[2], Ш.Д.Рахматуллаева[3]

[1]ГУ "ИМР", г.Ташкент, Узбекистан.

[2]Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан.

[3]Центр недропользования, г.Ташкент, Узбекистан.

Обоснование. В проекте Указа Президента Узбекистана №УП-60, «Стратегия развития Нового Узбекистана, предусмотренные на 2022-2026 г.г.», предусмотрено кардинальное увелечение объёмов геологоразведочных работ с целью расширения минерально – сырьевой базы в соответствии с потребностями экономики Узбекистана, которое на сегодняшний день является актуальной задачей геологии республики.

Решение этой геологической задачи, как определено в Указе осуществляется «кардинальным увелечением объёмов геолого-разведочных работ». Объектами, где можно увеличить объёмы геологоразведочных работ являются: отрабатываемые месторождения, их фланги и глубокие горизонты; месторождения которых нужно вовлечь в эксплуатацию; перспективные площади проявления эндогенного оруденения; площади геохимических ореолов; благоприятные структурные позиции; площади поисковых работ и др. Среди них наиболее важным являются площади

поисковых работ, где увелечение объёмов геолого-разведочных работ позволит провести комплекс геологических исследований, направленные на решения широкого круга геологических задач. Сюда относится, в первую очередь задача о геологическом строении площади, затем идет рудоносность, минералого-геохимические и геофизические особенности, далее космогеологические и прогнозные задачи с выделением конкретных площадей для проведения дальнейших геолого-разведочных работ.

Выделение и обоснование перспективных площалей на тот или иной вид эндогенного оруденения на сегодняшний день является одной из важнейших задач геологии. В первую очередь это относится к золоту, которое является одним из главных рычагов экономики многих стран мира, в том числе Узбекистана. Эта проблема стоит и перед главной золоторудной провинцией республики – Западным Узбекистаном.

Результаты работ. Как известно, Западный Узбекистан является золоторудной провинцией, где размещены крупные месторождения золота (Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Амантайтау, Чармитан и др.), которые, по мнению исследователей, формировались под влиянием северо – западных региональных и северо – восточных локальных разломов. Зоны их сопряжений и пересечений по мнению И.Х.Хамрабаева, М.М.Мансурова, Ф.А.Усманова, Ю.С.Савчука, М.К.Турапова, Р.Х.Миркамалова, Б.О.Жонибекова и др. являются наиболее благоприятными для формирования золоторудных месторождений.

Однако эти региональные и локальные рудоконтролирующие разломы, в особенности зоны их сопряжений и пересечений на сегодняйший день изучены не достаточно, чтобы результаты исследований могли служить поисковыми структурно – тектоническими признаками и критериями определения перспективности региона с выделением конкретных площадей для постановки геолого – разведочных работ.

Учитывая это была проведена работа по изучению позиций золоторудных проявлений Западного Узбекистана в сети региональных разломов, космогеологических структур (кольцевых структур) в полях тектонических напряжений и деформации.

Основу проведенных работ составляют: карта региональная разломов Средней Азии М.А.Ахмеджанова и др; материалы дешифрирования космоснимков; данные по изучению напряженно-деформированного состояния земной коры Западного Узбекистана; более 170 объектов проявлений золота.

По Западному Узбекистану по данным М.А.Ахмеджанову, О.М.Борисову (1972), Д.Якубову выделены ряд региональных северо – западных разломов (таблица №1). По их мнению, а также И.Х.Хамрабаева, Ф.А.Усманова, Ю.С.Савчука, Р.Х.Миркамалова, Д.Т.Хона, В.С.Корсакова, Н.Ю.Дулабовой, М.М.Мансурова и др. разломқ северо-западного простирания являются рудоконтролирующими структурами региона. В определении взаимосвязи этих разломов с оруденением золота учтён факт размещения месторождения в зонах этих структур, а также по Е.М.Некрасову и др. (2019) в их сателлит – разломах.

Таблица 1 - Взаимоотношение золоторудных объектов и региональных разломов Западного Узбекистана

№ п\п	Название региональной структуры (номера по карте «Региональные разлома Средней Азии»	Генетических тип (по М.А. Ахмаджанович, О.М. Борисову, Ж.Якубову, А.К. Бухарину и др.	Размещенне проявлений золота в зонах разломов в%
1	Северо-Кызылкумский (42)		0
2	Букантауский (46)	взброс	0,6
3	Центрально-Кызылкумский (47)	взброс	0
4	Тамды-Карачатырский (66)	взброс	0
5	Бесапано-Южноферганский (67)	взброс	3,4
6	Южнотамдынско-Катранский (68)	взброс	5,1
7	Аристантау-Тальдыкский (69)	взброс	2,3
8	Ауминзатау-Сурметашский (70)	взброс	≈8
9	Актау- Туркестанский (71)	взброс	0,6
10	Каратау-Зарафшанский (72)	взброс	4,5
11	Кульжуктау-Зарафшанский (73)	взброс	0
12	Зирабулак-Дукданский (74)	взброс	1,7
13	Зирабулак-Магианский (75)	взброс	3,4
14	Южно-Тяньшаньский (76)	взброс	≈3,0
15	Утемергенский (112)		
	Количество обьектов 176		≈33%

Анализ данных по размещению проявлений золота в сети региональных разломов показал, что более 32% всех месторождений размещены в зонах северо – западных структур. Наиболее высокий показатель – 8%, характерен для зоны Ауминзатау-Сурметашского разлома. Затем идут Южнотамдынско-Хатранский и Каратау-Заравшанский разломы в зонах которых, соответственно отмечается размещения 5,1% и 4,5% золоторудных объектов Западного Узбекистана. Далее выделяются Бесапано-Южноферганский, Зирабулак-Магианский, Южно-Тяньшаньский и Аристантау-Тальдынский разломы, которые, соответственно контролировали размещение 3,4%, 3,0% и 2,5% проявлений золота.

Незначительное количество золоторудных месторождений установлено в зонах Букантауского (0.6%), Зирабулак-Дукданского (1,7%) и Актау-Туркенстанского разломов.

В зонах Северо – Кызылкумского, Центрально – Кызылкумского, Тамды-Карачатырского и Кульжуктау-Заравшанского разломов не отмечены золоторудные месторождения (Рис.1).

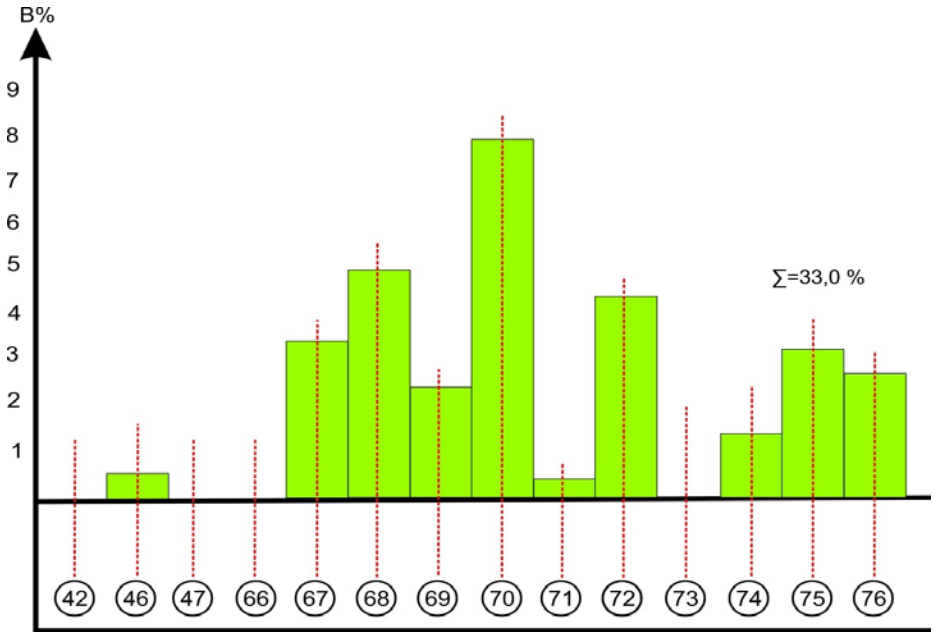


Рисунок 1 - Гистограмма размещения золоторудных объектов в зонах региональных разломов Западного Узбекистана

Таким образом, металлогенический анализ размещения золоторудных проявлений Западного Узбекистана показал, что около 33% проявлений золота региона контролируются региональными разломами северо-западного простирания. Остальные 67% их размещены в межразломных пространствах (Рис.№2), где наблюдается определенная закономерность в проявлении золоторудного оруденения в геологическом пространстве региона. Эта закономерность заключается в уменьшении (сокрашении) проявлений золота с севера на юг региона.

Анализируя данные размещения золоторудных проявлений в межразломных пространствах следует отметить, что золоторудные объекты в межразломных зонах размещены крайне не равномерно. Наиболее высокий показатель характерен для площади между Бесапано-Южноферганским и Южнотандынско-Катранским разломами, где размещены 30 золоторудных месторождений. На втором месте стоит межразломное пространство между Букантауским и Тамды-Карачатырским региональными структурами. В этом пространстве отмечено размещение 27 золоторудных месторождений. Третью строчку занимает межразломное пространство между Южнотамдынско-Катранским и Аристантау-Тамдынским, а также между Аристантау-Тамдынским и Ауминзатау-Сурметашским разломами, где, соответственно, размещены 13 и 12 золоторудных объектов. Кроме этих можно выделить межразломное пространство между Тамды-Карачатырским, Бесапано-Южноферганскими разломами, где наблюдается размещение 8 объектов.

Рисунок 2 - Гистограмма размещения золоторудных проявлений в региональных межразломных зонах.

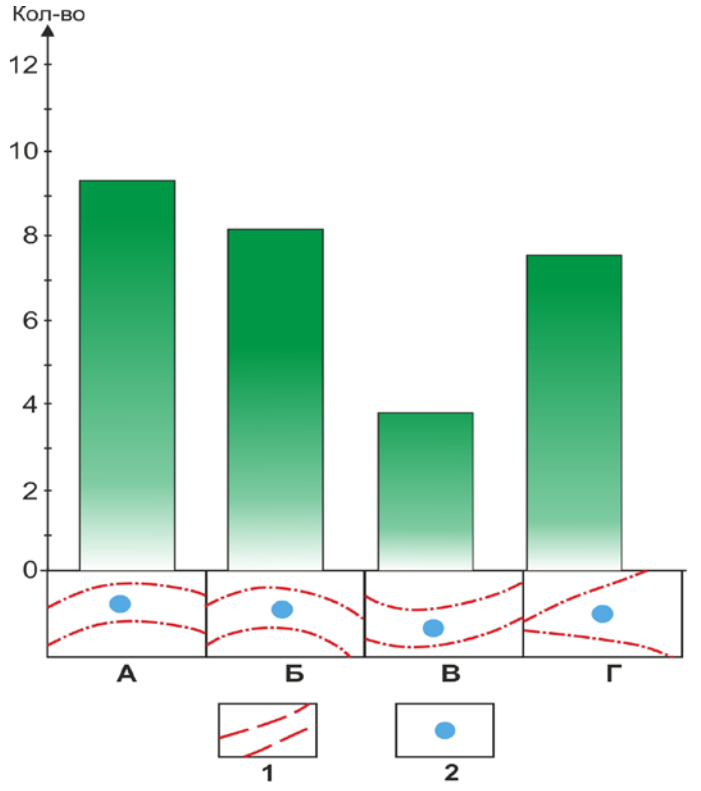
С учётом этих данных, а также размещения 10 месторождений золота в межразломной зоне между Актау-Туркестанским и Каратау-Заравшанским разломами можно отметить, что эти факты подтверждают выше сказанное о неравномерном проявлении золоторудного оруденения в регионе. Неравномерность в распределении золоторудного оруденения определяется многими естественными факторами, среди которых наиболее важным являются: выход на поверхность палеозойского фундамента; геологическое строение; тектоника; геодинамика и магматизм.

Среди межразломных зон региона выделяются: геологическое пространство между Букантауским и Тамды-Карачатырским разломами контролирующие 27 золоторудных объектов; межразломное пространство между Бесапано-Южноферганским и Ауминзатау-Сурметашским разломами, в которой размещены 60 золоторудных проявлений.

В обоих межразломных зонах размещены более 80 золоторудных проявлений региона. Это составляет более 45% всех учтенных при исследовании золоторудных проявлений Западного Узбекистана. По всем межразломным зонам, взятых вместе, установлено размещение 64% всех учтенных золоторудных проявлений Западного Узбекистана.

Таким образом, проведенные исследования взаимоотношений проявлений золотого оруденения с региональными разрывными нарушениями Западного Узбекистана показали, что около 33% золоторудных объектов контролируются зонами региональных разломов северо-западного простирания и 64% размещены в межразломных зонах, что является важным фактом, которое необходимо учесть при прогнозе и поисках месторождений золота по всей территории Западного Узбекистана.

Выявлена ещё одна важная особенность взаимоотношения проявлений золотого оруденения с региональными разломами, которая может быть использована в качестве структурного признака при поисковых и надежным критерием при прогнозных работах. Эта особенность заключается в том, что морфологические особенности (участок искривлений) региональных разломов определяют степень насыщенности межразломных зон проявлениями золоторудного оруденения (Рис.№3). В участке искривления межразломного пространства между Букантауским и Тамды-Карачатырским разломами отмечается размещение девяти золоторудных объектов, что составляет 33% от общего числа объектов данной межразломной зоны. Аналогичная картина характерна и для участка искривления межразломного пространства между Бесапано-Южноферганскими Южнотамдынско-Катранским разломами, где размещены восемь золоторудных месторождений.



Межразломные зоны исправлений: А) Букантауский;
Б) Тамдытауский; В) Зирабулакский;
Г) клиновидная структура;
1) разломы; 2) рудный объект.

Рисунок 3 - Гистограмма распределения золоторудных проявлений в зависимости от морфологии разрывных нарушений Западного Узбекистана

Как известно северо-западные разломы региона осложнены поперечными структурами, которые по мнению Е.М.Некрасова (2009), Ф.И.Вольфсона (1962), С.Ф.Стружкова и др. (2005), С.Д.Шера (1972), R.N.Sillitoc (1991), Ю.С. Савчука(1988), М.М.Мансурова (2010) и др. являются локальными рудоконтролирующими структурами. В зоне осложнения разломов, как обычно, формируется клиновидный структурный элемент. По мнению В.А.Королева (1983), Х.А.Акбарова и др.(2011), З.М.Фатхуллаевой (2022) и др. клиновидные структуры занимают особое место в процессах рудообразования, контролируя формирование и размещение оруденения благородных, цветных и др.металлов с этой

позиции проведенный анализ показывает, что 4 клиновидные структуры региона могли контролировать формирование и размещение до восьми золоторудных объектов. Это весомый структурный фактор, требующий уделить ему особое внимание при прогнозно-поисковых работах.

Как известно в последние годы материалы дистанционного зондирования нашли широкое применение при поисках месторождений полезных ископаемых, при изучении геологического и структурно-тектонического строения отдельных участков земной коры. При поисках эндогенных месторождений приоритетным направлением является дешифрирование структурно-вещественных комплексов, кольцевых и линейных структур (Н.И.Корчуганова, 2006, с.184-212).

Ниже рассмотрим взаимоотношение эндогенного золотого оруденения региона с кольцевыми структурами, так как они являются важным объектом при прогнозных и поисковых работах.

Анализируя материалы О.М.Борисова, А.К.Глуха (1982), В.А.Буша (1983), Б.С.Зейлика и др. (1975), С.С.Шульца (1984), Н.И.Корчугановой (1996,1998), Ш.Э.Эргашева, О.Т.Зокирова (2019), А.К.Нурходжаева (2020) и др. по дешифрированию аэрокосмоснимков установлено, что эндогенное оруденение обычно размещается: в граничной зоне кольцевой структуры; в её центральной части; между центром и граничной зоной ; в зоне осложнения кольцевой структуры разломами.

Учитывая эти данные проведено исследование взаимоотношения золоторудных проявлений с кольцевыми структурами Западного Узбекистана (Рис.№4).

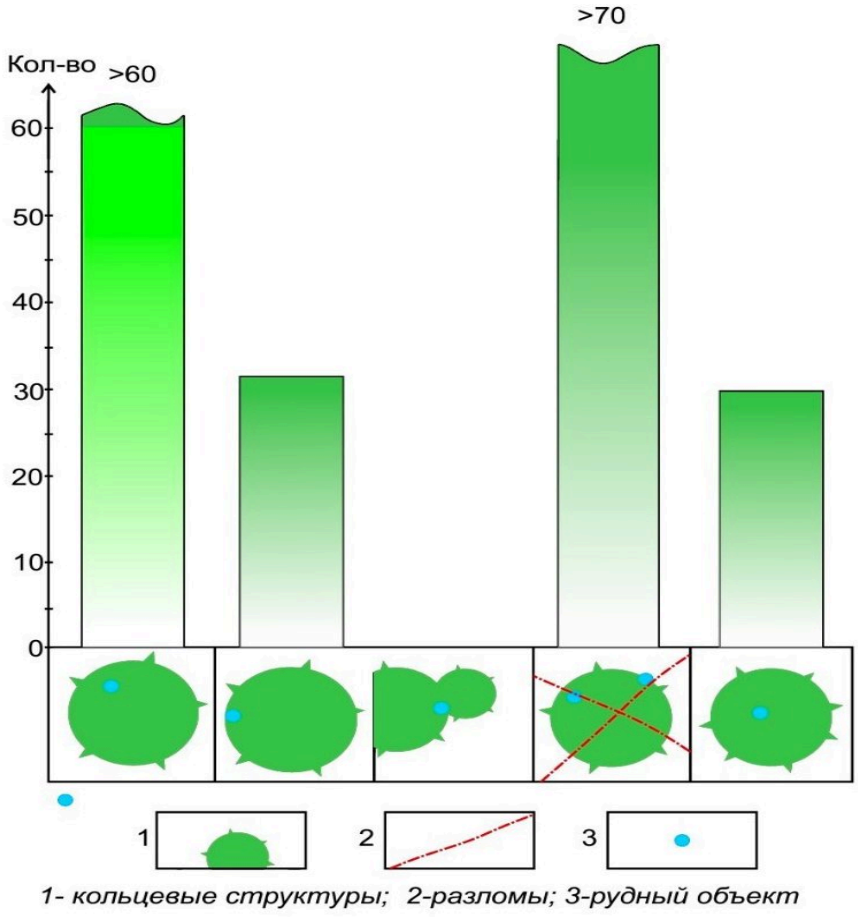


Рисунок 4 - Космоструктурная позиция золоторудных объектов Западного Узбекистана в кольцевых структурах

Установлено, что большинство золоторудных объектов региона связаны с кольцевыми структурами, осложненные региональными рудоконтролирующими разломами. При этом наиболее благоприятной позицией для размещения золоторудных месторождений являются переферические зоны структур и зона между центром и граничной структурой кольцевого сооружения.

Для многих, особенно небольшого и среднего размера кольцевых структур, устанавливается определенная связь с оруденением золота, среди них благоприятной для проявления золотого оруденения являются кольцевые структуры осложненные разрывными нарушениями.

Применение результатов исследований в качестве поисковых признаков и прогнозных критериев позволит повысить эффективность геолого-разведочных работ и достоверность прогноза.

Заключение.

1. Подавляющая часть золоторудных проявлений Западного Узбекистана размещается в межразломных зонах между региональными рудоконтролирующими разломами северо-западного направления. Региональные разломы

северо-западного простирания и их субпараллельные саттелиты в виде боковых разветвлений контролируют размещение одной трети (1/3) всех золоторудных проявлений региона.

2. Важное значение в формировании золоторудных объектов и в их размещении в геологическом пространстве имеют участки изменения морфологии межразломных зон, в которых отмечено до 30% золоторудных месторождений от их общего числа.

3. Совместное развитие с региональными, северо-западного направления разломами локальных рудоконтролирующих структур северо-восточного простирания (поперечные, антитяньшаньские структуры). Подавляющее большинство золоторудных месторождений золота, серебра, вольфрама региона пространственно связаны с такими локальными разломами. Благоприятной структурной позицией для рудообразования являются зоны сопряжений, пересечений их с другими системами разрывной тектоники.

4. В процессах рудообразования перспективным для размещения эндогенного оруденения золота оказались кольцевые структуры. Подавляющее большинство золоторудных проявлений размещены в кольцевых структурах, часть из которых осложнены разрывными нарушениями северо – западного, северо – восточного, широтного направлений.

5. Выявленные, в ходе исследования особенности взаимоотношения региональных и локальных рудоконтролирующих разломов, а также кольцевых структур с золоторудными проявлениями рекомендуются использовать в качестве критериев прогноза и структурных признаков при поисковыхи работах на золото в Западном Узбекистане.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Акбаров Х.А. Полиметалические рудные поля Тянь-Шаня. –Ташкент, ТГТУ – 2006, 365 с.

2 Ахмеджонов М.А., Борисов О.М. Основные черты строения и развития Срединного и Южного Тянь-Шаня // Узб.геол.журнал -1972. №4. с. 26-29.

3 Вольфсон Ф.И. Проблемы изучения гидротермальных месторождений. –М.: Госгеолиздат, 1962. 305 с.

4 Зокиров О.Т. Космоструктурные объекты Центральной Азии и их значение в размещении полезных ископаемых. Автореф. док.диссертации. Ташкент. 2019. 51 с.

5 Королев В.А. Структурные типы рудных полей и месторождений Средней Азии. –М.: Недра, 1983. 215 с.

6 Мансуров М.М., Михайлова Ю.В., Смирнова С.К., Шамаев О.Т. Структурные условия размещения Мурунтауского рудного поля и глубинный прогноз оруденения / Материалы Всеросс.конф. – М.: ИГЕМ РАН, 2010. С.18-20.

7 Некрасов Е.М., Дорожкина Л.А., Дудкин Н.В., Косовец Т.Н. Систематика, структура и запасы золоторудных месторождений. –М.:“Астрея-центр”-2019.241 с.

8 Нурходжаев А.К. Масофавий геология асослари. Ташкент, Инст.геол. и геофизики. Lesson Press. 2020. 182 с.

9 Савчук Ю.С., Миркамалов Р.Х. Геодинамическая типизация золотых месторождений Южного Тянь-Шаня // Мат-лы конф. –Т.: ИМР. 1998. С.91-98.

10 Стружков С.Ф., Константинов М.М. Металлогения золота и серебра Охотско-Чукотского вулканического пояса. –М.: Новый мир -2005. 320 с.

11 Фатхуллаева З.М. Геодинамическая обстановка формирования геолого-структурных позиций золоторудных проявлений Ауминзатау-Бельтауского рудного района. Автореферет-2022. 44 с.

12 Шер Д.С. Металлогения золота. Т-2. М.: Недра.1972. 295 с.

13 Sillitoc R.H. Gold metallogeny of Chili – an introduction // Econ. Geol-1991. V.86. p.1187-1205.

УДК: 553.411.042

К ВОПРОСУ О РОЛИ СТРУКТУР В РАЗМЕЩЕНИИ ЭНДОГЕННОГО ОРУДЕНЕНИЯ

Ш.Д.Рахматуллаева[1], М.К.Турапов[2], Н.Ш.Туляганова[3]

[1]“Центр недропользования”, г.Ташкент, Узбекистан

[2]ГУ “ИМР”, г.Ташкент, Узбекистан

[3]Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Введение. Изучение геологических структур земной коры, с которыми связаны эндогенные оруденения является важнейшим элементом в исследовании природы генезиса эндогенных рудных полей и месторождений, а результаты являются основой для оценки из промышленного значения и усовершенствования методов поисков и прогноза.

Обзор литературы. В результате изучения геологии и структур, условий формирования многочисленных рудных полей и месторождений Средней Азии (Х.М.Абдуллаев, Ф.И.Вольфсон, А.В.Королев, В.П.Федорчук, Х.А.Акбаров, Р.Д.Джинчураева, У.Асаналиев, В.Д.Цой, М.К.Турапов, Н.А.Ахмедов и др.) геолого-структурными методами, где в их основе лежит геологическое картирование, разработаны современные методы классификации структур рудных полей и месторождений, усовершенствованы методы их исследования и прогнозирования.

Как отмечают, Е.М.Некрасов и др. (2012, 2015, 2019), Л.И.Лукин, Ф.И.Вольфсон (1953, 1960, 1986), В.А.Королев (1978, 1983) и др. изучение структурных условий рудообразования – это один из ключевых вопросов в учении о рудных месторождениях.

Основы изучения структурных условий рудообразования заложены в работах А.В.Королева (1936), В.М.Крейтера (1941). Значительную роль в узучении структур рудных полей и месторождений сыграли Ф.И.Вольфсон, Е.М. Некрасов, В.Н.Невский, В.И.Смирнов, А.В.Королев, В.А.Королев, В.П.Федорчук, Х.А.Акбаров, М.У.Умарходжаев и др.

Методология исследований. К настоящему времени на основе этого метода изучены все рудные поля и месторождения благородных, цветных, редкоземельных и др. металлов Средней Азии, в том числе Узбекистана. Основными результатами исследований явились: определение роли структур в формировании месторождений и размещение оруденения; разработка структурных прогнозно-поисковых критериев.

К объектам, где проведено изучение геологии и структур, и их взаимосвязи с процессами рудообразования относится месторождение Марджанбулак, расположенное в Западном Узбекистане.

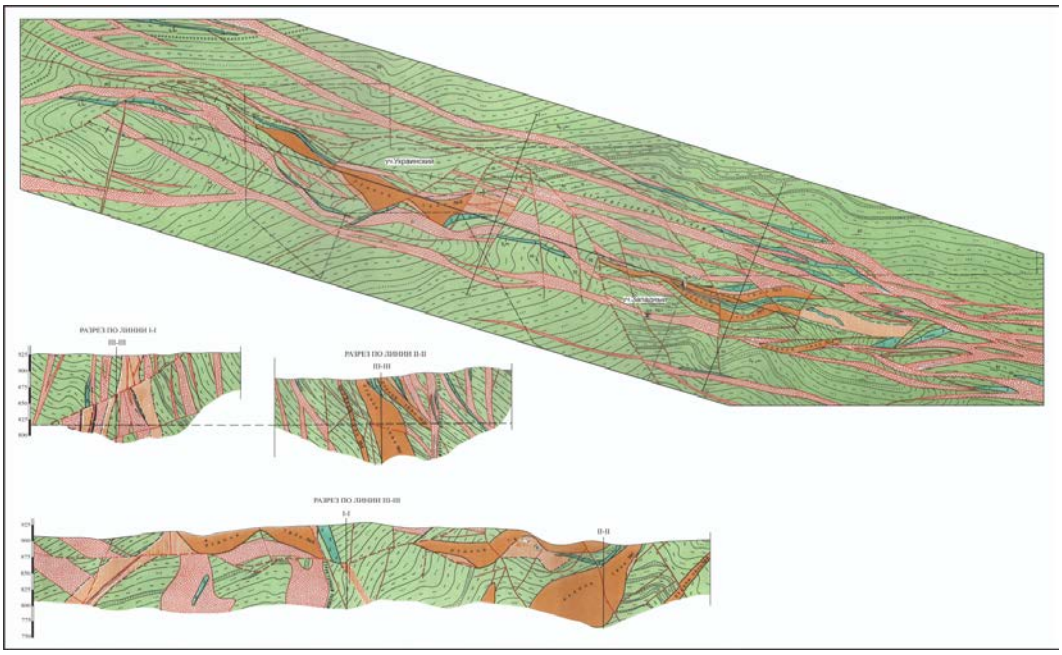
Марджанбулакское месторождение (рудное поле) приурочено к Марджанбулакской возвышенности на юго-восточной части Нуратинских гор и ограничивается Северным и Южным Марджанбулакскими разломами (Рис.1.).

В геологическом плане площадь рудного поля сложена нерасчлененной теригенно-сланцевой толщей верхнего силура, прорванные дайками диабаз-диорит-гранитоидного состава Мальгузарского комплекса.

Первые сведения о золотоносности Марджанбулакской возвышенности были получены Н.Г.Дектяревым и Л.В.Квасовой в 1963-64 гг. при проведении ревизионных работ и металлометрической съемки.

Большую работу по изучению геологии, тектоники, рудообразования, закономерности формирования месторождения Марджанбулак и условиях размещения золотого оруденения в его геологическом пространстве провели Н.Г.Дектярев, А.Н.Бухарин, Б.Д.Клименко, Е.П.Мещяриков, А.П.Костенко, Н.А.Ахмедов, М.У.Умарходжаев, М.К.Турапов, Д.В.Шнырев и др.

Геологическая карта месторождения Марджанбулак



Осадочно-метаморфические образования: Ордовикская система. Средний м верхний отделы нерасчлененные: 1-Марджанбулакская свита. Интрузивные образования; 2-раннесилурийский мальгузарский диабаз – диорит – гранитоидный комплекс. Состав пород: 3-сланцы различного состава; 4-алевролиты; 5-песчаники; 6-гравелиты; 7-диабазовые порфириты; 8-базальтовые порфириты. Прочие обозначения: 9-оси антиклинальных (а) и синклинальных (б) складок; 10-зона глубинного разлома, представленная углеродистыми катаклазитами и милонитами; 11-разломы северо-западного и северо-восточного простирания: достоверные (а) и предполагаемые (б); 12-надвиг; 13- кварцевые жилы; 14-элементы залегания пород (а) и разломов (б); 15-линии геологических разрезов; 16-шахты и их номера; 17-контур блок-диаграммы; 18-штольни и их номера; 19-золоторудные тела; 20-рудоносные зонью

Таблица 1 - Геолого-структурные позиции проявлений золота Марджанбулакского рудного поля (по материалам Н.Г.Дектерева, Б.Д.Клименко, Е.П.Мещерекова, Л.Н.Григорьевой и др.)

№	Участки	Геолого-структурные позиции по отношению		
		вмещающей среды	тектонических нарушений	магматических образований
1	Сарык-Бель	алевролиты, сланцы, песчаники	серия сопрягающихся и разветвляющихся разломов СЗ простирания	дайки диабазов и диабазовых порфиритов
2	Украинский	алевролиты, глинистые и у глисто-глинистые сланцы, песчаники	продольные тектонические нарушения СЗ простирания, участки их осложнения диагональными структурами	дайки диабазов и диабазовых порфиритов
3	Западный	алевролиты, сланцы, песчаники	продольные тектонические нарушения СЗ и СВ простирания	дайки диабазов и диабазовых порфиритов
4	Танги	терригенные образования	тектонические нарушения СШ и СЗ простирания, контролировавшие дайки	дайки диабазовых порфиритов
5	Восточный	углисто-глинистые сланцы, песчаники	зона субширотного тектонического нарушения	
6	Салын	глинистые и углисто-глинистые сланцы, песчаники, алевролиты	серия сближенных тектонических нарушений СЗ простирания	надинтрузивная зона гранитоидного массива

Н.А.Ахмедов (2002, 2005, 2008, 2022) провел исследования по изучению закономерности размещения золотого оруденения и оценки перспектив Марджанбулакского рудного поля на основе разработанных минералого-геохимических, метасоматических, геодинамических и других критериев.

Структурная позиция рудного поля определяется его приуроченностью к зоне Каракчатау-Марджанбулакского глубинного разлома, выраженной в пределах рудного поля Северной и Южной ответвлениями (Рудные месторождения Узбекистана, 2001).

Рудное поле осложнено многочисленными разрывными структурами широтного, северо-западного и северо-восточного простираний. Наличие широкого спектора разрывных нарушений указывает на изменчивость во времени геодинамической обстановки и деформации, которые обусловлены воздействием внешних тектонических сил.

Анализы и результаты. Как показывают результаты геологоразведочных работ (Н.Г.Дектяров, Б.Д.Клименко, Е.П.Мещяриков, А.П.Костенко, Н.А.Ахмедов и др.) и тематических исследований (Н.А.Ахмедов, Э.Б.Буртман, Т.Ш.Шаякубов, М.У.Умарходжаев, М.К.Турапов, Д.В.Шнырев и др.) основными факторами, определяющими локализацию золотого оруденения, являются – структурный, литологический и магматический (табл.1)

Среди этих факторов литологический имеет наиболее узкий диапозон разновидностей пород, вмещающих золотое оруденение. Благоприятной для локализации золотого оруденения является терригенная сланцевая толща марджанбулакской свиты. Участки проявления даек диабаз-диорит-гранитоидного состава в марджанбулакской свите, относящиеся к составу Мальгузарского комплекса (раннесилурийский) являются литолого – магматическими позициями благоприятных для размещения золоторудной минерализации.

Структурный фактор - представлен широким спектром тектонических нарушений северо-западного, широтного и северо-восточного направлений, представляющиеся составными структурными элементами ответвлений Южного и Северного разломов, которые в свою очередь являются стволовыми ветвями глубинного Каракчатау-Марджанбулакского разлома (Рудные месторождения Узбекистана, 2001).

В рудном поле выявлены участки: Сарык-Бель, Украинский, Западный, Танги Центральный и Западный, Кучумсай, Гумсай и рудопроявления: Салын, Северо-Западный, Музбулак, Восточный и Юго-Восточный.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ахмедов Н.А. Геолого-промышленные типы месторождений золота, вольфрама, железа Западного Узбекистана. 2022 г. - С. 295.

2 Ахмедов Н.А., Абдуллаев У.М., Беленко А.П. и др. Металлогенические аспекты оценки рудного потенциала Нуратау-Кызылкумского промышленно-экономического района // Сб. «Современные проблемы металлогении». Ташкент. Фан. 2002 г. С.50-51.

3 Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И. О металлах платиновой группы в золоторудных и золото сереброрудных месторождениях Узбекистана // Горный вестник Узбекистана №2 (21), 2005 г., С.8-13.

4 Ахмедов Н.А., Парамонов Ю.И. Кызылкумская золоторудная провинция Южного Тянь-Шаня и потенциальные возможности расширения минерально-сырьевой базы Узбекистана / Горный вестник Узбекистана № 2 (33), 2008 г. С. 9-16.

5 Акбаров Х.А., Умарходжаев М.У., Турапов М.К. Геолого – структурные типы золоторудных полей Узбекистана // Узбекистан олтин конлари геологияси ва саноат турлари. -Ташкент: РИСО ИМР, 1998. С.79-81.

6 Вольфсон Ф.И., Лукин Л.И. Основные вопросы и методы изучения структур рудных полей месторождений. -М.:Госгеолтехиздат,1960. 624-642 с.

7 Вольфсон Ф.И. Проблемы изучения гидротермальных месторождений. М.: Изд-во АН СССР, 1952-1953. 305 с.

8 Вольфсон Ф.И., Некрасов Е.М. Основы образования рудных месторождений (2-ое изд). М.: Недра, 1986, 205 с.

9 Геология и полезные ископаемые Республики Узбекистан (отв.ред.Т.Ш.Шаякубов, Т.Н.Далимов). Ташкент: Университет, 1998. - С.793.

10 Королев В.А. Структурные типы рудных полей и месторождений Средней Азии. -М.:, Недра, 1983. -102 с.

11 Миркамалов Р.Х., И.М.Голованов и др. Атлас моделей рудных месторождений Узбекистана. Госкомгеологии РУз. ГП «ИМР». –Т.: 2010 г., -С. 100.

12 Миркамалов Р.Х., Абдуазимова З.М., Чириков В.В., Ванесян Г.А. Обстановки формирования и локализации золоторудной минерализации в Кызылкумо-Нуратинском регионе // Проблемы, развитие и инновационные направления геологических наук в Узбекистане / Материалы республиканской научно-технической конференции. –Т.: ТашГТУ, 2013. С.64-65.

13 Миркамалов Р.Х., Чириков В.В., Диваев Ф.К. Геодинамические реконструкции орогенного пояса Западного Тянь-Шаня и прогнозирование эндогенных месторождений в породах фундамента (методические рекомендации). Госкомгеологии РУз. ГП «ИМР». –Т.: 2019. -С.162.

14 Некрасов Е.М., Дорожкина Л.А., Дудкин Н.В, Косовец Т.Н. Систематика, структура и запасы золоторудных месторождений. –М.: Астрея-центр, 2019.

15 Некрасов Е.М., Дорожкина Л.А., Дудкин Н.В. Особенности геологии и структуры крупнейших золоторудных месторождений эндогенного класса. М: Астрея-центр, 2015. С.16-17.

16 Некрасов Е.М., Дудкин Н.В. Главные особенности геологии, размещения и структуры золоторудных месторождений – гигантов // Изв.вузов. Геология и разведка -2012. №3. С. 33-45.

17 Рудные месторождения Узбекистана. Ташкент, ИМР. 2001 г. С. 686.

18 Турапов М.К., Жонибеков Б.О., Туляганова Н.Ш. и др. Закономерности формирования и размещения золотого оруденения в центральных Кызылкумах // «Горный вестник Узбекистана» №2.2017. -56-60 с.

19 Turapov M.K., Akbarov X.A., Tulyaganova N.Sh., Jonibekov B.O. Research geodynamic situation of the ore formation of the ore deposits. International journal of Advanced research in science, engineering and technology. –Indiya: 2019. -4946-4949 c.

20 Умарходжаев М.У., Акбаров Х.А., Турапов М.К. Теоретические основы и методология локального количественного прогнозирования месторождений полезных ископаемых. – Ташкент: ТашГТУ. 2009. -359 с.

Код МРНТИ 38.59.15

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН НА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПЕСЧАНИКОВОГО ТИПА

Н.Д.Муратов[1], Б.Н.Джаббаров[2]

[1]ГУ «Регионалгеология», г.Ташкент, Узбекистан

[2]ГУ Института геологии и геофизики, г.Ташкент, Узбекистан

При ведении работ по разведке полезных ископаемых необходимо изыскивать наилучшие технические решения применительно к конкретным горно-геологическим условиям залегании и физико-механических и химических характеристик горных пород, для чего необходим подбор технических средств и технологию бурения.

В настоящее время в республике Узбекистан и развитых странах мира ведутся исследования по выбору современной технологии бурения в сложных разрезах осадочных горных пород и коренных палеозойских толщ, для увеличения скорости бурения и повышения коэффициента выноса кернового материала, ресурсосбережение в степных регионах Центральных Кызылкумов, что является весьма актуальным.

Основные недостатки действующей технологии, заключается в том, что высокие (до 35% от рабочего времени) трудозатраты на непроизводительные операции связанные со спускоподъемами бурильной колонны; низкий ресурс твердосплавных коронок МК112, требующий их частой замены; низкое качество кернового материала из-за нарушения его структуры; высокая доля ручного труда и связанные с этим потери производительного времени в балансе рабочего времени буровых бригад. В связи с вышеизложенным предлагается ресурсосберегающие технология комбинированного бурение без подъема основного снаряда от забоя скважин на урановых месторождениях песчаникового типа.

Настоящая технологическая система включает в себя следующее оборудование и механизмы: гидрофицированную буровую установку на гусеничном ходу***1***, состоящую из бурового станка с гидравлическим подвижным вращателем *1-1*, бурового насоса *1-3*, нагнетательной системы *1-4*, трубодержателя *1-5*; водяного насоса *1-6*; колесного буксир-прицепа с линейной вибрационной системой очистки бурового раствора Shale Shaker *2*; шламового насоса с гидроприводом *3*; системы рукавов высокого давления *4*; рукава для слива очищенной промывочной жидкости *5*; емкостей для приготовления буровых растворов из ПВХ тканей *6,7*; керноприемная труба колонкового набора HQ *8*; керновыдавливающего приспособления в сборе *9*.

Ресурсосберегающая технология бурения с предлагаемой комплектацией бурового оборудования и системы интенсивной очистки заключается в следующем:

Промывочная жидкость (ПЖ) с заданными технологическими параметрами приготавливается в емкостях из ПВХ ткани *6,7* и подается в скважину буровым насосом *1-3*. Отработанная ПЖ восходящим потоком через устье скважины по канаве поступает в яму затем с помощью маломощного шламового насоса 3, подаётся через рукав высокого давления 4 в бункер вибросита *2-1*, установленный на буксир-прицепе 2.

Очищенная от выбуренной породы системой интенсивной очистки на поддоне вибросита *2-2* промывочная жидкость (размера взвешенных в ПЖ частиц составляет 75 мкм) через направляющий прорезиненный шланг *5* направляется в ПВХ емкость 7. Очищенная промывочная жидкость продолжает участвовать в процессе бурения.

Для сравнения технико-экономических показателей буровых работ предлагаемой технологии бурения комплекса с существующими в настоящее время показателями были проведены испытания предлагаемой комплектации бурового оборудования с системой интенсивной очистки на участке буровых работ.

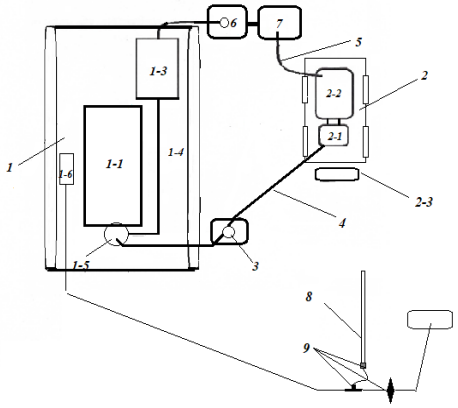


Рисунок 1 - Схема ресурсосберегающего технология бурения разведочных скважин

Результаты испытаний показали:

-отсутствие потребности в бульдозере для землеройных работ по приготовлению зумпфов ПЖ;

-отсутствие потребности в тяжелых колесных тягачах К-700, для перевозки буровой установки и вспомогательного оборудования в виде тяжелых емкостей для хранения технической воды;

-общая экономия дизтоплива за счет уменьшения числа рейсов на каждой из скважин составила 200 литров;

-сокращение рейсов водовозов для пополнения запасов технической воды, потребности в запасах технической воды снизилась в среднем на 60-70м^3;

сокращение материальных и трудозатрат, связанных с ремонтами и обслуживанием бурового насоса из-за отсутствия абразивных частиц в составе ПЖ после очищения её на линейной вибросите;

улучшение условий труда и снижение тяжелого ручного труда, связанного с механизацией процесса очистки отработанной промывочной жидкости;

Техническая вода. Действующая технология, применяемая ГП «Навоиуран» с использованием шпиндельных станков ЗИФ-1200 МРК со штатной комплектацией, требует амбарное хранение бурового раствора и гравитационного осаждения шлама на 2-х зумпфах объёмом по 10 куб. м каждый. Для начала проведения буровых работ потребуется не менее 5 куб.м. технической воды. Ниже приведем расчеты на потребное количество технической воды или бурового раствора для 2-х различных случаев при применении действующей технологии бурения:

1. Расчет потребного количества бурового раствора для бурения скважины (при нормальных условиях).

$$V_{\text{р}} = 2 \cdot V_{\text{1м.с}} \cdot L + V_{\text{о.с}} + n_{\text{с}}^2 \cdot V_{\text{1м.с}} \cdot L \quad (1)$$

где, $V_{\text{1м.с}}$ – объем 1м скважины, заданной проектной глубиной; 2-числовой коэффициент, учитывающий запас промывочной жидкости на буровой; L - глубина скважин (500 м); $V_{\text{о.с}}$ - объем очистной желобной системы, очистных и приемных емкостей, принимаемый в зависимости от глубины скважины равным 3-8 м^3; для скважины глубиной 500,0 м $V_{\text{о.с}}$=10м^3; $n_{\text{с}}$ = 2÷3 – частота смены промывочной жидкости.

$$V_{\text{1м.с}} = 0{,}785 \cdot D_{\text{н}}^2 \quad (2)$$

отсюда, $V_{\text{1м.с}} = 0{,}785 \cdot 0{,}102^2 = 0{,}0079$ м^3.

Примечание: при бурении в глинистых или мало прочных слабосвязанных породах промывочную жидкость можно заменять чаще. Для скважины глубиной 500,0 м $n_{\text{с}}$=3.

Отсюда необходимое количество бурового раствора для бурения скважины глубиной 500 м составляет:

$$V_{\text{р}} = 2V_{\text{1м}} \cdot L + V_{\text{о.с}} + n^2 V_{\text{1м}} \cdot L = 2 \cdot 0{,}0079 \cdot 500 + 10 + 9 \cdot 0{,}0079 \cdot 500 = 53{,}4\text{м}^3$$

С учетом потерь (2,0 м^3) в скважине и циркуляционной системе $V\text{р} = 53{,}4 + 2{,}0 =$ 55,4м^3. Исходя из этого потребуется около 6 рейсов технической воды объемом 9 м^3.

2. Расчет потребного количества бурового раствора при бурении скважины с полным поглощением промывочной жидкости**.**

При бурении скважины с полным поглощением промывочной жидкости самым важным показателем является время работы бурового оборудования, зависящее от механической скорости бурения (углубка скважины за 1 час чистого бурения). При частоте вращения 400 об/мин, расходе промывочной жидкости $Q_{\text{пж}} =$ 120 л/мин, осевой нагрузке 1500 кГс углубка должна составлять не менее 18 см/мин (0,1м/мин = 6,0м/час).

Общее время чистого бурения скважины глубиной 500 м должно составлять не более: $\text{Т}_{\text{о}} = 500/6{,}0 = 83{,}0$ моточаса.

Время работы бурового насоса при промывке скважины $\text{Т}_{\text{Б.Н.}} = \text{Т}_{\text{о}} + \text{Т}_{\text{пр}} = 83 + 4 = 87{,}0$ моточасов.

где, $\text{Т}_{\text{пр}}$ – время на промывку скважины при дохождении бурового снаряда до забоя при спуск подъемах керноприемника и бурового снаряда (до 10% от времени промывки при чистом бурении). В нашем случае, исходя из многолетнего опыта принимаем 4 моточасов.

Расход бурового раствора составит:

$$V_{\text{пог.ж}} = \text{Т}_{\text{Б.Н}} \cdot Q_{\text{пж}} \cdot \text{Т} \quad (3)$$

$V_{\text{пог.ж}} = 87{,}0 \cdot 30 \cdot 60 = 156600$ л $\cdot\, 0{,}001 = 156{,}6$ м^3

При бурении при поглощениях ПЖ (откачку) отработанного раствора потребуется завоз технической водой 17 рейсами с объемом емкости 9 м^3.

При бурении с поглощением бурового раствора потребуется сделать в 3 раза больше количество рейсов. По расчетам можно увидеть, что где источник водоснабжения находится на значительном удалении от участков работ, затраты на дизтопливо и техническое обслуживание автомобилей в 2 раза выше расходов при поглощениях промывочной жидкости. Так же увеличивается расход реагентов в 2 раза.

Ниже рассмотрим расчеты на потребное количество технической воды или бурового раствора при применении рекомендуемой технологии бурения. При прочих равных условиях ведения буровых работ: объем 1 м скважины, заданной проектной глубиной $V_{\text{1м.с}}$=0,0079м^3; глубина скважины L=500м; объем очистной желобной системы $V_{\text{о.с}}$=5,0м^3.

Отсюда необходимое количество бурового раствора для бурения данной скважины составляет 16,89м^3. С учетом потерь (2,0 м^3) в скважине и циркуляционной системе $V_{\text{р}} = 16{,}89 + 2{,}0 = 18{,}89$ м^3.

Потребуется всего 2 рейса водовоза технической воды, объемом емкости 9 м^3.

При сопоставлении расчетов в нормализованных условиях данных по экономии рейсов на перевозку ПЖ или

технической воды (6-2=4 рейсов) преимущество оказывается за рекомендуемой технологией бурения на осадочном комплексе пород.

А) Зумпфы для циркуляции ПЖ и осаждения шлама при действующей технологии бурения на осадочном комплексе пород.

Б) Очистка и циркуляция бурового раствора при рекомендуемой технологии бурения на осадочном комплексе пород.

Масса глины М для бурения заданной скважины

$$\text{М} = m \cdot V, \text{ т} \quad (4)$$

где, m – масса сухой глины для приготовления 1 м^3 раствора, т; V – объем глинистого раствора для бурения заданной скважины, м^3.

Насыпная масса (глина имеет пористость с суммарным объемом пустот = 20%) будет меньше за счет пористости, поэтому

$$M = m \cdot V \cdot 0{,}8$$

Для сопоставления производим расчеты по зашламованию бурового раствора в двух вариантах:

I Вариант. При действующей технологии бурении ДЗЛ-118 при (условной глубине L_c = 500 метров) использование одинарного колонкового набора: без отбора керна $L_{бк}$ =400 м; с отбором керна $L_к$ =100 м

II Вариант. С полным отбором керна ССК HRQC с отбором керна $L_к$ =500 м.

Производим некоторые расчеты:

Определяем объем выбуренных пород ($W_{вп}$) скважины глубиной 500 м при бурении со сплошным забоем долотом марки ДЗЛ-118

$$W_{вп} = W_{бк} + W_к = (A_с \cdot L_{бк}) + (A_к \cdot L_к) \quad (5)$$

$W_{бк} = A_с \cdot L_{бк} = 3{,}14 \cdot 0{,}059^2 \cdot 400{,}0 = 4{,}4\ м^3$

где, $A_с = \pi \cdot r^2$ – сечение скважины.

$A_к = \pi R_к^2 = 3{,}14 \cdot 0{,}072 = 0{,}015 м^2$

$W_к = A_к * L_к = 0{,}015 * 100 = 1{,}54\ м^3$

Объем выбуренной породы при I варианте:

$W_{вп} = 4{,}4 + 1{,}54 = 5{,}94\ м^3$

Определяем объем выбуренных пород ($W_{вп}$) скважиной глубиной 500 м при бурении с полным отбором керна коронкой бурголовки с ПСД резцами использованием ССК HRQC

$$W_{вп} = W_{бк} + W_к = (A_{кп} \cdot L_с) + (A_к \cdot L_к) \quad (6)$$

где,

$$A_{кп} = (\pi R_{нд}^2) - (\pi R_{вд}^2) \quad (7)$$

Здесь, $A_{кп}$ – сечение кольцевого пространства, которое разрушается режущими элементами коронки и расширителя; $R_{нд}$ и $R_{вд}$ – соответственно, наружный и внутренний диаметр кольцевого пространства;

$A_{кп}$ =(3,14·0,0031) – (3,14·0,004) =0,0097-0,0029=0,0069 м^2

$W_{бк} = A_{кп} * L_с = 0{,}0069 \cdot 500{,}0 = 3{,}45\ м^3$

$W_к = A_к \cdot L_к = 0{,}0029 \cdot 500 = 1{,}45 м^3$

$A_к = \pi R^2 = 3{,}14 \cdot 0{,}03052 = 0{,}0029$ м^2

где, $A_к$ – сечение керна.

Объем выбуренной породы при II варианте:

$W_{вп} = 3{,}45 + 1{,}45 = 4{,}9\ м^3$.

Здесь необходимо отметить, что выбуренные породы при получении керна в объеме 1,45 м^3 не превращаются в шлам, а наоборот уменьшают загрязнение ПЖ в объеме 1,45 м^3 с каждой 500-метровой скважины. Керн в объеме 1,45 м^3 не участвует в составе отработанного потока ПЖ, который необходимо под давлением насоса поднять из скважины в виде шлама. Таким образом, объем шлама во II варианте составляет $W_{бк}$ =3,45 м^3.

В табл.1 приведены расчет теоретического ресурса ступенчатой бурголовки с ПДС и его внутреннего долото при комбинированном бурении, что проходка обеспечивается от 505 до 1300 метров, что до 15-20 раз больше, чем проходка с применением МК-112 и ДЗЛ -118 действующей технологии.

Таблица 1 - Расчет теоретического ресурса ступенчатой бурголовки и его внутреннего долото при комбинированном бурении

Коэффициент внутреннего трения— угловой коэффициент., выражающий зависимость сопротивления сдвигу п. от нормального давления. Условно считается показателем сил трения между частицами п. Для песчаных п. изменяется в пределах 0,25 — 0,60, для глинистых — 0,15 — 0,35. Толщина кромки ПДС резца 3,0 мм, Твердость алмаза по Виккерсу 70-100 ГПа, коэффициентом износа при бурении - $\omega_б$. Для ВК8, $\omega_б = 1{,}3 \cdot 10^{-9}$ мм/мм, для ВК6, $\omega_б = 1{,}0 \cdot 10^{-9}$ мм/мм;

Воздействующие силы	Нагрузка на резание-скалывание усилие,	Сила трение (мягкий, ср. твер). К тр -0,25 / К тр -0,43 / К тр -0,6	Сопротивляющегося давление на один ПДС резец при резание-скалывание горных пород, кПа: 1 кПа -0,0101 кгс/см2 / F= 18000; 22000;27000	Затупляемый слой за один оборот одного резца	Длина площадки затупления, мм	интенсивност изнашивания режущего элемента по высоте во времени ih(t), мм/мин: $i_{h(t)} = P_к \cdot a \cdot V_{рез.}^{к} \cdot \omega_б \cdot \pi \cdot d_i \cdot n$							частота вращения	Теоретический ресурс бурголовки TPDC 110H/47,6 и долото BIT PDC 45,6
						контактная прочность породы	абразивность породы	скорость резания	коэффициент износа при бурении	диаметр режущего элемента	частота вращения	интенсивность износа резца		
Формулы	$F_р = \frac{P_{oc}}{tg\gamma_п}$	Fтр =μmg	P=F/S / S= ∫4πHdR	(S/(Fр +Fтр))*10	$B=2\sqrt{R^2-(R-h)^2}$	**Pк**	**a**	$V_{рез.кр} = \frac{T_{кр}}{P_к}$	**ω**	***di***	***n***	**ih(t)**	***n***	((((A+B)/ih(t))*n)*h/1000)*Np
ед изм.	кгс.см	кгс.см	кгс/см2	**мм**	мм	МПа	мм2*с / Нм	м/сек	мм/мм	мм	об/мин	**мм/мин**	об/мин	**пог. м**
Бурголовка						**Бурголовка**								
Мягкие (I-III)			14,9 кПа 150,7 мм2 или											
	183456	45864	0,1009	**4,39997E-06**	**8,66**	960	19	1,90	1,30E-09	10	120	**5,41E-02**	120	**1,30E+03**
Средне-твердые (IV-VIII)			18,2 кПа 150,7 мм2 или											
	224224	96416	0,1234	**3,84855E-06**	**8,66**	1270	21	1,3	1,30E-09	10	180	**8,11E-02**	180	**1,09E+03**
Твердые (IX-XII)			22,4 кПа 150,7 мм2 или											
	275184	165110	0,152	**3,45224E-06**	**8,66**	1780	30	0,8	1,30E-09	10	240	**1,33E-01**	240	**6,32E+02**
Для внутреннего долото						**Для внутреннего долото**								
Мягкие (I-III)			47,8 кПа 125,6 мм2 или											
	183456	45864	0,388	**1,69196E-05**	**8,66**	960	19	1,90	1,30E-09	10	120	**5,41E-02**	120	**1,04E+03**
Средне-твердые (IV-VIII			58,4 кПа 125,6 мм2											
	224224	96416	0,474	**1,47829E-05**	**8,66**	1270	21	1,3	1,30E-09	10	180	**8,11E-02**	180	**1,04E+03**
Твердые (IX-XII)			71,7 кПа 125,6 мм2 или											
	275184	165110	0,582	**1,32184E-05**	**8,66**	1780	30	0,8	1,30E-09	10	240	**1,33E-01**	240	**8,42E+02**
Совместная работа бурголовки с внутренней долотом						**Совместная работа бурголовки с внутренней долотом**								
Мягкие (I-III)			11,4 кПа 138,2 мм2 или											
	183456	45864	0,084	**3,663E-06**	**8,66**	960	19	1,90	1,30E-09	10	120	**5,41E-02**	120	**1,30E+03**
Средне-твердые (IV-VIII			13,9 кПа 138,2 мм2 или											
	224224	96416	0,103	**3,21233E-06**	**8,66**	1270	21	1,3	1,30E-09	10	180	**8,11E-02**	180	**9,34E+02**
Твердые (IX-XII)			17,1 кПа 138,2 мм2 или											
	275184	165110	0,126	**2,86172E-06**	**8,66**	1780	30	0,8	1,30E-09	10	240	**1,33E-01**	240	**5,05E+02**

В табл. 2 следует, что при внедрении рекомендуемой технологии на каждой
скважине глубиной 500 м имеем следующее ресурсосбережение по растворному хозяйству:
объем глинистого раствора меньше на 11,55 м^3;
масса глины для приготовления 1м^3 глинистого раствора меньше на 1,84т;
количество выделяемого шлама меньше на 3,2 м^3.

При расчете экономии ресурсов отражается на сводном расчете стоимости 1 пог.м бурения скважины. Как в расчетах видно, что на бурение одной 500-метровой скважины сэкономим 11,55 м^3 глинистого раствора, это явно сказывается в мероприятиях ресурсосбережения и его логистикой и в конечном результате удешевить расходы ТМЦ и ГСМ при больших объемах бурение в течение отчетного года. Здесь необходимо отметить, что на объектах такие как, Бахалы, Жонгельды, Акбайтал, Алдаберген перевозка технической воды осуществляется минимально 45км, максимально 85 км. В некоторых объектах планируется бурение гидрогеологических скважин для обеспечения технической водой. В итоге все это приводят к удорожанию бурового процесса, и часто зафиксируется простоев из-за отсутствия технической воды на общем балансе рабочего времени буровых бригад.

Таблица 2 - Сопоставление полученных данных

При действующей технологии, диаметр 118 мм, глубина - 500 м		**При рекомендуемой технологии, диаметр 105 мм, глубина - 500 м**	
Объем глинистого раствора, м^3			
V = V1 + V2 + V3	75,9	V = V1 + V2 + V3	64,35
V1=Дср*Н	60	V1=Дср*Н	55
V2=(8+10)/2	9	V2=(2+5)/2	3,5
V3=((V1+V2)*10)/100	6,9	V3=((V1+V2)*10)/100	5,85
Объем глины для приготовления 1 м^3 глинистого раствора			
Vг= Рр - Рв/ Рг - Рв)	0,08	Vг= Рр - Рв/ Рг - Рв)	0,08
Масса глины, т			
m=Vг*Рг	0,20	m=Vг*Рг	0,20
М= mV*0,8	11,84	М= mV*0,8	10,0
Количество выделяемого шлама, м^3			
Qш=М/Рг +Wвп	10,5	Qш=(М/Рг +Wвп)-Wк	7,3

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Инновационные подходы к конструированию высокоэффективного породоразрушающего инструмента/А.Я. Третьяк, В.В. Попов, А.Н. Гроссу, К.А. Борисов // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2017 – № 8. – с. 225–230.

2 Нескоромных В.В., Борисов К.И. Аналитическое исследование процесса резания скалывания горной породы долотом с резцами PDC // Известия Томского политехнического университета. – 2013. – Т. 323. – № 1. – с. 191–195.

3 Муратов Н.Д., Жаббаров Б.Н. Математические расчеты по определению ресурса проходки ступенчатой бурголовки оснащенной фиксированными ПДС резцами. Konchilik mashinalari va texnologiyalari, T.№3 2023, c. 3-8

УДК 622.276

ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРЫВА ПЛАСТА ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УГЛЕВОДОРОДОВ С НИЗКОПРОНИЦАЕМЫМИ КОЛЛЕКТОРАМИ

А.Х.Агзамов[1], С.А.Аббасова[2], О.П.Матниязов[2], С.А.Агзамова[2]

[1]Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Узбекистан

[2]Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

В последнее время на всех нефтегазоносных регионах Узбекистана, наблюдается тенденция роста глубины залегания продуктивных горизонтов, уменьшение размеров структур, осложнения геолого-физических условий залежей углеводородов связанной с неоднородностью (высокой расчленённостью разреза и низким коэффициентом песчанистости) и пониженными фильтрационно-емкостными свойствами коллекторов. Вследствие чего традиционные подходы разработанные с условием эксплуатации пластов с однородными коллекторами и высокими фильтрационными характеристиками не обеспечивают прогнозные технико-экономические показатели в новых осложненных геолого-физических условиях.

Решению различных вопросов рациональной разработки месторождений с осложненными геолого-физическими условиями посвящены многочисленные исследования, в том числе [14, 16, 17, 18, 19, 20 и др.]. Однако, в этих работах практически нет рекомендаций по выбору рациональной системы разработки для месторождений с

низкими фильтрационно-емкостными свойствами, состоящих из многочисленных малоамплитудных локальных поднятий.

Данная проблема особенно актуальна и востребована для новых газоконденсатных месторождений Бешкентского прогиба Бухаро-Хивинского региона Узбекистана, которые характеризуются рядом осложняющих процесс разработки факторов: низкими фильтрационно-ёмкостными свойствами коллекторов, наличием на площади газоносности многочисленных локальных поднятий и др. [1, 2, 3, 4 и др.].

Газоконденсатное месторождение Кирккулоч открыто в 1997 году по результатам бурения и испытания поисковой скважины №1, из которой в результате опробования получен промышленный приток газа дебитом $Q_г$=156.4 тыс. м^3/сут. Промышленная газоносность связана с карбонатными отложениями (известняками) верхнеюрского возраста (XV + XVa горизонты). Промышленная разработка месторождения началась в 2020 году. Основной объём коллекторов приурочен к XVa горизонту, в перекрывающем XV горизонте коллектора присутствуют в ограниченном объёме. Структура Кирккулоч представляет собой многокупольную брахиантиклиналь северо-восточного простирания, осложненную с севера, северо-востока тектоническим нарушением типа «надвиг» амплитудой порядка 60 м; размеры складки по замыкающей изогипсе -3542 м 4.0 х 3.3 км, амплитуда 109 м, площадь газовой залежи составляет 9,6 км^2.

По состоянию на 01.01.2023 г. на месторождении пробурено 6 поисковых и разведочных скважин. На вышеперечисленных скважинах были проведены газодинамические исследования результаты которых приведены в табл.1.

Динамика основных технологических показателей разработки месторождения Кирккулоч представлена на рис.1.

Как видно из представленного графика, при вводе скважин из бурения стартовые дебиты составляют 120-350 тыс. м^3/сут, но далее стремительно снижаются. Так, например, при вводе скважины №4 в сентябре и скважины №1 в октябре 2020 года наблюдается пиковая добыча по месторождению, которая далее стремительно падает до 2 млн. м^3.

Таблица 1 - Результаты ГДИ на скважинах месторождения Кирккулоч

№№ сква-жины	Дата Исследо-вания	Интервал перфорации, м	Диаметр штуцера, мм	Давление, кгс/см^2		Дебит газа, тыс. м^3/сутки		Коэфф. фильтрационных сопротивлений		
				Рпл.	Рзаб	на режимах	абс. своб. дебит	A	B	C
1	05.11.2020г	3940-3930 3913-3903 3873-3860 3841-3823	10	345,0	126,5	108,8	384,7	40	0,7	96000
			12		106,7	126,2				
			14		87,1	142,4				
4	05.11.2020г	3822-3782	6	340	176,4	40,1	271,7	45	1,4	82000
			8		169,7	60,2				
			10		160,8	75,4				
5	28.11.2021г	3660-3786	10	219,7	102	101,17	150,7	84,5	1,59	19707
			12		85	111,81				
			14		74	119,42				

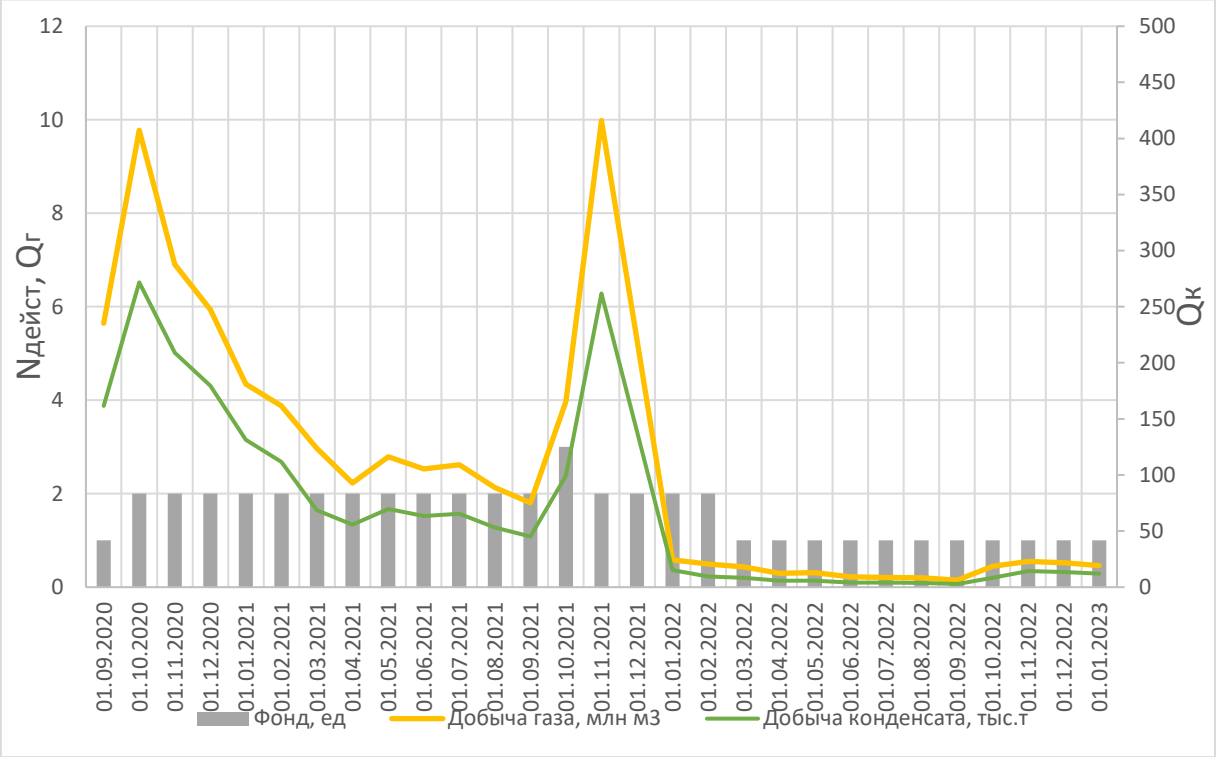


Рисунок 1- Динамика технологических показателей разработки месторождения Кирккулоч

К октябрю 2021 года вводится скважина № 5, но скважину № 1 останавливают при дебите 35 тыс. м^3/сут, в ожидании капитального ремонта. При вводе скважине № 5 также наблюдается пиковый рост добычи по месторождению. Анализируя промысловые данные, можно сделать вывод, что по вскрытому разрезу все скважины находятся в зоне пропластков с низкими фильтрационно-емкостными показателями. Ввиду этого при опробовании скважин получали либо слабые притоки газа, либо приток отсутствовал. Для получения промышленного притока на каждой скважине проведен кислотный ГРП, действие которого длилось от 3 до 6 месяцев, а далее дебит на скважинах падает до 20-40 тыс. м^3/сут.

Согласно отчетным данным, на 01.01.2023 г. из месторождения извлечено 76.7 млн. м^3 свободного газа и 2.08 тыс.т. конденсата. Текущий коэффициент извлечения газа (КИГ) и конденсата (КИК) по месторождению составляет соответственно 0.046 и 0.035 д.ед.

Для выбора стратегии и выбора оптимального варианта разработки газоконденсатного месторождения Кирккулоч применены методы геологического и гидродинамического моделирования.

При создании геологической сетки учитывались два основных фактора – геологическое строение пласта и степень разбуренности месторождения.

Для всей структурной модели выделен 1 сегмент (блок) – основная разбуренная часть структуры в центральной части месторождения и за разломом северо-западная часть, в которой отсутствуют запасы УВ, не была включена в геологическую модель.

Обоснование эффективной системы разработки газоконденсатного месторождения Кирккулоч решена путем сопоставления основных показателей эксплуатации различных вариантов. Как известно процесс создания трехмерных цифровых геолого-технических моделей месторождений углеводородов состоит из нескольких последовательных этапов с применением характерных методов, проведением соответствующих процедур и получением промежуточных результатов. В настоящее время эта последовательность представляет собой относительно устойчивую и регламентированную схему действий [10, 11, 12, 14, 15,19, 20 и др.].

Создание фильтрационных моделей и имитация процесса разработки осуществлялись на базе следующих компьютерных технологий:

1. Пакет Дизайнер Моделей tNavigator компании Rock Flow Dynamics (RFD).
2. Пакет Расчет tNavigator компании RFD.

Адаптация гидродинамической модели осуществлена путем настройки её параметров (относительной фазовой проницаемости свойств призабойной зоны пласта и т.д.) до совпадения расчётных и фактических данных по истории разработки – давления и отборов газа [4, 10, 11, 12 и др.]. В качестве управляющего параметра в ГДМ для добывающих газовых скважин был задан дебит GRAT.

Нами адаптация созданной гидродинамической модели проведена путем сопоставления начальных запасов газа, фактической и расчетной текущих и накопленных отборов газа, динамики пластового, забойного и устьевого давления.

Опытом разработки месторождений углеводородов доказано, что гидродинамическая связь в объеме карбонатной толщи обеспечивается трещиноватостью пород, широко развитой в отложениях верхне-среднеюрской карбонатной формации в пределах Бешкентского прогиба Бухаро-Хивинского региона [1, 3, 4, 5 и др.]. При этом

продуктивные горизонты XV и XVa представляют собой единую газоконденсатную залежь с общим газоводяным контактом, поэтому рассмотрены как единый эксплуатационный объект.

Расчеты технологических показателей разработки газоконденсатного месторождения Киркулоч выполнены в стимуляторе tNavigator компании Rock Flow Dynamics.

На основе фильтрационной модели произведены расчеты по оценке коэффициента извлечения углеводородов. Всего рассмотрены 4 варианта разработки, предусматривающие выработку запасов углеводородов продуктивных залежей как существующим фондом скважин, так и путем бурения новых эксплуатационных скважин, а также реализация геолого-технических мероприятий (кислотный гидравлический разрыв пласта).

Базовый вариант предполагает эксплуатацию месторождения с вводом скважины № 6 из бурения, и продолжить разработку с общим действующим фондом – 2 ед.

Расчеты выполнены до 2036 г. Максимальная годовая добыча газа по данному варианту отмечается в 2024 г. и составляет 45.5 млн. м^3 . Накопленная добыча газа за прогнозный период составляет 139.7 млн. м^3, накопленная добыча конденсата – 3.7 тыс.т. Конечный КИГ составит 0.13, конечный КИК – 0.1.

В варианте 1 предусматривается увеличение действующего фонда до 4 ед., за счет бурения и КРС скважин.

Расчеты показали, что максимальная годовая добыча газа будет достигнута в 2024 г. и составит 155.06 млн м^3. Накопленная добыча газа по варианту 1 за прогнозный период составляет 590.8 млн м^3, накопленная добыча конденсата – 14.56 тыс. т. Конечный КИГ по месторождению составит – 0.4, конечный КИК – 0.28.

Вариант 2 предусматривает мероприятия варианта 1, а также дополнительное бурение в участках концентрации остаточных запасов по результатам расчета варианта 1.

Как показали проведенные расчеты, максимальная годовая добыча газа отмечается в 2025 г. и составляет 248.9 млн м^3. Накопленная добыча газа по варианту за прогнозный период составляет 962.37 млн м^3, накопленная добыча конденсата – 23.81 тыс. т. Конечный КИГ по месторождению составляет – 0.63, конечный КИК – 0.43.

Вариант 3 предусматривает мероприятия варианта 2, а также в целях достижения максимального значения КИГ ещё большее уплотнение сетки скважин в местах концентрации остаточных запасов по результатам расчета варианта 2.

Как показали проведенные расчеты, максимальная годовая добыча газа отмечается в 2026 г. и составляет 218.53 млн м^3. Накопленная добыча газа по варианту за прогнозный период составляет 989.53 млн м^3, накопленная добыча конденсата – 23.88 тыс. т. Конечный КИГ по месторождению составляет – 0.65, конечный КИК – 0,43.

Схема расположения проектных скважин приведена на рис.2. Из него видно, что структура Киркулоч состоит из многочисленных гидродинамически связанных локальных поднятий, а проектные скважины расположены в основном на сводовых частях этих поднятий.

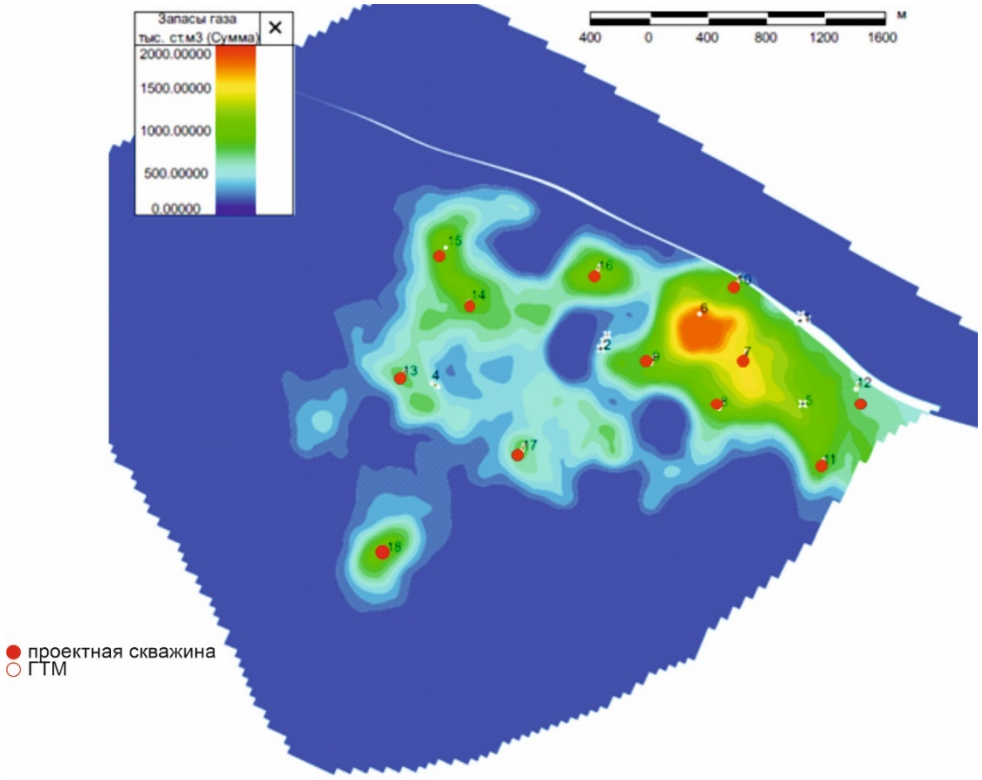


Рисунок 2 - Схема расположения проектных скважин на карте начальных запасов газа.

В целях обоснования выводов по результатам проведенных исследований составлена табл. 2, где приведены сопоставления основных технологических показателей разработки газоконденсатного месторождения Киркулоч по рассмотренным вариантам.

Таблица 2

Показатель	Базовый вариант	Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3
Текущий действующий фонд скважин, шт.	1			
Бурение скважин	1	2	8	13
КРС, ед	-	1	1	1
Накопленная добыча газа с начала разработки, млн $м^3$	139.70	590.80	962.37	989.53
Накопленная добыча конденсата с начала разработки, тыс. т	3.73	14.56	23.81	23.88
КИГ, д.е	0.13	0.40	0.63	0.65
КИК, д.е	0.10	0.28	0.43	0.43
Удельный отбор газа на 1 скважину, млн $м^3$	139.7	196.9	106.9	70.7

На основе анализа полученных результатов сформулированы следующие выводы:

– на месторождениях с низкими коллекторскими свойствами и состоящих из многочисленных локальных поднятий КИГ во многом определяется плотностью сетки и месторасположением скважин;

– после достижения определенной плотности сетки скважин удельный отбор на 1 скважину начинает снижаться, что связано с интерференцией между скважинами. На наш взгляд высокая интерференция скважин во многом объясняется кислотным гидравлическим разрывом пласта;

– разработка месторождения с проведением кислотного гидравлического разрыва пласта приводит к характерной динамике добыче газа, с высоким начальным дебитом и относительно непродолжительным периодом эксплуатации скважин;

– распределение запасов и КИГ по площади газоносности носит неравномерный характер ввиду многочисленных локальных поднятий различной амплитуды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Agzamov A.A., Abbasova S.A., Nasymkhanov L.N., Agzamova S.A. Analysis of the oil recovery factor for various development systems of the Southern Kemachi oil and gas condensate field // Technical science and innovation, 2023 - № 2 (16) – P. 80-90.

2 Агзамов А.Х., Ибрагимов Х.Р., Аббасова С.А. Повышение эффективности геологоразведочных работ на территории Култан-Камашинского инвестиционного блока углеводородного сырья на базе инновационных технологий // Research and Education. http://sjifactor.com/passport.php?id=22258 . December, 2022 – P. 188-192.

3 Аббасова С.А., Хаитов О.Г., Мухаммадиев Х.М., Агзамова С. А. Анализ причин низкой эффективности разработки газоконденсатного месторождения Северный Нишан // Горный вестник Узбекистана, 2023. - №2 (93)- с.35-40.

4 Аббасова С.А. Метод адаптации гидродинамической модели газоконденсатных месторождений в условиях отсутствия информации по добыче газа // «O'ZBEKISTON NEFT VA GAZ» Илмий техника журнали, 2023.-№4.-с. 9-14.

5 Керимов В.Ю., Бахтизин Р.Н., Донцова К.И., Салихова И.М. Моделирование месторождений и залежей нефти и газа для решения задач разведки и разработки // Транспорт и хранение нефтепродуктов и углеводородности сырья. https://doi.org/10 24411/0 131-4270-2018-10307.

6 Hantsher T., Kauerauf A. Fundamentals of Basin and Petroleum systems Modelling. -London, 2009.-476 p.

7 Нургатин Р.И., Лысов Б.А. Применение 3D моделирования в нефтегазовой отрасли // Известия Сибирского отделения Секции наук о Земле РАЕН, 2014.-№1 (44). – с.66-73.

8 Сыртланов В.Р., Майсюк Д.М., Лебедева Е.В. Опыт применения гидродинамического моделирования при мониторинге разработки месторождений// Нефтяное хозяйство, 2008. -№2.- с.54-57.

9 Каневская Р.Д. Математическое моделирование гидродинамических процессов разработки месторождений углеводородов. -М.- Ижевск: Институт компьютерных исследований, 2003.-128 с.

10 Никитин Б.А., Захаров И.В., Захаров О.В. Создание постоянно действующих систем моделирования месторождений с использованием высокопроизводительных компьютерных вычислений //Нефтепромысловое дело, 2015.-№5.-с.59-64.

11 Плынин В.В. Четыре принципа корректной адаптации гидродинамической модели к промысловым данным // Нефтяное хозяйство, 2006.-№10.-с.50-56.

12 Степанов А.В., Сурков А.Ю., Басыров М.А., Кундин А.С. Анализ неопределенностей на примере адаптации модели реального месторождения //Нефтепромысловое дело, 2013. -№2.-с.8-12.

13 Батурин А.Ю., Посохова В.Н. Обеспечение адекватности фильтрационной модели начальному состоянию залежи на стадии упрощения детальной геологической модели // Нефтяное хозяйство, 2007.-№7. с.128-131.

14 Майер В.П. Гидродинамическая модель фильтрации нефти, газа и воды в пористой среде. – Екатеринбург: Путиведь, 2000.-220 с.

15 Применение новых подходов при разбуривании сложно построенных пластов Берегового месторождения/ С.Ю.Нимчук, А.Ю. Орлов, А.С. Щетинин и др.// Нефтепромысловое дело. 2020. -№9 (621). -С.58-66.

16 Оценка степени влияния плотности стенки скважин на коэффициент нефтеизвлечения подгазовых нефтяных залежей/ О.Г. Хайитов, Н.К. Набиева, Ш.Н. Махмудов и др.// Известия вузов. Горный журнал, 2013. №6-С.46-49.

17 Некоторые проблемы рациональной разработки газоконденсатных месторождений и увеличение добыча конденсата/ П.К. Азимов, Э.К. Ирматов, Ж.М. Шарапов и др.//Узбекский журнал нефти и газа, 2007.-№3. – С.27-29.

18 Лысенко В.Д. Зависимость нефтегазоотдачи пластов от плотности сетки скважин//Нефтегазопромысловое дело. - Москва, 2006. №6-С.15-18.

19 Полудень И.А. Влияние погрешностей в расчетах коэффициента сетки на показатели разработки месторождения// Нефтегазопромысловое дело., 1980. -№3.-С.34-37.

20 Юдин Е.В., Лубнин А.А., Рощектаев А.П. Оценка коэффициента охвата сеткой с использованием данных эксплуатации скважин//Территория «Нефтегаз». 2011. - №4.- С.40-45.

УДК 622.276.1/4

МЕТОД АДАПТАЦИИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ОТСУТСТВИЯ ИНФОРМАЦИИ ПО ДОБЫЧЕ ГАЗА

С.А. Аббасова

Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

В настоящее время разработка месторождений углеводородов осуществляется на основе трёхмерного геологического и гидродинамического моделирования. Гидродинамические модели месторождений углеводородов, полученные на основе геологических моделей требуют коррекции фильтрационно-емкостных параметров для повторения истории разработки. Процесс расчетов по восстановлению истории разработки на гидродинамических симуляторах с целью приближения результатов моделирования к промысловым данным называют «history matching» или «адаптация модели к промысловым данным» [1, 2].

На основе накопленного опыта построения гидродинамических моделей сформулированы три принципа проектной адаптации гидродинамических моделей к промысловым данным [3, 4]:

1) фактические, промысловые данные не могут быть изменены или отбракованы после начала процесса адаптации;

2) отклонения между расчетными и фактическими промысловыми данными в течении истории разработки должен быть минимальным;

3) коэффициент жесткости гидродинамической модели должен быть больше единицы.

Выполнение этих принципов позволяют избежать некоторых распространённых ошибок и заблуждений, возникающих в практической работе.

При решении задач гидродинмической теории фильтрации выделяют прямые и обратные задачи. Важнейшие прямые активные задачи – задачи определения полей давлений, нефте- и газонасыщенности и водонасыщенности в пласте – объекте разработки с системой скважин. Важнейшие прямые пассивные задачи – определение конфигурации подвижной границы нефтяной или газовой зоны и скорости их продвижения с целью установления сроков прорыва вытесняющего флюида в скважины и вычисления текущего коэффициентов извлечения нефти или газа. «Активные» обратные задачи – задачи управления, регулирования процесса разработки пласта или месторождения.

Для построения геологических и гидродинамических моделей, адекватных реальным объектам, необходим большой объем достоверных исходных данных. Все известные компьютерные системы моделирования исходят из наличия таких данных. Для построения геологических моделей необходимы данные сейсморазведки и исследований промысловой геофизики, результаты их интерпретации, данные инклинометрии скважин, количественные определения коэффициента пористости, проницаемости, водонасыщенности и качественные исследования и описание керна, сведения о составах и минерализации грунтовых вод [8]. Для построение гидродинамических моделей необходимы результаты интерпретации исследований керна, помесячная история разработки месторождения, режимы работы и забойные давления скважин.

Однако на практике вследствие объективных и субъективных причин нередки случаи недостаточности или отсутствия необходимых исходных данных для построения геологических и гидродинамических моделей. Например, ряд месторождений находятся и разрабатываются различными недропользователями, а часть некоторых находятся на территории сопредельных стран, что является причиной отсутствия информации по значительной части объекта моделирования.

Рассмотрим решение этой проблемы на примере газоконденсатного месторождения Эрназар, открытого в 2009 г. и введенного в опытно-промышленную эксплуатацию в 2010 г. Часть данного месторождения находится за пределами территории Республики Узбекистан по которой не имеется геолого-промысловая информация для построения геолого-гидродинамической модели.

Показатели разработки газоконденсатного месторождения Эрназар по состоянию на 01.06.2023 г.:

– общий фонд пробуренных скважин – 16 ед., в том числе действующих – 8 ед., в капитальном ремонте – 1 ед., в ожидании капитального ремонта – 1 ед., контрольные – 5 ед., ликвидированные – 1 ед.;

– накопленная добыча газа – 3734.8 млн.м^3.;

– накопленная добыча конденсата – 126.3 тыс.т.;

– текущий дебит газа по месторождению – 243.3 тыс.м^3/сут;

– текущий дебит конденсата по месторождению – 6.1 т/сут;
– текущий коэффициент извлечения газа – 0.569;
– текущий коэффициент извлечения конденсата – 0.528;

С использованием программного продукта «Petrel» построена геологическая модель и составлена карта распределения начальных запасов газа по площади газоносности (рис.1).

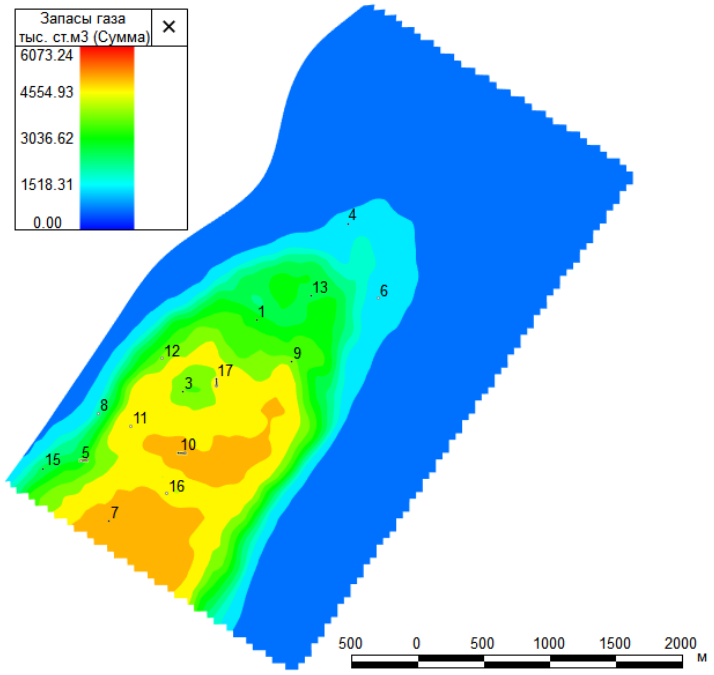


Рисунок 1 - Карта распределения начальных запасов газа месторождения Эрназар.

По результатам построенной геологической модели подсчитаны начальные запасы газа, объемы которого расходятся от величины утвержденных, подсчитанных объемным методом, менее 1%, что свидетельствует о высокой достоверности созданной геологической модели газоконденсатного месторождения Эрназар.

На основе созданной геологической модели с использованием гидродинамического симулятора «Eclipse» от Schlumberger построена гидродинамическая (фильтрационная) модель газоконденсатного месторождения Эрназар.

Адаптация гидродинамической модели с фактическими показателями осуществлено по динамике пластового давления. Сопоставление расчетного и фактического пластового давления показывает на значительное их расхождение (рис. 2). Основной причиной такого большого расхождения, при достоверности начальных запасов газа, может быть объяснено перетоком и отбором газа на заграничной зоне месторождения (рис.3).

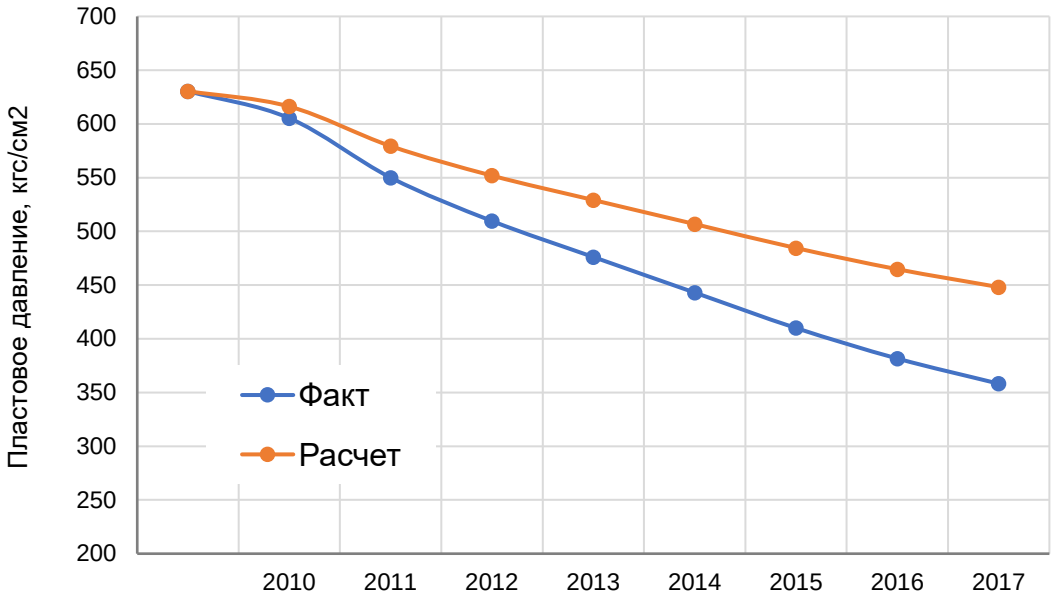


Рисунок 2 - Сопоставление величины расчетного и фактического пластового давления месторождения Эрназар.

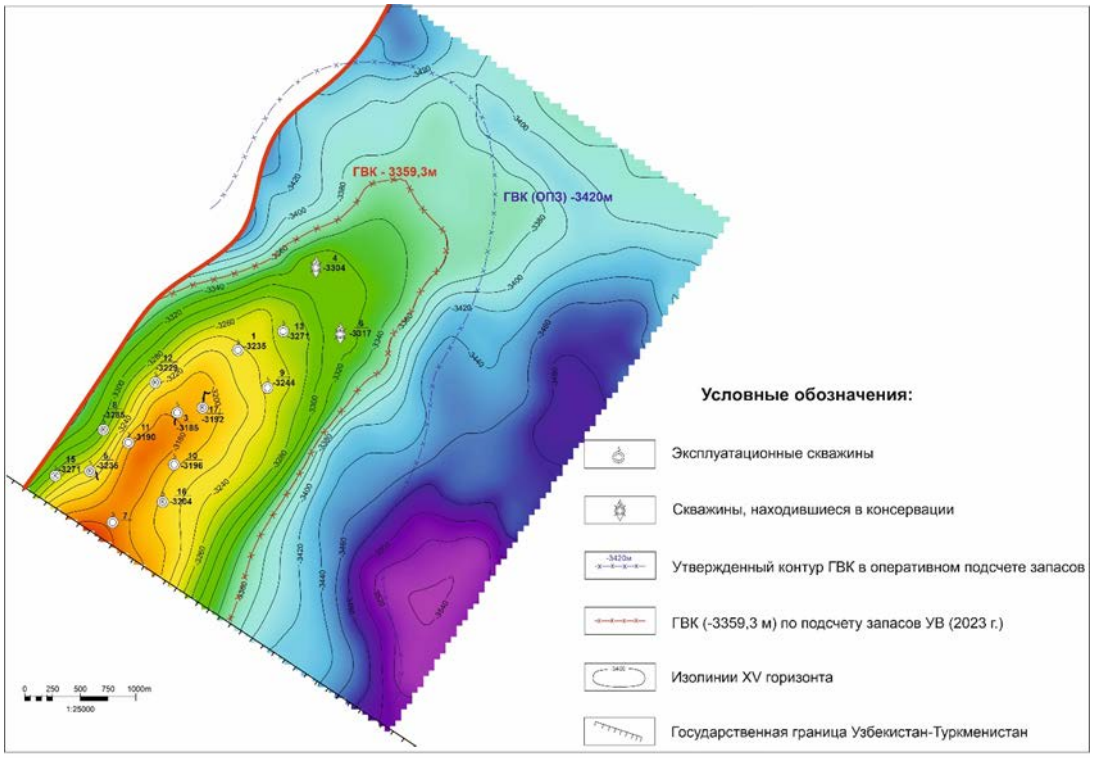


Рисунок 3 - Структурная карта по кровле XV горизонта месторождения Эрназар

В связи этим по величине расхождения пластового давления, методом материального баланса были определены годовые и накопленные объемы газа, соответствующие фактическому изменению пластового давления по годам разработки (рис. 4).

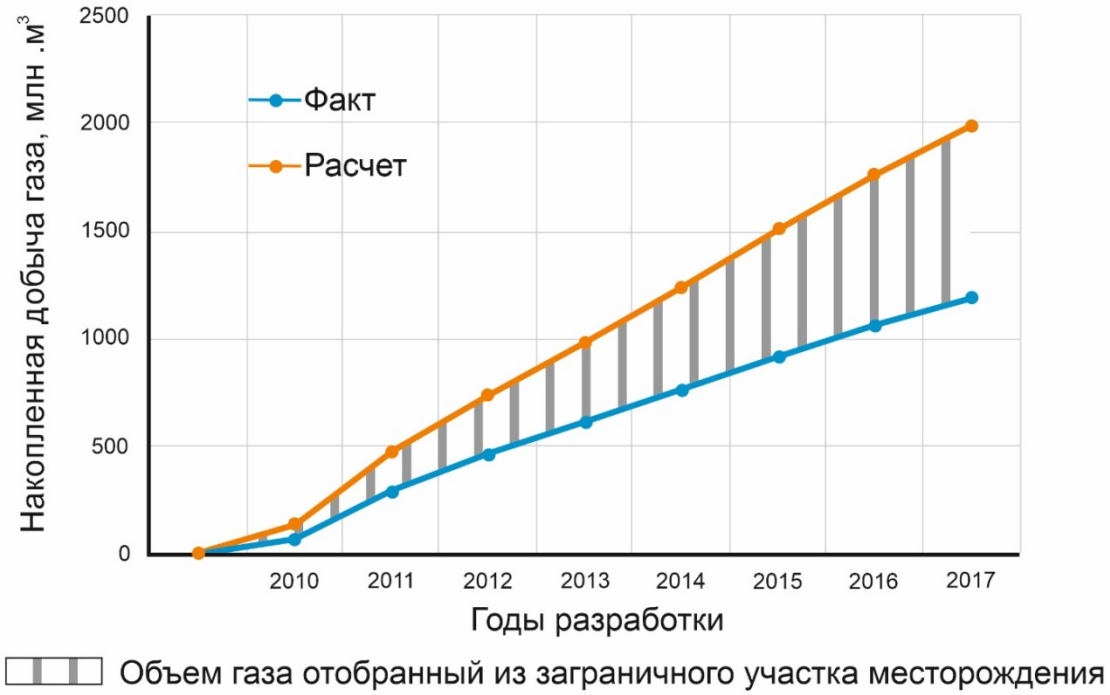


Рисунок 4 - Сопоставление расчетной и фактической добычи газа.

Результаты расчетов методом материального баланса показывает, что расхождение расчетной и фактической накопленной добычи газа за рассматриваемый период разработки (2010-2017 гг.) составило 793 млн. м^3. Разница расчетной и фактической накопленной добычи газа 33.4%, что свидетельствует о существенном влиянии недостающих данных по отбору газа из заграничной части месторождения. Высокая достоверность примененного метода адаптации гидродинамической модели к истории разработки подтверждается высокой корреляционной зависимостью между расчетной и фактической наколенной добычей газа не только по месторождению, но и отдельно по каждой скважине (рис.5).

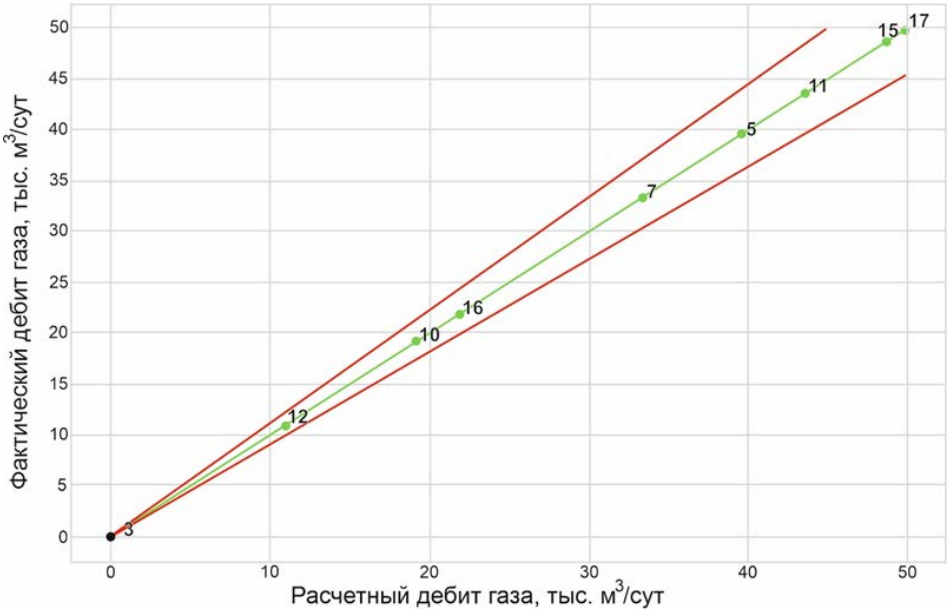


Рисунок 5 - Зависимость расчетной и фактической добычи газа.

Полученные результаты позволяют рекомендовать использованный метод адаптации расчетной к фактической добыче газа при создании гидродинамических моделей газоконденсатных месторождений, разрабатываемых в аналогичных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Плынин В.В. Четыре принципа корректной адаптации гидродинамической модели к промысловым данным//Нефтяное хозяйство, 2006. - №10.-С.50-56.

2 Батурин А.Ю., Посохова В.Н. Обеспечение адекватности фильтрационной модели начальному состоянию залежи на стадии упрощенной детальной геологической модели// Нефтяное хозяйство, 2007. - №7. С. 128-131.

3 Анализ неопределённостей на примере адаптации модели реального месторождения//Нефтепромысловое дело, 2013.- №2.-С.8-12.

4 Cheng Hao, Wen Xian-Huan, William Milliken, Datta-Gupta Akhil// Field Experiences with Assisted and Automatic History Matching Using Streamline Models//SPE 89957.Houston, Sep. 26-29. 2004.

5 Регламент по созданию постояннодействующих геолого-технологических моделей нефтяных месторождений: РД 153-39.0-047-00.

6 Mattax C. C. and Dalton R. L. Reservoir Simulation, SPE, Monograph, Vol.13, Henry L. Daherty Series, 2000.

7 Danil Denisovich Filippov; Boris Vasilievich Vasekin; Dmitry Yurievich Maksimov; Dmitry Alexandrovich Mitrushkin; Margarita Aleksandrovna Mezentseva; Vera Viktorovna Shcherbina; Alexei Petrovich Roshchektayev// Novel Approach to Detailed Flow Modeling in Fractured Reservoirs Using Adaptive PEBI Grids// SPE-201960-MS. October 26 2020. https://doi.org/10.2118/201960-MS

8 Гладков, Е. А. Геологическое и гидродинамическое моделирование месторождений нефти и газа: Учебное пособие / Е. А. Гладков; Томский политехнический университет. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2012. – 99 с.

УДК 622.276

АНАЛИЗ ПРИЧИН НИЗКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ НЕФТЕГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЮЖНЫЙ КЕМАЧИ

А.Х.Агзамов[1], С.А.Аббасова[2], С.А.Агзамова[2], О.У.Раззаков[2], Л.Н.Насимхонов[2]
[1]Каршинский инженерно-экономический институт, г.Карши Узбекистан
[2]Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Эффективность разработки залежей нефти во многом определяется режимом работы пласта. Для чисто нефтяных залежей в настоящее время выделяются следующие: водонапорный, упруговодонапорный, режим растворённого газа и гравитационный. При этом во всех режимах по мере снижения пластового давления проявляются упругие силы нефти, воды и пород продуктивного пласта. Считается, что упругие силы не являются определяющими и не играют существенную роль в процессе извлечения нефти [9, 14, 15 и др.]

Более сложенный процесс происходит в нефтегазоконденсатных залежах, в которых нефтяная часть небольшой толщины находятся под газовой частью большой толщины и по всей площади нефтеносности подстилаются

подошвенными водами. В этих случаях на процесс извлечения нефти влияет комплекс различных режимов: газонапорный, водонапорный и растворенного газа [14, 15, 6, 11, 16 и др.]

В связи с этим, определение количества нефти за счёт различных режимов имеет важное научно-практическое значение, т.к. позволяет более обосновано прогнозировать технологические показатели разработки месторождения.

Поставленная задача рассмотрена на материалах нефтегазоконденсатного месторождения Южный Кемачи, расположенного в Бухаро-Хивинском нефтегазоносном регионе Республики Узбекистан.

К отложениям XV-HP и XV-P горизонтов месторождения Южный Кемачи приурочена массивная газовая залежь, размерами 3.7 – 4.6 км х 11.5 км, высотой 130 м, площадью газоносности 46.5 км^2, среднее положение газонефтяного контакта (ГНК) принято на абсолютной отметке -2061 м, и массивная нефтяная подгазовая залежь, размерами 3.9-4.8 км х 11.5 км, высотой 10 м, площадью нефтеносности 47.8 км^2, среднее положение водонефтяного контакта (ВНК) принято на абсолютной отметке -2071 м (рис.1). Сведения о параметрах залежей и их характеристиках приведены в табл.1.

Из приведённых данных видно, что основной объём коллекторов сосредоточен на рифовой части разреза, являющейся почти полностью проницаемой (доля эффективной толщины 90%, доля проницаемого керна 95%) толщей высокопористых известняков (средней пористостью – 16.7 %).

Объём коллекторов в надрифовой части разреза значительно меньше, чем в рифовой (доля эффективной толщины 33%, доля проницаемого керна 61%), уменьшается (среднее значение пористости – 13.3%) по сравнению с коллекторами рифовых отложений.

Как в рифовой, так и надрифовой частях разреза изучение результатов лабораторных исследований керна и промыслово-геофизической характеристики свидетельствует о наличии карбонатных коллекторов (известняков) с гранулярным типом пористости.

Анализ результатов исследования керна также показал, что разрез месторождения по типу коллектора неоднороден. Так, XV-P горизонт представлен рифогенными образованиями, в которых преимущественно развит порово-кавернозый тип коллектора. Горизонт XV-HP характеризуется чередованием плотных и пористых разностей известняков. Коллекторами здесь также являются карбонаты, по строению порового пространства, тяготеющие к поровому типу. Проявление процессов выщелачивания в XV-HP горизонте отмечается довольно редко (отдельные образцы), в то время как в горизонте XV-P кавернозность развита повсеместно, как по площади, так и по разрезу, особенно в верхней части рифового массива [1, 2, 10].

Таблица 1 - Сведения о параметрах залежей и их характеристиках

Наименование показателя	**Газовая залежь**	**Нефтяная залежь**
Глубина залегания продуктивных пластов, м (относительная отметка)	2186 - 2308	2309 -2347
Положение ГНК, ВНК, м, (абсолютная отметка)	-2061	-2071
Размеры залежи, м: длина, ширина, высота	11500 3700 – 4600 130	11500 3900 – 4800 10
Площадь газоносности и нефтеносности, км^2	46.47	47.83
Тип залежи	Пластово-массивный	массивный

Нефтегазоконденсатное месторождение Южный Кемачи с 1978 г. по 1992 г. находилось в опытно-промышленной эксплуатации. Длительный срок опытно-промышленной эксплуатации был связан с задержкой обустройства месторождения.

Для достижения относительно более высокого коэффициента извлечения нефти на нефтегазоконденсатном месторождении Южный Кемачи первоначально была реализована система разработки с опережающим отбором нефти при консервации газа газовой шапки [3, 4, 5]. Реализация данной системы разработки месторождения показала, что при небольших толщинах нефтяной оторочки и большой толщины газовой шапки эксплуатации скважин осложняется прорывом подошвенных вод и газа газовой шапки к их забоям, что привело к консервации и снижению коэффициента эксплуатации скважин.

Необходимо отметить, что с аналогичными проблемами сталкивались и при разработке нефтегазоконденсатных месторождений других нефтегазоносных регионов мира [12, 13, 8, 17, 7 и др].

При такой системе разработки вследствие незначительных темпов отбора нефти разработка месторождения становилась экономически нецелесообразной. В связи с этим, для увеличения добычи жидких углеводородов в 2004 г. был осуществлен переход к совместной разработке нефтяной и газоконденсатной частей залежи, одним интервалом перфорации, единой сеткой скважин [18].

За счет ввода в эксплуатацию новых скважин и совместной разработки нефтяной и газоконденсатной частей залежи удалось увеличить добычу нефти в сравнении с 2005 г. в 2.8 раз. В 2007 г. достигнут максимальный уровень годовой добычи нефти 227.6 тыс. т., при обводненности 28.5% и действующем фонде скважин 55 единиц.

По состоянию на 01.01.2023 г. на месторождении пробурено 146 скважин, из них: действующие – 78 ед. (нефтяных – 16, газовых – 62); в консервации – 13 ед.; водонагнетательных – 2 ед.; в капитальном ремонте – 3 ед.; в ожидании ликвидации – 32 ед.; ликвидированных – 18 ед.

В 2022 году из месторождения добыто 19.3 тыс.т. нефти, 0.2 млн.м^3 попутного газа, 2084.6 млн.м^3 свободного газа, 27.2 тыс.т стабильного конденсата. Средняя обводненность добываемой продукции скважин составляет 89.6%.

Методика для определения относительного количества нефти, добываемой за счет проявления различных режимов, полученных на основе материального баланса впервые предложено Пирсоном [14, 15]:

- растворенного газа

$$ДДУ = \frac{G_H(B - b_{HO})}{Q_H[B + (\bar{г} - г_0)b_г]}; \quad (1)$$

- расширения газовой шапки

$$SDJ = \frac{\left[\frac{Г_ш G_Н b_{НО}}{b_{го}}(b_г - b_{го})\right]}{Q_H[B + (\bar{г} - г_0)b_г]}; \quad (2)$$

- водонапорного

$$WDJ = \frac{W_b - Q_b b_в}{Q_H[B + (\bar{г} - г_0)b_г]}; \quad (3)$$

где $G_Н$ – запасы нефти в пласте, м^3;

B – коэффициент, зависящий от давления, характеризует изменение единицы объема нефти и газа при снижении давления от текущего пластового до атмосферного. Его можно условно назвать двухфазным коэффициентом [6, 11, 16]:

$$В = b_H + (\bar{г} - г_0)b_г, \quad (4)$$

при начальном пластовом давлении $г = г_0$ и $В = b_{НО}$;

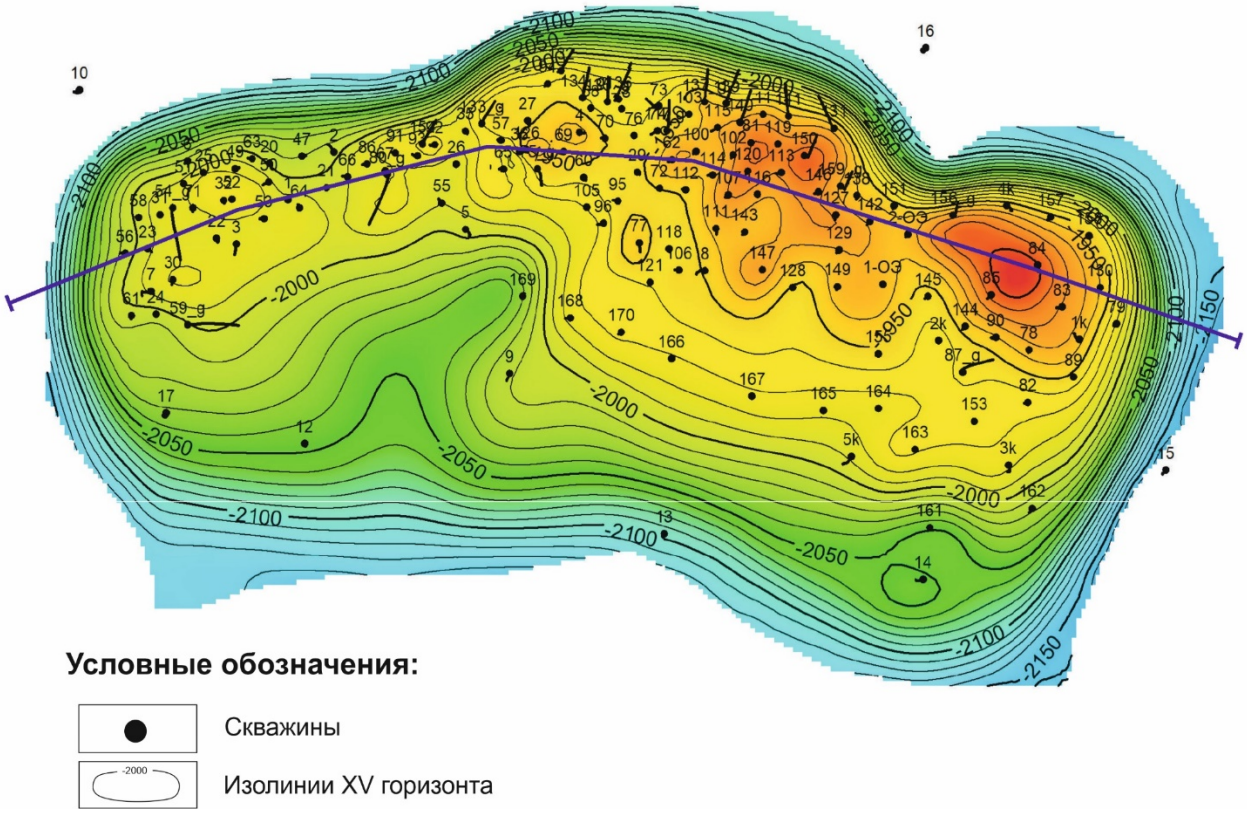


Рисунок 1 - Структурная карта нефтегазоконденсатного месторождения Южный Кемачи по 3D модели

$b_{НО}$ – объёмный коэффициент нефти при начальном пластовом давлении;
Q_H – отбор нефти из залежи при стандартных условиях, м^3;
$\bar{г}$ – средний газовый фактор, м^3/м^3;
$г_0$ – начальное газосодержащие нефти, м^3/м^3;
$b_г$ – объёмный коэффициент газа;
$Г_ш$ – относительный начальный объём газовой шапки $Г_ш = \frac{V_г}{V_H}$;
$V_г$ – объём пласта занятий газовой шапкой, м^3;
V_H – объём нефтенасыщенной части пласта, м^3;
$b_{го}$ – объёмный коэффициент газа газовой шапки;

W_b – объём вторгшейся в залежь пластовой воды, м^3;

Q_b – отобранный из залежи объём пластовой воды, в стандартных условиях, м^3;

$b_в$ – объёмный коэффициент воды;

b_H – объёмный коэффициент нефти;

г – текущее газосодержащие нефти.

Объёмный коэффициент газа вычисляется по формуле

$$b_г = \frac{P_{ст}}{T_{ст}} z \frac{T_{пл}}{P}, \quad (5)$$

$P_{ст}$, P – соответсвенно стандартное ($P_{ст}$=0,1 МПа) и среднее текущее пластовые давления;

$T_{ст}$, $T_{пл}$ – соответственно стандартная температура (273 К) и температура пласта;

z – коэффициент сверхсжимаемости газа.

Значения z определено по номограмме для полученных значений псевдокритического давления и температуры.

Молярная масса воздуха $M_{воз}$=28,97 кг/моль. Для определения молярной массы газа перемножим молярную долю каждого компонента на его молекулярную массу, а затем просуммируем полученные результаты. Получим $M_г$=19,012.

Относительная плотность газа

$$\rho_г = \frac{M_г}{M_{воз}} = \frac{19{,}012}{28{,}97} = 0{,}656.$$

Определим критические давление и температуру газа. Для этого перемножим молярные доли компонентов на соответственного критические давление и температуру каждого из них и найдем сумму.

Псевдокритические давления при начальном ($P_о$=22,1 МПа) и текущем (P=16,1 МПа) пластовых давлениях будет:

$$P_к(P_о) = \frac{22{,}1}{4{,}49} = 4{,}92;$$

$$P_к(P) = \frac{16{,}1}{4{,}49} = 3{,}59;$$

$$T_к = \frac{374}{206{,}4} = 1{,}8.$$

Теперь по направление можно определить z и пересчитать $b_г$.

По формуле

$$G_H = \frac{Q_H[B + (\bar{г} - г_0)b_г] - (W_b - Q_b b_b)}{B - b_{HO} + \frac{Г_ш b_{HO}}{b_{го}}(b_г - b_{го})}, \quad (6)$$

можно подсчитать объём вторгшейся в залежь воды, путем подбора значений при известном запасы нефти в пласте.

Для перевода объёма газа из пластовых в стандартные условия воспользуемся обратными значениями полученных объёмных коэффициентов.

$$G_{г\ ст.ус} = G_{г\ пл.ус} / \frac{1}{b_г} \quad (7)$$

При получении пластового давления объём газовой шапки увеличится, если не отбирать газ. Чтобы объём газовой шапки не изменился, необходимо добыть следующее количество газа

$$Q_г = G_{г\ пл.ус}\left(b_г{}^{-1} - b_{го}{}^{-1}\right). \quad (8)$$

Для расчета обычного коэффициента нефти воспользуемся формулой

$$b_H = (1.0234 - 1.4 * 10^{-4} P)\ b_{HO}. \quad (9)$$

В результате проведенных расчетов получаем, что доля участие в извлечении нефти различных видов энергии пласта составляет: растворенного газа – 0.271; расширение газовой шапки – 0.3756 и подошвенных вод – 0.3534. Естественно, сумма всех видов энергии пласта участвующих при извлечении нефти равна 1.

Многолетний опыт показывает, что в зависимости от очередности подбора нефти и газа, методов воздействия на пласт с целью поддержания пластового давления и плотности сетки скважин на нефтегазоконденсатных месторождениях может быть реализовано большое количество систем разработки по сравнению с нефтяными и газовыми объектами. Для достижения относительно более высокого коэффициента извлечения нефти на нефтегазоконденсатном месторождении Южный Кемачи была реализована система разработки с опережающим отбором нефти при консервации газа газовой шапки. Реализация данной системы разработки месторождения показала, что при небольших толщинах нефтяной оторочки и большой толщины газовой шапки эксплуатация скважин осложняется прорывом подошвенных вод и газа газовой шапки к их забоям, что привело к консервации и снижению коэффициента эксплуатации скважин.

В целях повышения темпов отбора нефти и газа из месторождения было осуществлен переход на систему совместной разработки нефтяной и газоконденсатной частей залежи, одним интервалом перфорации, единой сеткой скважин. Естественно, изменение системы разработки привело к изменению доли участия в извлечении нефти различных видов энергии пласта. Проведенными расчетами показано, что при системе разработки с совместной разработки нефтяной и газоконденсатной залежи, одним интервалом перфорации, единой сеткой скважин, доля участие доли расширения газовой шапки (37.56%) и подошвенных вод (35.34%) примерно равны, а растворенного газа (27.1%) имеет подчиненное значение (при условии, что суммы всех видов энергии пласта участвующих при извлечении нефти – 100%).

Действующим проектным документом на месторождении Южный Кемачи согласно расчетам проведенных на основе гидродинамической модели планировано достичь конечный коэффициент извлечения нефти всего 7.11%. На основе расчетов доли участия различных видов энергии пласта можно сделать вывод, что одним из причин низкого конечного коэффициента извлечения нефти является значительная доля в этом процессе расширение газовой шапки, т.к.

коэффициент вытеснения нефти водой газом во всех геолого-физических условиях ниже чем при вытеснения нефти водой.

В перспективе по мере снижения пластового давления доля участия растворенного газа при извлечении нефти будет снижаться, а газовой шапки и подошвенных вод возрастать. В связи с этим на месторождении рекомендуется проводить геолого-технические мероприятия по рациональному использованию энергии расширения газовой шапки и изоляции водопритоков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Аббасова С.А., Насимханов Л.Н., Агзамова С.А. Геологические и технологические причины прорыва газа газовой шапки и подошвенных вод к забоям скважин нефтегазоконденсатных месторождений Бухаро-Хивинского региона//Материалы межд.конф. «Инновационные подходы к локализацию» - Карши, 2023. – с.428-430

2 Agzamov A.A., Abbasova S.A., Nasimkhanov L.N., Agzamova S.A. Analysis of the oil recovery factor for various development systems of the Southern Kemachi and gas condensate field//Technical science and innovation. – Tashkent, 2023. - №2 – p.80-90.

3 Агзамов А.Х. Предварительная технологическая схема разработки месторождения Южной Кемачи. – Ташкент: ОАО «O'ZLITINEFTEGAZ», 1987. – 136 с

4 Агзамов А.Х. Составление дополнительного варианта технологической схемы месторождения Южной Кемачи. – Ташкент: ОАО «O'ZLITINEFTEGAZ», 1990. -125 с

5 Агзамов А.Х. Проект разработки месторождения Южный Кемачи. – Ташкент: ОАО «УзЛИТИнефтгаз», 2000. – 92 с.

6 Акульшин А.И. Экспликация нефтяных и газовых скважин. – Москва: Недра. 1989, -185 с

7 Белоненко В.Н., Павлов М.В. Повышение рентабельности разработки малых месторождений нефти// Нефтепромысловое дело. – 2002. - №11. – с. 45-48.

8 Бравичева Т.Б., Масленникова Л.В. Исследование фильтрационных потоков при разработке водонефтяных и газонефтяных зон карбонатных коллекторов// Бурение и нефть. – 2007. - №11. с. 28-30.

9 Генри Б.Кричлоу. Современная разработка нефтяных месторождений – проблемы моделирования. Пер.с анг. – М.: Недра, 1979. – 303 с.

10 Дивеев И.И. Анализ геолого-промысловых и геофизических материалов и создание геологической и гидродинамикой модели месторождения Южный Кемачи на основе программных документов Schlumerger (Neuralog, IP, Petrel, Eclipse). – Ташкент, ОАО «O'ZLITINEFTEGAZ», 2007. – 118 с.

11 Дунюшкин И.И., Мищенко И.Т. Расчет основных свойств пластовых нефтей при добыче и подготовке нефти. – Москва: Недра, 1982. -363 с.

12 Закиров С.Н., Рошин А.А. Особенности разработки нефтегазоконденсатных залежей при безгазовых дебитах скважин//Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. – 2007. - №5. – с.14-19.

13 Закиров С.Н., Рошин А.А Особенности разработки нефтегазоконденсатных залежей при безгазовых дебитах скважин//Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений. – 2007. - №5. – с.30-35.

14 Желтов Ю.П., Стрижов И.Н., Золотухин А.Б., Зайцев В.М. Сборник задач по разработке нефтяных месторождений: Учебное пособие для вузов.-М.:Недра, 1985.-296 с

15 Желтов Ю.П., Разработка нефтяных месторождений:Учеб.для вузов.-М.:Недра, 1986. -332 с.

16 Мищенко И.Т., Сахаров В.А., Горн В.Г., Богомольный Г.И. Сборник задач по технологии и технике нефтедобычи. – Москва: Недра, 1984. – 387 с.

17 Назаров У.С., Махмудов Ф.М., Абдумаликов С.А. К вопросу рациональной разработки месторождения Южный Кемачи// Узбекский журнал нефти и газа. – 2012. -№3. – с.55-59.

18 Назаров У.С. Проект совместной разработки нефтяной и газоконденсатной залежи месторождения Южный Кемачи. – Ташкент: ОАО «O'ZLITINEFTEGAZ», 2004. – 176 с.

Код МРНТИ 52.31.61.

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК НА СКВАЖИНАХ С НИЗКОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ РУД

Ж.С.Кенжетаев[1], Қ.С.Тоғызов[1], Б.Т.Алтайбаев[2], Ж.К.Айтжанов[2]

[1] Satbayev Univesity, г.Алматы, Казахстан

[2]ТОО «Институт высоких технологий», г.Алматы, Казахстан

Изменение климата из-за непропорциональной производственной деятельности человека на планете становится все более ощутимым [1]. Принимаются кардинальные меры по защите и сохранению биоразнообразия и снижению негативного воздействия изменения климата в Мире. В связи с этим признание проектов атомной генерации к экологически чистым видам энергии позволит удвоить выработку электроэнергии к 2050 году, без значительного воздействия на климат, что внесет важный вклад в борьбу с глобальным потеплением. [2]. Согласно исследованиям МАГАТЭ, ядерная энергетика обладает значительным потенциалом по сокращению выбросов парниковых газов и смягчению последствий изменения климата в некоторых регионах Европы, Азии и Африки (МАГАТЭ). Рост атомной

генерации электроэнергии приведет к увеличению спроса на природный уран и продукты его переработки. Прогрессивная технология скважинной разработки урановых месторождений инфильтрационного типа, позволит внести достойный вклад в решение вопросов поставок природного урана. [3].

Казахстан обладает 14 % разведанных мировых запасов урана и занимает второе место после Австралии, при этом из них 70 % пригодны для скважинной разработки. Скважинная разработка урановых руд в Республике Казахстан осуществляется на 26 объектах, объединенных в 13 уранодобывающих предприятий [4].

Технология скважинной добычи урана, предполагает растворение урановых минералов движущимся потоком растворителя на месте залегания рудного тела, с последующим выносом и подъемом образовавшихся соединений в продуктивных растворах на поверхность [5]. В отличие от щелочного или карбонатного растворителя, применение растворов серной кислоты на предприятиях Казахстана имеет ряд преимуществ, такие как доступность, дешевизна и способность полного растворения урановой минерализации [6]. Однако имеются и отрицательные стороны, такие как высокая реакционная способность взаимодействия серной кислоты с карбонатными и глинистыми минералами рудовмещающих пород. При этом происходит взаимодействие серной кислоты с карбонатными минералами в результате чего образуется гипс, а глинистые минералы набухают и увеличиваются в размерах. Эти и другие факторы препятствуют процессам протекающие при выщелачивании урановых руд [7]. Труднорастворимые кварцевые и алюмосиликатные осадкообразования и набухшие глинистые частицы в прифильтровой зоне пласта повышают гидравлическое сопротивление и образуют непроницаемые участки геохимических барьеров, перекрывают линии тока растворов [8]. Как правило, снижение фильтрационных характеристик на скважинах приводит к снижению производительности скважин и снижению интенсивности извлечению урана из недр. Это увеличивает сроки отработки технологических блоков, в результате чего повышаются удельные расходы электроэнергии, химических реагентов и других эксплуатационных затрат [9, 10]. На участках с низкими фильтрационными характеристиками руд проведение традиционных затратных, тяжелых комплексных работ с использованием буровых установок, предусматривающие промывку, химическую обработку, свабирование и компрессорную откачку не дают положительного результата [11].

Целью исследований является разработка эффективных методов восстановления фильтрационных характеристик скважин с низкими фильтрационными характеристиками руд в сложных горно-геологических условиях при скважинной добычи урана.

Лабораторные методы исследования

Детальное определение физико-химических характеристик осадков позволит разработать более эффективные реагенты и методы для восстановления фильтрационных характеристик руд в призабойной зоне пласта, обеспечивающие повышение продуктивности и бесперебойность работы геотехнических скважин в сложных горно-геологических условиях. Для определения количественных и качественных характеристик осадконакопления были отобраны пробы осадков из добычных скважин Шу-Сарысуйской и Сырдарьинской депрессии, с низкой производительностью, подверженные частым остановкам по причине кольматации.

Рентгенодифрактометрический анализ проводили на автоматизированном дифрактометре ДРОН-3 с CuK□-излучением, β-фильтром. Условия съемки дифрактограмм: U=35 кВ; I=20 мА; стрельба θ-2θ; детектор 2 град/мин. Рентгенофазовый анализ на полуколичественном уровне проводили на основе дифрактограмм образцов порошков методом равных навесок и искусственных смесей. Определены количественные соотношения кристаллических фаз. Интерпретацию дифрактограмм проводили с использованием данных картотеки ICDD: База данных порошковой дифракции PDF2 (Powder Diffraction File) и дифрактограмм минералов, свободных от примесей. Для основных фаз рассчитано содержание. На рисунке 1 представлены дифрактограммы образцов, (a) из Сырдаринской депрессии, (b) из Шу-Сарысуйской депрессии, в которых кристаллические фазы идентифицированы по интенсивности излучения.

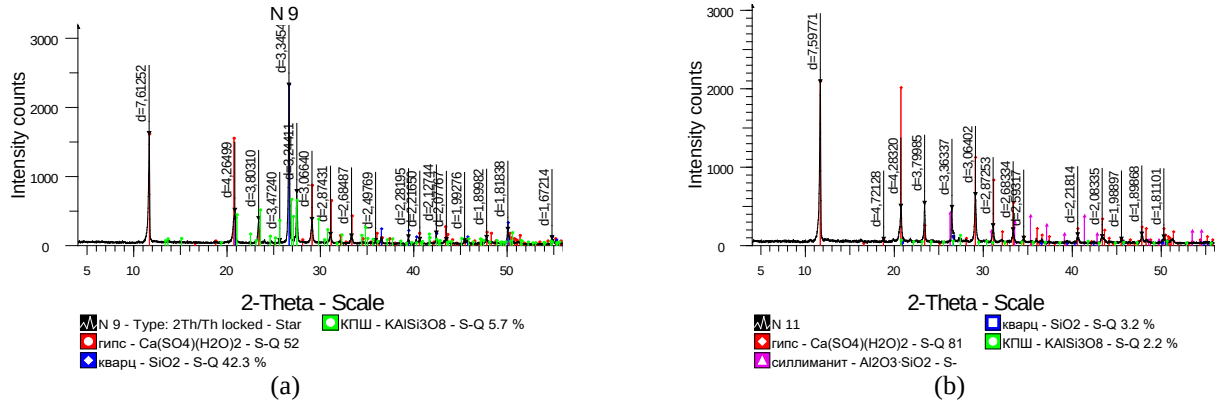


Рисунок 1 - Дифрактограмма образцов осадкообразований

Результаты исследований

По данным рентгенофазового анализа, осадки имеют высокую кристаллизацию в несколько кристаллических фаз. Частицы, осаждаясь на фильтрах скважин и порах прифильтровых зон продуктивного горизонта кристаллизуются, уплотняются и увеличивают прочность, препятствуя линиям тока технологических растворов. В таблице 1 приведены результаты рентгенофазового анализа осадков из скважин Шу-Сарысуского уранового месторождения и Сырдарьинской впадины.

Таблица 1 – Минералогический состав осадков уранового месторождения

Minerals	Formula	Syrdarya depression, (Concentration,%)	of Chu-Sarysui depression, (Concentration,%)
Gypsum	$Ca(SO_4)(H_2O)_2$	52.0	81.8
Quartz	SiO_2	42.3	3.2
Potassium feldspar	$KAlSi_3O_8$	5,7	2.2
Sillimanite	$Al_2O_3 \cdot (SiO_2)$		12.8

Результаты рентгенофазового анализа проб осадкообразований из скважин месторождения Сырдарьинской депрессии показывают что, основу осадков составляют химические соединения $Ca(SO_4)(H_2O)_2$ (52 %) и SiO_2 (42 %), минералы – гипс и кварц (таблица 1). Незначительную часть осадков состоит из калиевого полевого шпата $KAlSi_3O_8$ (5,7 %) – глинистого минерала. Физико-химические данные результатов анализа, свидетельствует о сложной многокомпонентной структуре осадкообразований из скважин Сырдарьинской депрессии, характеризующиеся комбинированием седиментации гипсовых осадков химического происхождения и кварцево-глинистых частиц механического происхождения. При этом результаты рентгенофазового анализа проб осадкообразований из скважин Шу-Сарысуйской депрессии показывают что основу осадков составляют химического соединение $Ca(SO_4)(H_2O)_2$ (81,8 %), гипса. Остальная часть пробы состоит из кварца SiO_2 (3,2 %), калиевого полевого шпата (КПШ) $KAlSi_3O_8$ (2,2 %), силлиманита $Al_2O_3 \cdot (SiO_2)$ (12,8 %). Данные анализа проб осадкообразований при ПСВ урана на Шу-Сарысуйской депрессии свидетельствуют о преобладании химического происхождения гипсовых отложений и незначительном присутствии механических примесей в виде кварца и глинистых минералов.

Анализ рентгенограмм проб из разных месторождений показывает, что основным осадочным компонентом кольматанта является сульфат кальция $Ca(SO_4)(H_2O)_2$. В связи с этим можно сказать, что основной причиной кольматации является взаимодействие выщелачивающего раствора урана с карбонатом кальция, протекающее по формуле:

$$CaCO_3 + H_2SO_4 = CaSO_4\downarrow + H_2CO_3. \quad (1)$$

Наличие кварца и алюмосиликатных соединений в составе осадкообразований предъявляет особенные требования к декольмтирующим растворам. Для эффективного разрушения и предотвращения такого оседания необходима разработка декольматирующего раствора с использованием плавиковой кислоты с добавлением ПАВ, обладающих комплексообразующими свойствами. Для улучшения растворимости в качестве поверхностно-активного вещества использовали сульфаминовую кислоту, обладающую свойствами понижать pH и связывать ионы металлов.

Лабораторные эксперименты по подбору химических реагентов.

Для разработки состава химических реагентов эффективно растворяющие осадкообразования были проведены лабораторные опыты на образцах тех же пробах с различным составом химических реагентов декольматирующих растворов. Для проведения лабораторных опытов были выбраны химические реагенты с наиболее растворяющими свойствами. Эксперимент предусматривал обработку осадкообразований раствором бифторида аммония (5,0 %) и серной кислоты (10,0,0 %), ПАВ (1 %) и технической воды (84 %). Выбор бифторида аммония в качестве основного компонента обусловлен его высокой способностью к обменным реакциям с минеральными кислотами (серной, соляной, азотной) и образованию плавиковой кислоты по формуле:

$$NH_4HF_2 + H_2SO_4 = NH_4SO_4 + HF \quad (2)$$

Применение бифторида аммония в условиях скважинной добычи урана весьма практично, в виду его безопасности и удобства в применении. При этом образование фтористоводородной кислоты при взаимодействии с минеральными кислотами позволяет добиться высокой растворяющей способности декольматирующего раствора. Взаимодействия фтористоводородной кислоты с основными известными осадкообразованиями при скважинной добычи урана происходят по формулам:

$$CaSO_4\,2H_2O + 2HF = CaF_2 + H_2SO_4 + 2H_2O \quad (3)$$

$$Al_2SiO_8 + 16HF = 2AlF_3 + 2SiF_4 + 8H_2O \quad (4)$$

$$6HF + SiO_2 = SiF_4 + 2\,HF + 2H_2\,O \quad (5)$$

В результате взаимодействия плавиковой кислоты с осадками растворяется как кольматант, так и часть терригенной составляющей песков, что увеличивает эффективную пористость продуктивного горизонта. Добавление ПАВ усиливает взаимодействие плавиковой кислоты с осадочными минералами, предотвращает нейтрализацию и повышает проникающею способность декольматирующего раствора в глубь продуктивного горизонта. При этом плавиковая кислота утилизируется полностью за счет большого количества кварца, содержащегося в песках.

Обсуждение результатов лабораторных исследований

После проведения лабораторных опытов по обработке проб осадкообразований капельным методом различными составами растворителей осадки сушили при комнатной температуре в течении 24 часов. Для определения разрушающей способности растворов проведено детальное изучение поверхности образцов с применением сканирующего электронного микроскопа. Произведен сравнительный анализ изображений после обработки тем или иным раствором и сравнение его с исходным изображением позволили визуально установить эффективность состава декольматирующего раствора.

Изображения поверхности осадков до и после обработки различными растворами записывали с помощью аналитического сканирующего электронного микроскопа высокого разрешения. Он изготавливается для широкого круга исследовательских задач и контроля качества на субмикронном уровне Tescan MIRA 3 FEG-SEM. Электронная колонка SEM TESCAN MIRA, источник электронов: автоэмиссионный катод Шоттки. Диапазон энергий падающего на образец электронного пучка от 200 эВ до 30 кэВ (от 50 эВ с возможностью торможения пучка БДТ). Для изменения тока луча в качестве переключателя апертуры используется электромагнитная линза. Ток луча: от 2 нА до 400 нА с плавной регулировкой. Максимальное поле зрения: более 8 мм при WD = 10 мм, более 50 мм при максимальном WD. Разрешение электронной колонки, режим высокого вакуума 1,2 нм при 30 кэВ, детектор SE. 3,5 нм при 1 кэВ, In-Beam детектор SE. 1,8 нм при 1 кэВ, опция торможения луча BDT. На рисунке 2 представлены изображения образцов из (а, б) Сырдарьинской и (в, г)Шу-Сарысуской депрессии до и после обработки специальными растворами.

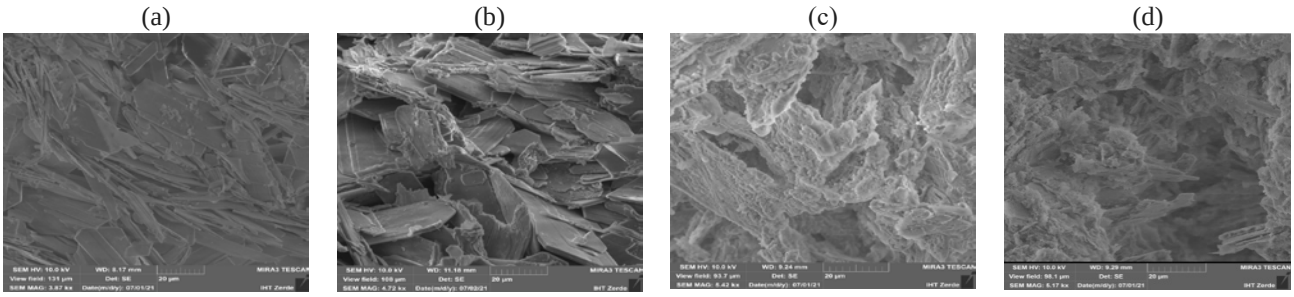


Рисунок 2 - Изображение поверхностных образцов Сырдарьи и Шу-Сарысуской впадины: (а) и (б) – исходные образцы; (в) и (г) - после эксперимента

Микроскопические снимки проб осадкообразований (рисунок 2,а и 2,б) показывают, что поверхность исходных образцов осадков схожа, сложенная плотными пластинчатыми кристаллами с размерами от 5 до 30 мкм с характерной каркасной структурой без изломов и трещин в теле кристаллов. Формы кристаллов удлиненные, с хаотичным расположением и равномерным рельефом поверхности. После обработки образцов капельным методом деколматирующими растворами произошло заметное разрушение структуры и изменение формы кристаллов с уменьшением их размеров и плотности с образованием мелких разрыхленных кристаллов, хлопья. Видно полное растворение мелких кристаллов и закругленные края на крупных частиц с образованием трещин в телах. При этом расположение кристаллов стало менее плотным с образованием пустот и оврагов в поровом пространстве. Заметно частичное растворение образца, размеры кристаллов уменьшились с 30 до 15 мкм. Это связанно с растворением части образца в плавиковой кислоте.

Применение декольматирующего раствора должно производиться по специальной методике на специальном технологическом оборудовании, изготовленное на специализированных предприятиях и прошедшее сертификацию промышленной безопасности. Инновационный метод предусматривает обработку непосредственно фильтрационной зоны скважины раствором для контроля обработки всей длины фильтра и максимального разрушения и предотвращение осадкообразований по всей высоте фильтра скважин. Способ обеспечивает повышение производительности эксплуатационных скважин, и полноты извлечения урана из недр за счет эффективного устранения и предотвращения осадкообразования в пористой среде. Кроме того, в процессе скважинной добычи урана достигается снижение удельных затрат серной кислоты, электроэнергии, трудозатрат и других производственных расходов в сложных горно-геологических условиях. На рисунке 3 приведена схема химической обработки скважин на специальном технологическом оборудовании.

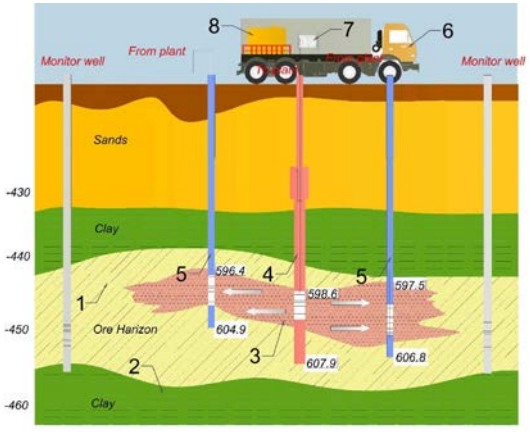


Рисунок 3 - Схема проведения химической обработки скважин
1 – продуктивный горизонт; 2 – непроницаемые породы; 3 – осадкообразования в прифильтровой зоне скважин; 4 – добычная скважина; 5 – нагнетательная скважина; 6 – транспортная база; 7 – напорный рукав; 8 – емкость цистерна.

Как видно из рисунка 3, основная масса осадкообразований 3, происходит в продуктивном горизонте 1, непосредственно в зоне разгрузки растворов и повышения скорости движения продуктивных растворов у фильтра откачной скважины 4. Проведение химической обработки скважин с применением выбранных химических реагентов предусматривается приготовление декольматирующих растворов на специальном оборудовании, установленное на транспортной базе 6. При этом подача осуществляется по напорному рукаву 7 до фильтровой части откачной скважины 4, из емкости цистерны 8. Подача декольматирующих растворов на основе фтористоводородной кислоты (10 %), серной кислоты (5 %), непосредственно в фильтровую часть технологических скважин позволяет снизить расход и химических реагентов и повысить эффективность растворения осадкообразований за счет предотвращения разубоживания декольматирующего раствора в колоне скважины.

Заключение

Количественные и качественные исследования состава осадкообразований Шу-Сарысуйской депрессии показывают, что основную часть пробы составляет гипс $Ca(SO_4)(H_2O)_2$ (81,8%). Остальная часть пробы состоит из кварца SiO_2 (3,2%), КПШ $KAlSi_3O_8$ (2,2%), силлиманита $Al_2O_3(SiO_2)$ (12,8%). При этом основа образца осадкообразований из месторождения Сырдарьинской депрессии многокомпонентная и состоит из гипса $Ca(SO_4)(H_2O)_2$ (52 %) и кварц SiO_2 (42,3 %), остальная часть образца состоит из КПШ $KAlSi_3O_8$ (5,7 %).

Исследуемые химические и механические осадки образуются преимущественно в зоне разгрузки у фильтра скважины и поровом пространстве примыкающей руды. Это приводит к снижению производительности добычных и приемистости нагнетательных скважин из-за ухудшения фильтрационных характеристик руд. Частые остановки скважин вызывают дополнительные затраты на восстановление проницаемости продуктивного горизонта и повышение производительности добычных и приемистости нагнетательных скважин, увеличивают эксплуатационные затраты на разработку блоков.

Декольматирующий раствор на основе бифторида аммония (5 – 10 %), серной кислоты (5 – 10 %) и ПАВ в небольших количествах позволяет повысить растворяющую способность декольматирующего раствора и предотвратить осадкообразования в пласте на более длительный период времени. Обработка непосредственно фильтрующей части скважин позволяет снизить удельный расход химических реагентов и повысить растворяющею эффективность декольматирующего раствора.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Khawassek, Y.M. Kinetics of Leaching Process Using Sulfuric Acid for Sella Uranium Ore Material, South Eastern Desert, Egypt/ Y.M. Khawassek, M.H. Taha, A.A. Eliwa // International Journal of Nuclear Energy Science and Engineering. – 2016. - № 6. – С. 62 - 73.

2 Khawassek, Y.M. Kinetics of leaching process of Sella uranium ore material, south eastern desert, Egypt / Y.M. Khawassek, M.H. Taha // Nuclear Sciences Scientific Journal. – 2013. - № 2. – С. 175 – 182.

3 Khawassek, Y.M. Leaching of Uranium from Its Mineralization and Experimental Design of the Process/ Y.M. Khawassek // Radiochemistry. – 2018. - №6,(60). – С. 678 – 684.

4 Яшин, С.А. Подземное скважинное выщелачивание урана на месторождениях Казахстана / С.А. Яшин // Горный журнал. - 2008. - № 3. - С. 45 – 49.

5 Юсупов, Х.А. Повышение эффективности отработки сложных гидрогенных месторождений урана с применением пероксида водорода / Х.А. Юсупов, Д.А. Джакупов, Е.С. Башилова // Горный журнал Казахстана. – 2018. - № 2. – С. 18 – 21.

6 Урановые месторождения Казахстана: справочник / Н.Н. Петров [и др.]. – Алматы: Изд-во Гылым, 1995. – 264 с.

7 Добыча урана методом подземного выщелачивания: учеб. – метод, пособие / В.А. Мамилов [и др.]. – М.: Атомиздат, 1980. – 248 с.

8 Matev, M.M. The impact of ammonium bifluoride complex on colmataging formations during the process ofin situ uranium leaching / M.M. Mataev, B.R. Rakishev, G.S. Kenzhetaev // International journal of advanced research. – 2017. - № 5. – С. 147 – 154.

9 Юсупов, Х.А. Применение бифторида аммония для химической обработки скважин при подземном выщелачивании урана / Х.А. Юсупов, С.Б. Алиев, Д.А. Джакупов, Е.А. Ельжанов // Горный журнал. – 2017. - №4. – С. 57 – 60.

10 Rakishev, B.R. Influence of chemical reagent complex on intensification of uranium well extraction / B.R. Rakishev, V.I. Bondarenko, M.M. Matayev, Z.S. Kenzhetayev // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2019. - № 6. – С. 25 – 30.

11 Nikitina, Y.G. Improvement of opening schemes of wellfilds to optimize the cost of mining uranium / Y.G. Nikitina, I.P. Poyezzhayev, G.A. Myrzabek // Gornyi Vestnik Uzbekistana. – 2019. - № 1 – С. 6 – 11.

УДК 550.814

КОСМОСТРУКТУРНЫЕ ОБЪЕКТЫ КАРАТЮБЕ-ЧАКИЛКАЛЯНСКИХ ГОР

О.Т. Зокиров, Д.М. Илясова, Э.Э.Тынчерова
Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Приоритетное направление дистанционных методов - это картирование космоструктур: вещественных, линейных, дугообразных, концентрических и других фотоаномалий, интегрированных с природными геообъектами. Интерес к перечисленным фотообъектам объясняется тем, что они почти повсеместно отражают каркасные составляющие коры и во всех регионах мира контролируют размещение и распределение эндогенной минерализации в литосфере. Поэтому вопросы достоверности фиксированных фотоструктурных объектов, наличие реальных ландшафтно-геологических их признаков и отсутствие субъективно-искажающих факторов, имеют для потребителей принципиальное значение в особенности для закрытых и полузакрытых территорий. Эти требования, предъявляемые в основном к результатам структурного дешифрирования фотоснимков, остаются важными и в настоящее время, время использования цифровой информации из космоса [1].

Для фиксации реально существующих космоструктурных объектов территории гор Каратюбе и Чакилкалян (Гиссарский хр.) впервые были использованы данные цифрового зондирования, полученные из систем «Ландсат – 2 М» и «СПОТ» [2].

Первичные цифровые матрицы обрабатывались на компьютере с применением программного средства «ERDAS», при этом использованы варианты линейных комбинаций (фильтры), на результирующих изображениях которых на второй план отодвигаются геолого-ландшафтные составляющие дневной поверхности и на снимках отражаются только структурные элементы литосферы: тектонические разрывы и линеаменты разной протяженности, конфигурации и ориентации; зоны дроблений и трещиноватости в коренных породах. Наиболее ценным и новым являются возможность фиксировать структурные элементы коры, перекрытые многометровыми (10-100 м и более) слоями современных образований. Именно это для территории Узбекистана и является не известным ранее показателем возможностей современного дистанционного метода, проводимого на основе цифровых данных теледетекции и компьютеризации процесса обработки [2].

Космоструктурные составляющие горных сооружений и прилегающих территорий выявлялись на основе многофакторных способов обработки: Индекс-IV, Собеля, Кирша, также были апробированы возможности «Лапласа», «Роберта» и др.

Космоструктурных объектов Каратюбе -Чакылкалянских гор составляют: 1) концентрические структуры; 2) линеаменты, отражающие глубинные и известные крупные разломы; 3) линейности- ранее некартированные тектонические нарушения; 5) линейные фотоанамалии; 6) линейности, отражающие границы фотогеоблок структурных неоднородностей [2].

Концентрические структуры. Широко распространенный тип тектонических структур в регионе. В космоструктурные составляющие горных сооружений включены структуры, проявленные только на цифровых изображениях методов «Индекс-IV», «КИРША» и ITS. По форме изображения они разделены на одноконтурные и многоконтурные. Размеры от 300-600 м до 20-30 км в диаметре. Крупные осложнены дочерними образованиями, расположенные на секторах или сегментах материнской структуры.

На основе анализа взаимоотношений КС с элементами, компонентами рельефа и особенностей проявления их на снимках, с учетом участвующих в их строении формации пород внутри структур, они классифицированы на типы;

1. Очаговые структуры центрального типа (ОСЦТ) (по Соловьеву В.В., 1973 г.), влияющие на характер залегания образований фундамента и очертании современного рельефа. **2. Фотоаномальные,** структуры выделенные по фототону округлой формы.

Геологическая значимость **очаговые структур центрального типа** - оценивается их пространственными связями с известными месторождениями и рудопроявлениями изученного района: участки рудолокализации уверенно контролируются каркасными составляющими структур. Пример: внешняя зона Джамской ОСЦТ обрамляет Джамское рудное поле золото и редких металлов, рудоносные участки не выходят за пределы внешней зоны колцевых структур.

Фотоаномальные, однозональные кольцевые струтуры встречаются повсеместно. По-видимому подобные объекты маркируют локальные структурно-вещественные изменения в толщах пород. Наибольшее их число выявлено в зоне сочленения Каратюбинских, Чакилкалянских гор, в восточном окончании последних и в пределах Джамской ОСЦТ. По мнению ряда специалистов аномальные кольца могут отражать штокверковые позиции над гранитоидными массивами (широко распространенные в регионе).

Линеаменты. На обработанных изображениях линейные фотоаномалии полностью перекрывают поверхности гор и прилегающих территорий. Размеры их от 2-3 мм до10-15см в длину, от 0,2-0,5 мм до 2-3 мм в ширину (М: 1:300000). Мелкие проявлены внутри геофотоблоков более крупные ограничивают мелкие и крупные фотоблоки и как правило маркируют разноплановые тектонические разрывы, при этом четко наблюдается смещение (вдоль линии) участка поперечного линеамента. Они изображены в виде темных, светлых, иногда спаренных линий по определенному направлению. Преобладают

объекты субширотного и северо-восточного направлений. На снимках распределены неравномерно: местами количество их резко увеличивается, местами уменьшаются.

Особый интерес представляют линейности, проявленные на снимках закрытых территорий (внутригорные и предгорные понижения, равнины и др.). Для них характерны те же закономерности, изложенные выше. Можно констатировать: данные обработки позволяют проследить по закрытым территориям продолжение известных разломов. Количество (и качество) картируемых линеаментов зависит от способа обработки. Максимальное число которых установлено на изображениях линейных комбинаций «Кирша», «Индекс-IV» и «Собеля». Это говорит о том, что общее количество выявляемых линеаментов напрямую связано со способами линейной комбинации фильтров [2].

Изложенные материалы Каратюбе-Чакилкалянских гор наглядно демонстрируют потенциальные возможности цифровой информации из космоса, позволяющие картировать: разнотипные структурные элементы открытых и закрытых территорий без человеческого субъективизма, посредством компьютеризации в камеральных условиях; составлять достоверные структурно-тектонические карты, схемы и модели практически любой территории дневной поверхности; оценить, корректировать и дополнить новыми сведениями составленные ранее геологические, тектонические, аэро-космоструктурные и другие графические материалы, без затраты огромных средств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Рукоятник А.А. Глубинное линементное зондирование при металлогенических исследованиях //Отечественная геология. - 1999. -№6. -С.21-27.

2 Эргашев Ш.Э., Асадов А.Р. Методическое пособие по использованию материалов дистанционных съемок // Изд.-во ИМР. Ташкент.2001, 202 с.

УДК 553.463:(575.141)

ВЗАИМООТНОШЕНИЕ ЗОЛОТОГО И ВОЛЬФРАМОГО ОРУДЕНЕНИЯ В МЕТАСОМАТИТАХ (СКАРНАХ) ВЕРХНЕГО ЯРУСА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЯХТОН

А.Б.Жумагулов, М.Н.Жураев, С.Б.Гаибназаров

Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан.

Золото-вольфрамовое месторождение Яхтон расположено в восточной части Зарафшано-Алайской структурно-формационной зоны и пространственно сопряжено с гранитоидами яхтонского диорит-гранодиоритового комплекса, геохимически специализированного на вольфрам [6]. Фоновые содержания вольфрама в неизмененных гранодиоритах главной фазы 59 г/т [1], при средних содержаниях вольфрама в гранитах – гранодиоритах 2,2-1,7 г/т. Особенностью пород комплекса является сквозная минерально-акцессорная специализация на вольфрам с повышением содержания акцессорного шеелита в ряду диориты и кварцевые диориты (30 г/т) – гранодиориты главной фазы (55 г/т) – гранодиориты из даек (95 г/т) – гранодиорит-порфиры поздней фазы магматизма (105 г/т). Комплекс является рудопродуктивным для формирования скарново-шеелитового оруденения. Месторождение Яхтон имеет двухъярусное строение. *Верхний ярус* объекта сложен породами вулканоганно-терригенно-карбонатной серии, прорванными гранитоидами Яхтонского интрузива. Вольфрамовое оруденение верхнего яруса в основном локализовано в известковых скарнах межпластового, штокверкового и контактового морфотипов. Минерализованные зоны и рудные тела в *нижнем ярусе* месторождения Яхтон выявлены в слепом залегании в гранитоидах Яхтонского интрузива, представленных мезократовыми биотит-амфиболовыми и лейкократовыми амфибол-биотитовыми гранодиоритами, по которым, за счет кремне-щелочного метасоматоза, формируются поликомпонентные метасоматиты (пироксен) – хлорит – карбонат – альбит – кварцевого состава.

Основной объем скарновых образований на месторождении Яхтон приурочен к породам двух пачек: к известняковой пачке нижнего девона, сложенной в основном массивными, слабо полосчатыми, афанитовыми известняками с редкими линзами тонкозернистых доломитов и кварц-полевошпат-серицит-хлоритовых и кварцитовидных сланцев и к кремнисто-карбонатной пачке нижнего-среднего девона, включающей в себя «ленточные» известняки, представленные тонким переслаиванием карбонатного и кремнистого вещества (рис. 1).

По морфологии и условиям залегания скарново-рудные тела месторождения Яхтон относятся к контактовым, межпластовым и секущим (штокверковым) залежам. *Контактовые тела* локализуют более 50 % разведанных запасов триоксида вольфрама и размещаются непосредственно по контакту гранодиоритов с карбонатными породами. *Межпластовая скарново-рудная залежь* приурочена исключительно к пачке ленточных известняков, в приконтактовой области с гранитоидным интрузивом. На морфологию межпластовой залежи, кроме четкого литологического контроля, существенное влияние оказал субмеридиональный рудоподводящий разлом. Наиболее благоприятными для скарнирования являются горизонты известково-силикатных пород, залегающих среди ленточных известняков. *Секущие скарновые тела* приурочены к трещинам отрыва и участкам повышенного дробления карбонатных пород вдоль рудоподводящих разломов. Пучки сближенных секущих скарновых жил образуют штокверковую зону с промышленными параметрами.

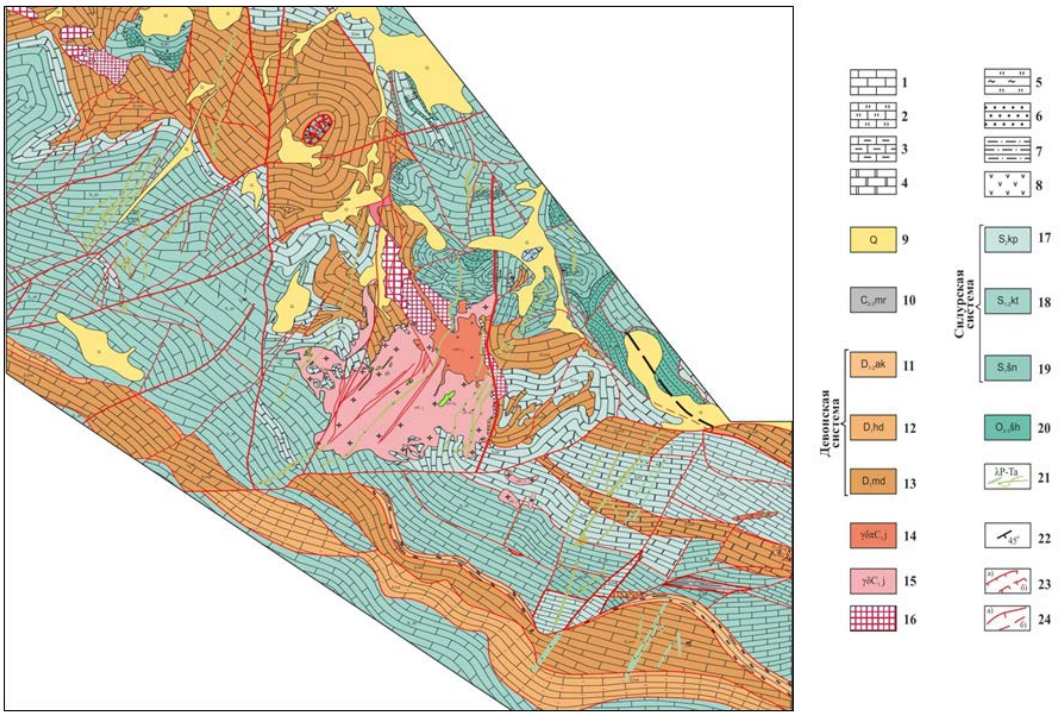


Рисунок 1 - Геологическая карта Яхтонского рудного поля (по материалам ППЭ Гиссаргеология)
1 – Известняки; 2 – Известняки-кремнистые; 3 – Мергели-известковые; 4 – Доломиты; 5 – Сланец-окремненные; 6 – Песчаники; 7 – Роговики слюдисто-кварц-полевогошпатового состава; 8 – Андезиты; 9 – Четвертичные отложения нерасчлененные; 10 – Каменноугольная система. Средний-верхний отделы нерасчлененные, Маргузарская свита; 11 – Девонская система. Нижний-средний отделы, Акбайская свита; 12 – Девонская система. Нижний отдел, Ходжакурганская свита; 13 - Девонская система. Нижний отдел, Мадмонская свита; 14 – Яхтонский кварцево-диорит-гранодиоритовый комплекс; 15 – Гранодиориты биотит-амфиболовые порфировидные мелко-, среднезернистые; 16 – Минерализованные брекчии интенсивно скарнированные; 17 – Силурская система. Верхний отдел, Купрукская свита; 18 – Силурская система. Нижний-верхний отделы, Кутуракская свита; 19 – Силурская система. Нижний отдел, Шингская свита; 20 – Ордовикская система. Средний-верхний отделы, Шахриомонская свита; 21 – Алмалисайский габбро-монцонит-сиенитовый комплекс; 22 – Элементы залегания пород; 23 – Надвиги, взбросо-надвиги: а) прослеженные, б) предполагаемые; 24 – Взбросы, сбросы: а) прослеженные, б) предполагаемые.

Первичные минералы магнезиальных скарнов Яхтона интенсивно замещены более низкотемпературным гидротермальным парагенезисом. Форстерит и минералы группы гумита-хондродита чаще нацело замещены серпентином, асбестом, тремолитом; флогопит – хлоритом; гранат – альбитом и эпидотом. На магнезиальные скарны накладывается более поздняя минерализация, представленная людвигитом, флюоборитом, магнетитом и более поздняя рудная минерализация (пирротин, пирит, халькопирит). Людвигит, флюоборит и магнетит выпадают в конечные стадии магнезиального скарнирования и почти всюду приурочены к наружной перекристаллизованной кальцит-доломит-кальцифировой зоне метасоматической колонки. Из этих трех минералов людвигит является наиболее распространенным. Шеелит локализован в гнездах и прожилках апомагнезиальных известковых (геденбергитовых) скарнов и, как правило, не имеет промышленного значения.

Среди скарновых образований Яхтонского месторождения наиболее широко распространены известковые скарны, которые формируются в щелочную стадию скарнообразования и являются основными носителями промышленной шеелитовой минерализации. Геденбергитовые и гранат-геденбергитовые скарны являются наиболее распространенными постмагматическими образованиям на месторождении. Ими сложены все промышленные руды контактовых, секущих и межпластовых залежей.

В эндоконтакте гранодиоритов в этой стадии на место плагиоклаз-амфибол-пироксен-кварц-кальцитового и плагиоклаз-биотит-амфибол-гранат-пироксен-кварц-кальцитового парагенезисов формируются пироксен-кварц-гранат-хлорит-пирротин-кальцитовый и пироксен-кварц-кальцит-хлорит-пирротиновый парагенезисы. Причем, плагиоклазы здесь почти полностью или частично замещены карбонатом, кварцем и альбитом. Визуально это, осветленные гранодиориты, всегда пирротин содержащие (до 1-5 %), где наличие темноцветных породообразующих минералов сильно затушовано. Мощность эндоконтактовых осветленных и пирротинизированных пород от контакта вглубь интрузива достигают 10-50 м.

В экзоконтактовой полосе развиваются минеральные парагенезисы, наложенные на известковые скарны щелочной стадии с частыми реликтами геденбергита, граната и шеелита.

На этой стадии первичные пироксеновые и гранат-пироксеновые скарны (ранней стадии) полностью или частично замещены амфиболом (тремолит, реже актинолит), пирротином и эпидот-хлоритовым агрегатом. В экзоскарнах амфибол-пирротиновая минерализация развивается чаще по мономинеральным пироксеновым разностям, а эпидотовая и эпидот-хлоритовая – по гранат содержащим разностям. Частичное, в виде локальных участков,

замещение амфиболовыми и эпидот-хлоритовыми агрегатами скарнов ранней стадии довольно часто устанавливается в межпластовых залежах, а также в контактовых скарновых телах.

По магнезиальным скарнам в этот период образуются ассоциации: серпентин-тремолит-кварц-сульфиды-кальцит; тремолит-хлорит-сульфиды-кварц-кальцит. В этой же стадии формирования апоскарновых поликомпонентных метасоматитов отнесены геденбергитовые с шеелитом и геденбергит-шеелит-кварц-сульфидные жилы, пересекающие ранние скарны, как в контактовых, так и в межпластовых залежах. Мощность указанных жил от 1,5 до 8 см. Падение их крутое с меридиональным и северо-восточным простиранием. Встречаются эти жилы довольно редко.

В скарнах амфиболизация, эпидотизация и сульфидизация являются результатом околотрещинного метасоматоза и контролируются мелкими разноориентированными трещинами. Частыми являются участки, где даже при сильной амфиболизации имеются реликты не амфиболизированных геденбергитовых и гранат-геденбергитовых скарнов ранней стадии.

К поздним этапам стадии кислотного выщелачивания относится формирование геденбергит-кварц-сульфидных жил мощностью 1,5-8 см, меридионального и северо-восточного простирания, пересекающих все разновидности скарнов, а также кальцит-сульфидно-кварцевые жилы. В таких жилах кальцит и кварц выполняют ядерную часть, а сульфиды-зальбандовую. Сульфиды представлены пиритом, марказитом и, в меньшей степени, арсенопиритом и халькопиритом. Характерной особенностью является отсутствие в них пирротина и молибденита, а также весьма незначительное содержание сульфидов по отношению к объему жильной массы (не более 1-5 %).

Для шеелита, являющегося основным концентратором вольфрама в рудных телах Яхтонского месторождения, отчетливо выделяется 3 типа концентрации: одновременный со скарнами (шеелит I^{ой} генерации), сопутствующий скарнам (шеелит II^{ой} генерации) и отстающий по времени формирования от скарнов (шеелит III^{ей} генерации).

Наиболее благоприятной обстановкой для образования шеелита I является период формирования собственно пироксеновых (убогогранатовых) скарнов (конец щелочной стадии минералообразования). Шеелит I выпадал из раствора почти одновременно с геденбергитом, на что указывает их одинаковая раскристаллизованость, а также отсутствие каких-либо подводящих трещинок с жильными минералами к зернам шеелита, что указывало бы на его наложенный характер. В тех случаях, когда т/з и микрозернистые геденбергитовые скарны вдоль трещин подвергаются перекристаллизации, одновременно перекристаллизовываются и зерна шеелита I в более крупные кристаллы.

Шеелит, связанный с ранней стадией известковых скарнов, при процессах амфиболизации, эпидотизации и хлоритизации последних становится неустоучивым и частично выщелачивается. Шеелит, присутствующий в виде изометричных и идиоморфных призматических зерен в пироксеновых и гранат-пироксеновых скарнах, при амфиболизации и сульфидизации по краям и вдоль трещинок, подвергается замещению новообразованными минералами (сульфиды, кварц, амфиболы).

Сопутствующий скарнам шеелит II образуется в процессе кислотного выщелачивания, когда основные породообразующие минералы скарнов становятся неустойчивыми. Шеелит II выпадает в процессе уралитизации пироксенов и замещения скарнов альбит–кварц–амфиболовыми метасоматитами. Шеелит II образуется также одновременно с кварц-альбит-роговообманковыми прожилками, секущими пироксеновые скарны.

Формирование шеелитовой минерализации в позднюю стадию кислотного выщелачивания происходит только в геденбергитовых и геденбергит-шеелит-кварц-сульфидных жилах, секущих скарны ранней стадии. В этих жилах шеелит концентрируется вблизи зальбандов и образует довольно крупные призматические и неправильной формы зерна. Размеры зерен находятся в прямой зависимости от мощности жил и колеблются в пределах 0,1-5,0 мм в поперечнике. Изучение взаимоотношений этого шеелита показывает, что он среди жильных минералов является наиболее ранним и близко одновременным с пироксеном.

Особое значение для формирования богатых вольфрамовых руд на Яхтонском месторождении может иметь образование отстающего от скарнов шеелита III^{ой} генерации. Значительная часть руд «отстающего» типа формируется вне скарновых зон. В этих случаях морфологически руды выражены минерализованными зонами дробления вмещающих скарны пород, либо жильными образованиями, представленными на месторождении Яхтон кварцевыми жилами и зонами альбитизации и метасоматического окварцевания гранодиоритов с кварц-сульфидными прожилками (рис. 2).

Можно считать доказанным фактом, что наиболее богатые и крупные скопления вольфрама возникают там, где происходит наложение парагенетических минеральных ассоциаций, особенно при привносе шеелита II и шеелита III. Шеелит II генерации, являющийся основным в рудобалансе, характеризуется повышенными содержаниями Au, Ag, Mo, As, Bi, Te, Sr и Zr.

На многих месторождениях и золота (Мурунтау, Кокпатас, Чармитан, Гужумсай в Узбекистане; Кумтор в Кыргызстане; Бакырчик и Суздальское в Казахстане; Олимпиада, Нежданинское в России), и вольфрама (Саутбай, Сарытау, Яхтон) тесные парагенетические соотношения между золотом и вольфрамом отразились в пространственной и количественной корреляции их содержаний.

Золото и вольфрамовая минерализация в указанных месторождениях характеризуются широким спектром парагенетических минеральных ассоциаций и рудоносных метасоматитов. На месторождении Мурунтау [2, 5] не менее 85 % запасов золота сосредоточено в главном продуктивном минеральном комплексе, представленном золото-шеелит-карбонат-калишпат-кварцевой минеральной ассоциацией. Характерны срастания шеелита с самородным золотом, молибденитом, пирротином, пиритом. Золото образует каймы вокруг зерен шеелита и прожилки в самом шеелите. На месторождении Кокпатас [4, 5] в продуктах золоторудного этапа также выделяется золото-редкометалльная кварц-калишпатовая минеральная ассоциация (Au, W, Bi, Mo). Характерна тесная корреляционная связь Au, As и W. На месторождении Гужумсай шеелит образует рассеянную вкрапленность единичных зерен и их скоплений во внутренних зонах березитов-гумбеитов вблизи кварц-сульфидных жил и в самих жилах.

Шеелит отмечен среди минералов золото-пирит-арсенопирит-кварцевой ассоциации и в образованиях золото-полисульфидно-карбонат-кварцевой ассоциации. На месторождении Чармитан также установлена ассоциация шеелита с кварцем, анкеритом, с самородным золотом, сульфидами, сульфоантимонидами и сульфовисмутидами свинца, сульфосолями и теллуридами серебра, что можно рассматривать, как и на Гужумсае, как признаки неоднократного близко-одновременного отложения шеелита с другими рудными минералами в различные стадии рудного процесса. На месторождении Кумтор [7, 8] золото-вольфрам-сульфидные тела размещаются в зонах гидротермального преобразования углеродистых филлонитов и сопровождаются калишпатизацией, альбитизацией и карбонатизацией. Наибольшие концентрации шеелита связаны с телами пирит-карбонатных и полевошпат-карбонатных метасоматитов, в которых высокие значения W и Au в пирите связаны с микровключениями шеелита и самородного золота.

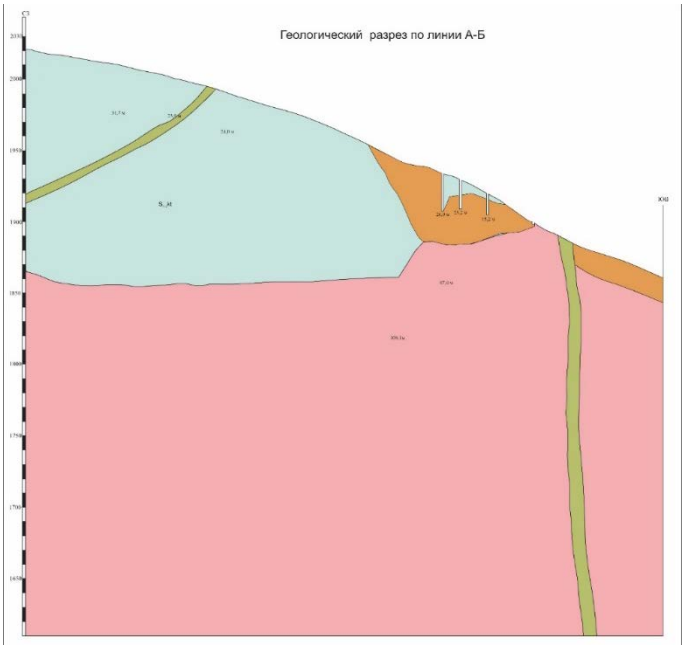


Рисунок 2 - Геологический разрез по линии А-Б

Особенностями минерализации золото-вольфрам-сульфидного месторождения Бакырчик [3, 4, 5] является широкое распространение золото-арсенопирит-кварц-карбонат-шеелит-халькопирит-молибденитовой ассоциации с брейнеритом, доломитом, анкеритом и айкинитом, в которой шеелит тесно парагенетически связан со свободным, преимущественно комковатым, золотом.

Таким образом, парагенезис Au и W чрезвычайно важен как в теоретическом, так и в прикладном аспекте.

Заключение

1. Сквозное накопление вольфрама и золота на месторождении Яхтон характерно для всех стадий рудного процесса, начиная от магматической, при которой формируются магнезиальные скарны; ранней щелочной (известковые скарны); ранней стадии кислотного выщелачивания (апоскарновые метасоматиты) и до поздней стадии кислотного выщелачивания, с которой связано образование низкотемпературной жильно-прожилковой минерализации.

2. Для рудного процесса характерно обогащение шеелита наиболее продуктивной генерации золотом и сопутствующими ему элементами (висмут, мышьяк, серебро, сурьма, теллур), что может указывать на тесные парагенетические связи вольфрама и золота.

3. Совместное накопление золота и вольфрама в рудоносных флюидах является закономерным проявлением рудного процесса, при этом длительное накопление этих металлов в процессе образования рудоносных метасоматитов, может обеспечивать формирование биметальных объектов с богатыми рудными столбами, что необходимо учитывать при разработке стратегии поисков, оценки и освоения месторождений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Даутов А.И. Минералого-геохимические критерии условий формирования и потенциальной рудоносности Кошрабадского и Яхтонского интрузивов (Зап. Узбекистан). Дисс… канд. г-м. наук. -Ташкент.: ИГГ АН РУз, 1974. – 186 с.

2 Золоторудное месторождение Мурунтау / Под ред. Т.Ш.Шаякубова. – Т.: Фан, 1998. – 540 с.

3 Нарсеев В.А., Гостев Ю.В., Захаров А.В. и др. Бакырчик (геология, геохимия, оруденение). – М.: ЦНИГРИ, 2001. – 174 с.

4 Рафаилович М.С., Шевчук С.И. Золото-вольфрамовые месторождения Центральной Азии // Руды и металлы. – 2012. - № 2. – с. 47-60.

5 Рафаилович М.С., Шевкунов А.Г., Колоскова С.М., Ежков Ю.Б. Вольфрамовая минерализация в крупных месторождениях золота в углеродисто-терригенных толщах Средней Азии // Геология и минеральные ресурсы. - 2013. - № 3. - с. 16-28.

6 Рудные месторождения Узбекистана / Отв. ред. И.М.Голованов. – Т.: ГИДРОИНГЕО, 2001. – 660 с.
7 Шевкунов А.Г. Вольфрамовое оруденение в стратифицированных толщах Киргизии (типы, особенности формирования и критерии поисков): Автореф. дис…. канд. г.-м. наук. – Фрунзе, 1990. – 17 с.
8 Шевкунов А.Г. Состав и условия образования вольфрамовой минерализации месторождения Кумтор // Тр. Кыргызского Института минерального сырья, - Бишкек: КИМС, 2002. – с.46-51.

УДК 622

ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТРЕБУЕМОГО КАЧЕСТВА ОТГРУЖАЕМОЙ РУДЫ ПРИ ПРИМЕШИВАНИИ НЕКОНДИЦИОННОГО СЛОЯ С ОПТИМАЛЬНЫМИ ПАРАМЕТРАМИ

Т. С. Ибырханов
АО «Казгеология», г. Астана, Казахстан.

Увеличение глубины разработки месторождений, неравномерное распределение полезных компонентов в руде неизбежно ведет к росту затрат на добычу и переработку. Взаимодействие «карьер» и «фабрика» в постоянно ухудшающихся горногеологических условиях, задача, с которой сталкиваются в своей работе горные инженера. Компенсация таких затрат возможна только при внедрении экономически обоснованных способов и методов разработки, основанных на цифровых технологиях, ориентированных на снижение себестоимости производимой продукции.

На сегодня применяются различные способы и методы повышения планирования добычных работ, однако проблема заключается в том, что как бы точно не осуществлять планирование горных работ это не обеспечивает их выполнения. В организации горнотранспортных работ для каждого предприятия необходим индивидуальный механизм оперативной корректировки, основанный на наличии единой базы статистических данных и качественной обратной связи со всеми объектами управления.

Одним из главных направлений деятельности рудоуправления является обеспечение необходимого качества карьерного рудопотока. Управление качеством должно осуществляться по всей технологической цепи добычи руды, каждое звено которой способно поддерживать требуемые значения показателей качества. Деятельность ОТК направлена на стабилизацию и улучшение показателей, и выявление причин возникновения брака. Одним из основных показателей должен служить показатель сходимости показателей качества отгружаемой руды и получаемой на обогатительной или перерабатывающей фабрике. Для повышения уровня сходимости значений используется способ смешивания руды. С этой целью применяется поперечное, продольное и 15 послойное усреднение руды во время подготовки шихты. Этому должна соответствовать технология опробования руды на качество, обеспечивающая достоверность получаемых данных. Опробование руды в процедуре оценки качества является начальным этапом. Рациональная методика опробования определяет качество проведения анализа проб и результаты оценки.

Предлагаемый расчетный метод определяет какое количество штабелей с различными качественными характеристиками необходимо для формирования объединенного штабеля заданного качества. Использование данного метода для процесса шихтоподготовки имеет ряд преимуществ:

- сокращает время отбора проб, которое можно использовать для контроля за технологическим процессом усреднения руды;
- увеличивает представительность отбора проб;
- снижает рабочую нагрузку на лаборанта, производящего химический
- анализ проб, что повышает качество анализа;
- позволяет совершенствовать организацию работы ОТК и ХА при
- сохранении численности персонала, несмотря на увеличение объемов
- отгружаемой руды.

Такая система максимально обеспечивает сходимость результатов контроля, проводимого в рудоуправлении и на фабрике, и сохраняет тенденцию к стабилизации показателей качества. Задачей ОТК является поиск дальнейших возможностей регулирования качества руды. Оценка и учет показателей качества добываемой и отгружаемой руды обеспечивает двойной контроль. Стабильность показателей качества может быть обеспечена с помощью современной информационной системы, функционирующей в круглосуточном режиме. Оперативный учет информации, поступающей от геологической службы при обработке данных опробования руды в ОТК, и оперативность передачи данных позволяют эффективно управлять качеством рудной массы.

Опыт отработки месторождений различных видов полезных ископаемых свидетельствует о том, что качество минерального сырья, поступающего на обогатительную фабрику, нередко подвержено значительным колебаниям. Так, на железорудных месторождениях колебания в содержании железа в товарной руде составляют от 3 до 15%; на горнодобывающих предприятиях цветной металлургии изменчивость содержаний свинца и цинка достигает 100%, содержаний меди и ртути – соответственно 120 и 150%.

Непостоянством качества характеризуются и многие угольные месторождения, отрабатываемые как подземным, так и открытым способами. Особенно подвержены колебаниям показатели зольности, влажности и теплоты сгорания углей. Это часто предопределяет направление промышленного использования углей.

Высока изменчивость качества и на месторождениях природных строительных материалов и прежде всего прочностных свойств горных пород, особенно при отработке приповерхностных выветрелых участков месторождений, зон интенсивной трещиноватости. Это обуславливает нередко низкий уровень выхода кондиционной продукции.

Таким образом, проблема качества руд (полезных ископаемых) актуальна для всех отраслей горнодобывающей промышленности, для всех видов полезных ископаемых, разрабатываемых как подземным, так и открытым способами, но особенно остро она стоит при отработке рудных месторождений, что связано с большим разнообразием условий формирования рудных тел, с большим разнообразием типов руд и нередко весьма неравномерным распределением полезных компонентов.

Кроме того, в последнее время в разработку все чаще стали вовлекаться большеобъемные месторождения с большими запасами руд и относительно низким их качеством и месторождения со сложными горно-геологическими условиями, обуславливающими ухудшение качества минерального сырья.

В связи с этим, проблема повышения качества товарной руды, поступающей на обогатительные фабрики, проблема управления качеством руд приобретает первостепенное значение. Планомерная и прежде всего эффективная работа обогатительной фабрики зависит от степени постоянства качества руды, поступающей из разных забоев рудника. Если товарная руда будет обладать резко различным содержанием полезных компонентов или резко различаться по составу, то процесс ее переработки придется часто менять, что включает переналадку машин, изменение последовательности стадий переработки руды, изменение дозировки реагентов и т.п. Это повлечет за собой лихорадочную и непроизводительную работу фабрики и прежде всего – уменьшение процента извлечения полезных компонентов, возрастание потерь. Проблема управления качеством руды, поступающей на фабрику, решается двумя способами.

Первый из них – селективная (раздельная) разработка месторождения и раздельная (разновременная) выдача из забоев руды разного качества прямо на фабрику. Например, если на месторождении руды представлены двумя типами – сульфидными и окисленными, то при раздельной добыче отрабатываться они должны поочередно с таким расчетом, чтобы смена типа руды, поступающей на фабрику, происходила не чаще одного раза в месяц.

В принципе, возможна одновременная добыча руды разных типов, т.е. двумя (или несколькими) рудопотоками из разных забоев, но с временным складированием одного из типов руды на складах. В связи с этим, более подробно остановимся на рудопотоках.

Рудопоток – путь движения руды от забоя до обогатительной фабрики или временного склада. Система таких рудопотоков образует технологическую схему горнодобывающего предприятия. В нее входят: горные выработки, их забои, элементы транспорта (подвижные и неподвижные: скреперная лебедка, погрузочная машина, электровоз), емкости для пропуска руды с горизонта на горизонт (рудоспуски), дозирующие устройства при рудоспусках, используемые при загрузке вагонеток, элементы временного складирования руды (бункера, склады).

Расчет нормативных величин потерь (П) и разубоживания (Р) для открытого способа разработки произведен в соответствии с «Нормами технологического проектирования горнорудных предприятий цветной металлургии с открытым способом разработки» по формулам:

$П = П_т * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{nq}$, %

$Р = П_Т * K_m * K_{\Delta m} * K_h * K_{nq}$, %

где: $П_т$ и $Р_т$ - значения потерь и разубоживания в % принимается по ВНТП 35-86 $П_т = Р_т = 3,8$ %

K_m, $K_{\Delta m}$, K_h, K_{nq}, K_{pq} - поправочные коэффициенты, учитывающие, соответственно, изменения мощности рудного тела, объем включений прослоев разубоживающих пород, высоту добычного уступа и отношение потерь к разубоживанию, принимается по ВНТП 35-86.

K_m= 1,2 (средняя мощность рудного тела - принимаем 33м);

средняя мощность рудных тел по вариантам бортовых содержаний меди в карьере, м: 0,1% - 35, 0,2% - 34, 0,3% - 33, 0,4% - 30.

$K_{\Delta m}$ = 1,3 (включения прослоев пустых пород и некондиционных руд составляют 15 %);

K_h = 0,75 (высота подуступа при отработке руды - 5м)

K_{nq}= 1

K_{pq}=1 (отношение потерь к разубоживанию принято 1)

П=3,8 х 1,1 х 1,33 х 0,75 х 1 = 4,17 %

Р=3,8 х 1,1 х 1,33 х 0,75 х 1 = 4,17 %

Проектные потери и разубоживание принимаются соответственно П=5% и Р=5%. В процессе промышленной отработки карьера показатели потерь и разубоживания должны уточняться с привлечением геолого-маркшейдерских служб предприятия.

В условиях отрабатываемого месторождения добычу руды и выемку вмещающих пород предусматривается производить с предварительным рыхлением с применением буровзрывных работ. Для бурения взрывных скважин на вскрышных и добычных уступах, а также на уступах неполной высоты, в период их зарезки, предусмотрен буровой станок СБШ-250 с Ø долота 250 мм. С целью снижения потерь и разубоживания руды взрывание рудных и вскрышных уступов, по возможности, должно осуществляться раздельно.

Средний выход негабаритных кусков принят согласно нормам технологического проектирования (НТП) 5%. Для дробления негабарита будет использоваться один перфоратор типа ПП63В.

Для обеспечения бурового станка и перфоратора сжатым воздухом предусматривается передвижная дизельная компрессорная станция типа ПВ-10/8М.

В качестве взрывчатого вещества рекомендуется гранулит АС6. Способ взрывания короткозамедленный с помощью детонирующего шнура (ДШ). Конструкция заряда со сплошной колонкой и инициированием в нижней части. Подрыв ДШ – электродетонаторами мгновенного или короткозамедленного действия, электродетонатор дублируется. Удельный расход взрывчатого вещества составляет 0,8 кг/м3 породы и 0,28 кг/т руды.

Постановка уступов в предельное положение предусматривается бурением наклонных контурных скважин методом завершающего контурного взрывания, когда массив дорабатывается до проектного контура завершающим взрывом контурных скважин. При этом на нижнем рабочем уступе контурная скважина совмещается со скважиной рыхления. Для выполнения дополнительного объема работ по заоткоске используется буровой станок СБУ-125А с диаметром долота 125 мм.

Взрывоопасная зона рассчитана в соответствии с «Едиными правилами безопасности при взрывных работах» и составила: для людей – 500 м, для машин и механизмов – 300 м.

Вывод

Установлено, что в условиях значительного обеднения запасов руд решение рудо-сырьевой проблемы на будущее должно в основном ориентироваться на дальнейшее совершенствование горнодобывающего производства, с возложением на него функций более глубокого формирования качества добытых руд. У рудников, при соответствующей модернизации их технологии, создаются определённые потенциальные и пока недоиспользуемые возможности для более эффективного формирования качества руды, в том числе путём повышения концентрации металлов и стабилизации состава добычи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ракишев Б.Р. Геотехнологическое управление качеством минерального сырья.-Алматы: КазНТУ, 2009.-319с.

2 Березовский Н.И., Борисейко В.В., Костюкевич Е.К., Труш А.Ю. Горное дело, Минск. Издание: БНТУ, 2021 - 46 с.

3 Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела. М: Горная книга, 2020. – 488 с.

4 Шевченко Л.А., Костеренко В.Н., Смирнов О.В. Аэрология горных предприятий. М.: Недра, 2020. – 224 с.

5 Ермолович Е. А. Основы инженерной геологии: физико-механические свойства грунтов и горных пород. Практикум. — М.: Юрайт. 2020. — 290 с.

6 Исказиев, С.В. Хафизов Краткий обзор турбидитных комплексов ISBN: 978-5-4344-0862-2 Ижевск. Издательство: Ижевский институт компьютерных исследований 2019 – 188 с.

7 Сёмин М.А., Левин Л.Ю. Методы расчёта искусственного замораживания пород при строительстве шахтных стволов. М. Издательство: Научный мир 2021. – 152 с.

8 Трубецкой, К. Н. Основы горного дела : учебник для вузов / Под ред. акад. К. Н. Трубецкого. - М: Издательство: Академический Проект, 2020.- 231 с.

9 Андруш, В. Г. Охрана труда: учебник / В. Г. Андруш, П. Т. Ткачёва, К. Д. Яшин. – 2-е изд., исправленное и дополненное. Минск: РИПО, 2021. – 334 с.

УДК 550.834

НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗУЧЕНИЯ СВЯЗИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ С НАБЛЮДЕННЫМИ АНОМАЛЬНЫМИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫМИ ЯВЛЕНИЯМИ

Б.Х.Хайдаров, У.А.Нажмиддинов, М.Т.Каримова

Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Успехи, как и неудачи, решения прикладных прогностических задач в известной степени определяются состоянием фундаментальных исследований по геомеханике. Выбор физических полей, динамического и спектрального диапазона, времени проведения измерения и расположения станций, так же как вида преобразования и регистрации сигнала, формируется существующим представления о процессах в очаге и зоне подготовки тектонического землетрясения. Трудоемкость режимных и целевых исследований определяет необходимость научного обоснования эксперимент. В свою очередь, прогностические исследования – это и практическая проверка моделей механизма очага.

Для тектонической активности в целом и процессов подготовки землетрясения в частности важно знать соотношение упругой и неупругой деформаций. Аномальное ЭМИ, также как и АЭ, по своей природе возникает вследствие неупругих деформаций геоматериала, а значит, может служить дополнительным источником информации о динамических процессах близлежащих массивов горных пород. С набором минимального статистического материала закончился период построения экзотических моделей генерации АЭМИ (подземные и иные грозы конструкции механоэлектрических преобразователей и др.). Основное внимание сосредоточилось на рассмотрении двух подходов: концепции изменений условий волноводного распространения атмосфериков [1] и модели поверхностных излучателей [2]. Во втором случае к природе генерации ЭМИ относятся процессы динамической структурной перестройки (в частности, трещинообразование), в первом – принципиален вопрос о физическом факторе воздействия процессов в литосфере на ионосферу. Подчеркнем, что данные модели не альтернативные. Есть все основания полагать, что оба механизма могут проявляться отдельно или совместно в зависимости от характера процесса, реологии среды и др. геофизических условий, также как непротиворечиво положение об одновременном развитии трещинообразования и выходе на дневную поверхность радиоактивных эманацией. Представленные ниже данные интерпретируются с позиций модели поверхностных излучателей. Вывод о том, что АЭМИ, регистрируемое на поверхности Земли, - следствие неупругих деформаций горных пород, следует из исследований по физике твердого тела. Это подтверждается соответствием характера наблюдаемых аномалий ЭМИ и в других геофизических параметрах. Наблюдается аномалия в виде ступеньки, регистрируемая вариометром сопротивления (а) и в теллурическом поле (б) [3]. Подобное аномальное

возмущение типа ступенька с возвращением сигнала к невозмущенному фону в момент удара регистрируется в том же временном масштабе и в АЭМИ [3]. О деформационной природе подобных возмущений свидетельствуют наблюдения пространственных и временных аномалий ЭМИ на геофизических объектах промежуточного материала (горные удары, оползни, разломы). Проведение измерений на афтершоках сильного землетрясения в эпицентральной зоне – уникальная возможность регистрации ЭМИ эффектов в области динамических процессов земной коры. Результаты таких наблюдений, приведенные в следующем параграфе, подтверждают полученные ранее характеристики аномального излучения и дополняются новыми фактами. Попытаемся провести некоторые общения на многолетнем опыте исследований аномального ЭМИ, приводящихся в настоящее время в различных сейсмоактивных районах планеты.

Явления аномального возмущения естественного электромагнитного фона атмосферы в период, предшествующий землетрясению, вызывает интерес прежде всего перспективностью использования данного параметра в целях краткосрочного и оперативного прогнозирования сейсмических событий. Вместе с тем проблема изучения аномального импульсного электромагнитного излучения выходит за рамки прикладной проблемы. Совокупность данных режимных наблюдений и целевых экспериментов свидетельствует о том, что электромагнитная эмиссия – это фундаментальное свойства твердого тела в процессе изменения его напряженно-деформируемого состояния как для масштаба лабораторных образцов, так и для массивов горных пород земной коры в условиях их естественного залегания.

Более того, есть все основания полагать, что электрические и электромагнитные процессы в литосфере оказывают влияния на явления, развивающиеся в верхних геосферных оболочках [4]. Несмотря на двадцатилетний период развития исследований, этот прогностический параметр относятся к нетрадиционным. Тем не менее история формирования представлений о физике процесса изобилует контрастными подходами [5]. Многообразие наблюдаемых эффектов, кажущееся порою противоречивым, вызывает недоверие к исходным данным. Регистрируемые типы аномалий ЭМИ не укладываются в простую схему, тем не менее по времени проявления сигнала возмущения можно разделить на 4 основные типа .

На схематическом рисунке указаны четыре основных типов аномальных ЭМИ по времени их появления относительно момента землетрясения.

1.Нерегулярные всплески или квазиустойчивое повышение интенсивности, отмечаемое перед землетрясениями в интервалах времени от нескольких дней (3-7) до первых часов. Аномалия исчезает до момента землетрясения [7].

2.Увеличение фона начинается до и продолжается с постепенным спадом после землетрясения на записи не идентифицируется [7].

3.Возмущение обладает характерным образом сигнала-предвестника, проходя последовательные стадии роста, квазинасыщения и сброса до невозмущенного уровня в момент землетрясения [2,4,7].

4.Интенсивность фонового ЭМИ испытывает эффект замирания с масштабом в несколько суток, которое может выходить на нормальный уровень непросредственно перед землетрясение или с резким увеличением, превышающий фоновое значение [1,8].

К типам 1,2,4 следует отнести и искажение суточного хода. Данное разделение в достаточной степени условно, так как в отдельных случаях могут наблюдаться нерегулярные всплески и замирания. Многообразие форм аномального эффекта – это неотъемлемое свойство такого сложного и многофакторного процесса, каким является процесс подготовки землетрясения. Достаточно упомянуть о неоднородности среды, условности механоэлектрического преобразования в реальной среде и т.д. В перечисленных типах возмущений обращает внимание 3-й тип возмущений. С точки зрения достоверности эффекта сейсмо-ЭМИ совпадение фазы сброса с точностью до десятков секунд с моментом землетрясения, особенно на последовательных событиях, является наиболее веским аргументом.

Процессы подготовки в гетерогенной среде протекают с разной скоростью и интенсивностью в деформируемом объеме. Характерный образ сигнал, по-видимому, принимает в особых “канонических” условиях, когда деформирование геоматериала последовательно проходит все этапы нагружения: упругой и пластической стадии деформирования вплоть до нарушения сплошности. Сам факт наличия стадии сброса свидетельствует о быстрой релаксации напряжения в большом объеме после разрыва в очаге, а отсутствие всплеска в момент землетрясения – об отсутствии прямого излучения из очага. Такой образ аномалий наблюдается на достаточно энергичных или близких и уединенных событиях (2). В большинстве же случаев землетрясение может сопровождаться форшоковой и афтершоковой активностью, что значительно “смазывает” картину процесса подготовки единичного акта разрешения геоматериала и характеризуется более динамичным, мозаичным перераспределение напряжений при подготовке основного удара. Суперпозицией эффектов и сложной картиной напряжений могут быть объяснены возмущения типа I, 2. Более сложен вопрос об эффекте замирания (тип 4), который стал подробно обсуждаться лишь в последние годы. Прежде чем обратится к анализу возможного механизма замирания, рассмотрим предлагаемые подходы к объяснению аномалии АЭМИ в целом.

При подготовке тектонического землетрясения происходит формирование очага, в котором с наибольшей интенсивностью протекают механические, физико-химические и др. процессы, рис. 3(I). Высказанная А. А. Воробьевым [6] гипотеза о АЭМИ как следствие "подземных гроз" имела основание, но с набором статистики и определением основных морфологических свойств аномальных возмущений возникла необходимость поиска других механизмов. В рамках гипотезы трудно объяснить отсутствие выраженной зависимости интенсивности АЭМИ от параметров землетрясения. Аномальные возмущения ЭМИ в 10-20 ДБ над фоном наблюдаются при магнитудах от 3 до 7.5 на расстоянии Кд ‹ I200 км при глубине очага п ‹ 480 км [2,4].

На схематическом рисунке приведены механизмы генерации АЭМИ: 1- Очаговая область – выход к поверхности через массивы горных пород и высокоомные структуры. 2- Поверхностные деформационные генераторы ЭМИ и квазистатических полей. 3 – Переизлучение ионосферы в результате воздействия литосферных источников. 4 –

Изменение условий прохождения атмосфериков из тропического пояса в результате образования неоднородностей проводимости над эпицентральной зоной.

Данные наблюдений более соответствуют представлениям о генерации АЭМИ механоэлектрическими преобразователями, активизирующимися деформационными процессами вблизи поверхности, [2].

Все сказанное выше относится к представлениям о генерации АЭМИ активными изучателями, возникающими в земной коре, в 'атмосфере или ионосфере вследствие изменения напряженно-деформируемого состояния горных пород, что можно обобщить термином "концепция активного излучения".

В то же время существуют данные, свидетельствующие о том, что аномалии ЭМИ — это и результат изменения условий распространения атмосфериков, рис. 3 [4]. С этой позиции объясняются эффекты усиления и замирания как результат интерференции сигнала [I]. к уменьшению фона может приводить, в частности, повышение проводимости атмосферы в эпицентральной области или изменение условий отражения от ионосферы. По мнению авторов [I], фактором таких воздействий могут быть радиоактивные эманации через дневную поверхность.

Если к перечисленным типам возмущений и модельным подходам прибавить то, что АЭМИ регистрируются не только на поверхности Земли, но и в шахтах на километровой глубине и на спутниках, то станет очевидным, что поиск единого механизма, объясняющего все многообразие наблюдаемых эффектов, обречен на неудачу. Несомненно, что для анализа всей совокупности данных требуется дифференцированный подход. Исследования ЭМИ на геодинамических событиях дают дополнительную информацию о характере механических процессов, обнаруживая, в частности, сходность механизмов подготовки афтершоков и землетрясений, возможность выделения отдельных эффектов на отличных по энергии событиях из суперпозиции эффектов на синхронно развивающихся процессах подготовки, мозаичность аномалий; ставит вопросы о возможности разделения упругих и пластических свойств геоматериала.

Возможность контроля за необратимым процессом разрушения поднимает вопрос об актуальности развития исследований по прогнозу. Очевидно, что никакой самый точный прогноз не может предотвратить землетрясение. Но следует ли рассматривать оперативный прогноз альтернативой сейсмостойкому строительству. Стоимость сети станций несравнима с затратами на капитальное строительства.

Именно конкретностью прогноза с точностью до десятков минут первых часов оперативные методы выделяются в особую гуманную группу прогностических признаков.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Садовский М.А., Соболев Г.А., Мигунов Н.И. Изменение естественного излучения радиоволн при сильном землетрясении в Карпатах. ДАН СССР.1979г.Т.244. №2. с.60-63.

2 Моргунов В.А. О электромагнитном излучении при сейсмической активности. Изв.АН СССР. Физика Земли. 1985 г. №3. с.77-85.

3 Ралчовски Ц., Комаров Л. Об электромагнитных предвестниках землетрясений во Вранче 30.08.1986г. Изв. АН СССР. Физика Земли. 1988г. №11. с.72-77.

4 Morgunov V.A. Radionoise of Litosphere. Preceedings of the International Simposium on Electromagnetic compatibility. 1989. Nagoya, Japan. p.77-85.

5 Гохберг М.Б., Моргунов В.А.,Похотелов О.А. Сейсмоэлектромагнитные явления. М.:Наука, 1988г. с.175.

6 Воробьев В.А. Физические условия залегания вещества в земных недрах. Томск: Томский Политехнический институт. 1971г. Ч.1. с.270.

7 Электрические и магнитные предвестники землетрясений: сб.статей. Под редакцией Головкова В. сП. Ташкент: ФАН, 1983г. с.133.

Код МРНТИ 38.51.31

КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МАГНЕЗИАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА

М.А.Мирусманов[1], Д.Х.Асабаев[2], К.Х.Адилханов[1]

[1]Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

[2] ГУ «Институт минеральных ресурсов», г.Ташкент, Узбекистан

Введение. Экономика Республики Узбекистан испытывает большую потребность в огнеупорном сырье и изделиях из него. Особенно острый дефицит представляют высокоогнеупорные изделия, из магнезиальной группы огнеупоров. До недавнего времени в республике отсутствовали предприятия по производству огнеупорных изделий. Анализ импорта огнеупорных материалов в Республику Узбекистан за 2016-2021 гг. показал, что более 90% затрат на импорт огнеупоров приходится на долю высокомагнезиального сырья и изделий из него. В Узбекистане госбалансом учтены более 33158,6 тыс. т разведанных запасов магнезиального сырья.

Для развития производственного потенциала страны очевидна необходимость расширения сырьевой базы нерудных полезных ископаемых, в том числе и магнезиального сырья. Выявление месторождений магнезиального сырья, расположенных вблизи его основных потребителей, в экономически освоенных районах с хорошо развитой инфраструктурой, доступных для открытой отработки, является весьма актуальной задачей. Всё это вызывает необходимость выявления перспективных площадей магнезиальных пород, которые могли бы быть новым источником магнезиального сырья.

Несмотря на хорошую изученность региона, перспективы магнезиального сырья до сих пор не ясны. Остаются нерешенными вопросы о современном состоянии минерально-сырьевого потенциала магнезиального сырья и возможности их промышленного освоения. Для решения этой проблемы важным является изучение их вещественного состава, качественных и количественных параметров с оценкой дальнейших перспектив, что позволит разработать для каждого объекта научно-обоснованные рекомендации по дальнейшему геологическому изучению.

В этом ряду задач особое место занимает создание классификации месторождений и проявлений магнезиального сырья Западного Узбекистана на геолого-промышленной основе. Объектами исследований являлись месторождения и проявления магнезиального сырья Султанувайсского, Кызылкумского, Зирабулак-Зиаэтдинского, Нуратинского и Мальгузарского регионов Западного Узбекистана.

Исследование выполнено в рамках инновационного гранта ФЗ-201912118 «Разработка технологии поучения магнезиальных огнеупоров на основе местного сырья» (2020-2022 гг.).

Обзор существующих классификаций. В простейшей классификации магнезиального сырья П.П.Смолина [1] две главные группы выделены по химико-прикладному признаку. При этом для твердого сырья использован главнейший таксономический признак системы минералогии – характер радикалов, а силикаты противопоставлены минералам всех остальных классов.

П.П.Смолиным (1991) также предложена общая формационно-генетическая типизация всего комплекса магнезиальных полезных ископаемых. Здесь выделены три общих генетичесих типа (плутонический, метаморфический, коры выветривания и осадочный) которые параллельно разделены на три магнезиальные формации: гипербазитовые; карбонатные; эвапоритовые.

H.Schmid выделил для Австралии гидромагнезитовый хемокластогенный в кайнозойских отложениях тип магнезиального сырья [2].

При изучении Халиловской магнезитоносной площади в Оренбургской области РФ Т.А.Щербакова, А.И.Шевелёв и П.П.Сенаторов выделили гидромагнезитовые залежи двух генетических типов: кора выветривания по серпентинитам с гидромагнезитом и кайнозойские озерно-речные хемокластогенные осадки карбонатно-гидрмагнезитового типа [3].

В.Перепелицин, А.Яговцев, В.Мерзляков, В.Кочетков, А.Пономаренко, З.Пономаренко и А.Колобов изучив различные типы техногенного сырья для производства огнеупоров и керамики [4] разработали химико-минеральную и вещественно-генетическую классификацию техногенного минерального сырья. Из пятнадцати химико-минеральных типов сырья 4 относятся к магнезиальному, а среди вещественно-генетических типов выделены 7 магнезиальных и 6 магнезиально-силикатных типов техногенного сырья.

Самая последняя версия генетической классификации месторождений магнезиального сырья предложена в 2022 году И.Б.Турамуратовым [5].

Классификация промышленных типов месторождений магнезиального сырья с использованием большого объёма литературных данных в 1989 году предложена чешскими учеными-геологами Милошом Кужвартом и Мирославом Бохмером [6] в учебнике на английском языке «Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых» (табл. 1).

В этой классификации по сути обозначены основные геолого-промышленные типы магнезиальных месторождений мира.

Таблица 1 - Промышленные типы магнезиальных месторождений [7]

Типы	Форма залегания	минералы	Использование, качество	Примеры
Гидротермально-метасоматические в карбонатах	пласты и линзы	магнезит, доломит, брусит	огнеупорные кирпичи, мин. 43% MgO (CaO макс. 4,5%), источник Mg - мин. 87% MgO (CaO макс. 1,8%; R_2O_3 - 2%) после обжига; цементное производство мин. 75% MgO после обжига	Австрия, Россия, Словакия
Гидротермальные в серпентинитах	жилы	аморфный магнезит, тальк		Америка, Греция
Инфильтрационные в серпентинитах	прожилки	аморфный магнезит		Россия
Осадочные	пласты	аморфный магнезит		Китай
Морская вода				Америка, Россия
Эвапориты	пласты	карналлит		Германия, Россия, Франция

Геолого-промышленная классификация месторождений магнезиального сырья Западного Узбекистана. В Республике установлено более 100 объектов (месторождений, проявлений и точек минерализации) высокомагнезиального сырья. Несмотря на такое большое число объектов, детально разведанных месторождений с подсчетом запасов, не более двух десятков. В связи с поставленными задачами данной диссертации все изученные объекты магнезиального сырья Западного Узбекистана систематизированы по своим геологическим и промышленным

признакам и с учетом всех вышеперечисленных классификаций магнезиального сырья, составлена геолого-промышленная классификация на формационно-генетической основе объектов магнезиального сырья Западного Узбекистана (табл. 2). В результате выделено 7 магнезиальных формаций отличающиеся условиями формирования, вещественно-минеральным составом и другими признаками.

Таблица 2 - Геолого-промышленная классификация на формационно-генетической основе объектов магнезиального сырья Западного Узбекистана

Генетический тип	Формация	Основные минералы	Методы переработки	Примеры месторождений и проявлений
Магматический	Ультрабазитовая	Оливин, флогопит	-	Менажат, Кахралисай, Кутчи Восточный
Метаморфо-генно-гидро-термальный	Серпентинитовая	Антофиллит, серпентин, тальк, тальк-магнезит	Гравитационно-магнитно-кислотно-щелочно-обжиговый	Менажат, Казгантау, Арватен, Каракия, Амандара, Ямчисай, Таньгисай, Кутчи Восточный
	Тальковая	Тальк, флогопит, тремолит, форстерит, диопсид, энстатит	Флотационно-кислотно-щелочно-обжиговый	Зинельбулак, Казгантау, Четтык, Бичанчи, Кизилсай
Гидротер-мально-мета-соматический	Бруситовая	Брусит, магнезит, сепиолит, палыгорскит	Кислотно-щелочно-обжиговый	Бельтау
Осадочный	Доломитовая	Доломит	Кислотно-щелочно-обжиговый	Ингичка, Махмудтау, Карасу, Мурунтау
	Эвапоритовая	Карналлит, бишофит, гипс-магнезит	Гравитационно-кислотно-щелочно-обжиговый	Караумбет, Кушканатау Узункудук, Сайляукудук
Гипергенный	Магнезитовая кора выветривания	Магнезит пелитоморф-ный, вермикулит, сепиолит	-	Зинельбулак, Тамды
		Тальк порошкова-тый	Флотационно-кислотно-щелочно-обжиговый	Кизилсай
		Гипс-магнезит	Гравитационно-кислотно-щелочно-обжиговый	Узункудук, Сайляукудук, Гажды

Ультрабазитовая формация. Интрузивные массивы ультраосновных пород известны в западном Узбекистане в следующих регионах: Султанувайский, Букантауский, Тамдытау-Нуратинский, Нуратау-Зирабулакский.

Ультрабазитовая магнезиальная формация выявлена на объектах Менажат, Кахралисай, Кутчи Восточный.

На месторождениях Менажат и Кутчи Восточный в основном развита серпентинитовая формация но часть месторождений сложена незначительно серпентинизированной ультрабазитовой формацией пород, в которых главными минералами являются оливин и флогопит.

Серпентинитовая формация. Серпентиниты – это горные породы, образованные при замещении первично-магматических безводных железисто-магнезиальных силикатов (оливина, пироксена) ультраосновных пород водным силикатом магния – серпентинитом.

В целом серпентинитам характерна мономинеральность состава, состоящая из разновидностей серпентина – хризотила и антигорита. С серпентинитами ассоциируют кварц-карбонатные породы, с заметным преобладанием последних и небольшая группа переходных к серпентинитам серпентино-карбонатных пород [7].

В Узбекистане с серпентинитами связано большое число полезных ископаемых – черные и редкие металлы, асбест, тальк и др. Из числа наиболее перспективных следует назвать проявление Кутчи Восточный, расположенное в Самаркандской области. Также к перспективным можно отнести предварительно разведанное месторождение Арватен и проявления Таньгисай, Каракия, Капан, Сентяб, Ямчисай.

Тальковая формация. Тальк представляет собой гидросиликат магния и используется во многих отраслях промышленности, число которых постоянно растет.

Разработанных требований к качеству тальковых руд нет, поэтому в каждом контрактном случае для качественной оценки сырья должны производиться технологические исследования.

В виде отдельных кристаллов тальк встречается редко, обычно он образует скрытокристаллические плотные или чешуйчатые и листоватые агрегаты; тальк в плотных агрегатах называется стеатитом, в сланцевых – тальковым сланцем. Порода, содержащая более 75% талька, именуется талькитом. По кристаллической структуре, физическим и техническим свойствам к тальку очень близок минерал пирофиллит. Визуально эти минералы не различимы. Плотные агрегаты пирофиллита носят названия агальматолит, или пагодит. Пирофиллит и тальк, имея сходные кристаллические решетки, не только близки по свойствам, но мало отличаются друг от друга по технологическим и техническим

показателям, а, следовательно, и по областям применения в промышленности. В подсчете запасов тальковых руд учитываются как тальковые, так пирофиллитовые и агальматолитовые разности талька.

Эндогенные месторождения талька всегда связаны с метаморфическими породами и являются по характеру процессов образования метаморфогенными. Однако детальное изучение месторождений талька И.Ф.Романовичем [8] показало, что подавляющее число месторождений талька возникло в результате контактово-реакционного метасоматоза, обусловленного гидротермальными растворами.

На территории Узбекистана известно 3 небольших месторождения и около 20 проявлений талька и талькового камня. Все, заслуживающие внимания месторождения, сосредоточены на площади хребта Султануиздаг, а проявления – в Нуратинских, Зиаэтдинских, Тамдытауских горах.

Бруситовая формация. Брусит природная кристаллическая гидроокись магния, содержит максимально возможное в естественных материалах количество магния (до 69% MgO), кроме того, в силу своей минералогической природы он представляет для ряда отраслей промышленности более благоприятное сырье, чем другие магнезиальные полезные ископаемые [9].

Скопления брусита в природе встречаются лишь в метаморфизованных гипербазитах и магнезиально-карбонатных породах, причем практически используются лишь месторождения последней группы. Бруситовые руды представлены двумя главными типами - мономинеральными брусититами и бруситовыми мраморами (брусит-карбонатными породами). Они представляют собой контактно-метаморфические аналоги магнезиально-карбонатных пород – магнезитов (бруситы) и доломитов (бруситовые мраморы).

Месторождения брусита редки, поскольку для их возникновения необходимо сочетание ряда благоприятных факторов. Максимальные концентрации брусита в Узбекистане связаны с бруситовыми мраморами, образованными при метаморфизме магнезиальных карбонатов интрузиями основных и кислых магм. Содержание брусита в них достигает иногда 37%. Основная же масса состоит из кальцита и доломита (50-60 %), а также силикатов магния и кальция (до 10%).

Продуктивная толща на месторождении Бельтау приурочена в основном к кровле гранитоидных образований, к контактам их апикальных выступов и характеризуется определенной зональностью: в приконтактовой части с гранитоидами отмечается зона магнезиальных скарноидов, далее следует зона с серпентинитом, которая сменяется зонами бруситовых мраморов, переходящих в доломитовые мраморы.

Доломитовая формация. Основным потребителем доломитов является металлургия, в большом объеме использующая доломитовые огнеупоры. Доломит, как огнеупор, может применяться как в сыром виде, так и после обжига. Огнеупорные свойства и шлакоустойчивость он приобретает только после обжига (1500-1700ºС).

Первично осадочные доломиты – результат химического осаждения в бассейнах аридной зоны. Доломиты магматического (карбонатиты) и гидротермального (доломитизация) генезиса встречаются значительно реже [10].

Формирование доломитовых залежей происходило как в геосинклинальных, так и платформенных областях. Платформенный генетический тип в количественном и, нередко, в качественных отношениях преобладает над геосинклинальным. Платформенные (палеогеновые, бухарский ярус) доломитовые образования отличаются от геосинклинальных (верхний силур, нижний девон) относительно небольшой мощностью, широким площадным развитием, горизонтальным или близким к нему залеганием, слабой метаморфизованностью и тектонической нарушенностью, с благоприятными горно-геологическими и экономическими условиями разработки.

Главными показателями возможности использования доломитов в качестве сырья для огнеупоров служит их химический состав и, в меньшей мере, структурно-текстурные особенности.

Анализ имеющихся геологических материалов показывает, что кроме ориентировочных параметров пластовых залежей, других геологических, минералого-химических, петрографических, экономических сведений, нет. В редких случаях имеется химические анализы нескольких образцов. К ним относятся проявления Карасу, Шушактау, Бесапан, Сыпки. На этих участках необходимо произвести опережающие специализированные поисковые работы.

Эвапоритовая формация. По промышленной значимости среди минеральных солей выделяются натриевые, калиевые и магниевые. Основными магниевыми минералами являются хлориды магния – бишофит ($MgCl_2 \cdot 6H_2O$), карналлит ($KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$); хлоридосульфат – каинит ($KCl \cdot MgSO_4 \cdot 3H_2O$); сульфаты магния – кизерит ($MgSO_4 \cdot H_2O$), эпсомит ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$), астраханит ($Na_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 4H_2O$); сульфаты калия и магния – хеонит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 4H_2O$), шёнит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 5H_2O$), полигалит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 2CaSO_4 \cdot 2H_2O$). Главные породообразующие среди них – карналлит, бишофит, каинит, астраханит.

Главными факторами, соленакопления являются благоприятные тектонические условия и климат. Непрерывное развитие галогенеза происходит только в стабильной тектонической обстановке в условиях жаркого климата. При таких условиях соляные толщи имеют максимальные мощности завершенного цикла галогенеза с пластообразными залежами калийно-магниевых и часто бишофитовых пород.

В связи с возможностью рентабельной переработки астраханита, совместно с галитом для получения сульфата натрия и хлористого магния, спрос на астраханитовые соли значительно увеличился. В Узбекистане имеется крупное месторождение Кушканатау, в котором содержание астраханита 60-95%, галита менее 20%. Часто с ними ассоциируют мирабилит и полигалит. При комплексной отработке, кроме калия и магния можно извлекать поваренную соль, а также соли рубидия и бром.

Анализом площадного распространения соланчаков установлено их неравномерное распространение на территории Узбекистана. Максимальное их количество сконцентрировано в пределах Сурхандарьинской и Кашкадарьинской областей, значительно меньше - в Каракалпакстане, Самаркандской и Джизакской областях.

Магнезитовая кора выветривания в регионе встречается достаточно редко и представляет весьма большой интерес. К ней относятся отдельные включения магнезита в породах палеогена вблизи г. Газли и редкие прослои в отложениях оз. Башхода (Бухарская область). В небольших масштабах, но не представляющих прикладного значения,

магнезит установлен в виде тонких пропластков, жил в зоне дробления доломитизированных известняков палеогена (проявление Гажды), маломощных прожилков (до 5 см) генетически связанных с серпентинитами (проявление Тамды) временами прослеживаемыми на расстояния до 4 км, при мощности зон серпентинизации в 350 м.

Главными показателями промышленной значимости, в производстве магнезиальных огнеупоров являются минералогический и химический состав, а также физико-механические свойства высокомагнезиальных пород.

Выводы. 1. Обзор существующих классификаций объектов магнезиального сырья показал, что магнезиальное сырье в зависимости от поставленных задач может делится по химико-минеральному, формационно-генетическому и геолого-промышленному признаку.

2. В результате систематизации объектов магнезиального сырья Западного Узбекистана выделены семь магнезиальных формаций (ультрабазитовая, серпентинитовая, тальковая, бруситовая, доломитовая, эвапоритовая, магнезитовая кора выветривания) объединенных в пять генетических типа (магматический, метаморфогенно-гидротермальный, гидротермально-метасоматический, осадочный и гипергенный).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Смолин П.П. Минерагения, проблемы развития сырьевых баз и рационального использования магнезита, брусита и талька // Высокомагнезиальное минеральное сырье Москва: Наука, 1991. – С. 16–61.

2 Schmid H. Turkey Salda Lake. A genetic model for Australia's newly discovered magnesite deposits. Ind. Miner. 1987. – № 239. – P. 19–31.

3 Щербакова Т.А. Новое высокомагнезиальное карбонатное сырье для огнеупорной промышленности России / Т.А.Щербакова, А.И.Шевелев, П.П.Сенаторов // Новые огнеупоры. – 2015. – №5. – С. 11–15.

4 Перепелицын В.А. Перспективные техногенные минеральные ресурсы для производства огнеупоров / В.А.Перепелицын, А.В.Яговцев, В.Н.Мерзляков, В.В.Кочетков, А.А.Пономаренко, З.Г.Пономаренко, А.Ю.Колобов // Новые огнеупоры. – 2019. – №6. – С. 12–16.

5 Турамуратов И.Б. Минерально-сыревая база магнезиалного сырья в мире и Узбекистане, ее состояние и перспективы развития / И.Б.Турамуратов // Геология и минеральные ресурсы. – 2022. – №4. – С. 34–42.

6 Kužvart M. Prospecting and exploration of mineral deposits. Second Completely Revised Edition (Developments in Economic Geology, 21) / M.Kužvart, M.Böhmer. – ELSEVIER: Amsterdam — Oxford — New York — Tokyo, 1986. – 508 p.

7 Ильина В.П. Высокомагнезиальное сырье Карелии и перспективы его использования / В.П.Ильина, Т.В.Попова, П.В.Фролов // Геология и полезные ископаемые Карелии. – Петрозаводск : КарНЦ РАН, 2011. – №4. – С. 190–196.

8 Романович И.Ф. Условия формирования месторождений талька и талькового камня / И.Ф.Романович //Геология рудных месторождений. – 1960. – №4. – С. 48–52.

9 Минеральное сырье. Магнезит и брусит. Справочник / – М. : ЗАО «Геоинформ», 1998. – 78с.

10 Абрамович Е.Л. Генезис доломитовых формаций Центральных Кызылкумов / Е.Л.Абрамович. – Ташкент.: Изд-во «ФАН», 1972. – 73 с.

УДК 550.83.017

ОБЩАЯ ГЕОФИЗИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГЛУБИННОГО СТРОЕНИЯ КОНЦЕНТРИЧЕСКИХ СТРУКТУР ВОСТОЧНОГО УЗБЕКИСТАНА

О.М.Юнусова, Б.О.Жанибеков, Л.Н.Мейлиев, С.Б.Мусурманкулов

Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

При изучении геологической природы кольцевых структур кроме традиционных геологических материалов широко используются геофизические методы исследования. Привлечение геофизических материалов для определения глубинных структурных элементов исследуемых площадей представляется важным. При этом важное значения имеет установление выраженности кольцевых структур в геофизических полях. Большое значение имеет выбор способа геофизических исследований и формы результирующего материала.

В настоящее время изучение глубинного строения земной коры основано на комплексе сейсмологических методов с привлечением обширной геологической информации. Другим подходом является изучение состава и структуры земной коры магнитометрическим и гравиметрическим методами. Основой для их интерпретации являются геологические данные и сведения о физических свойствах горных пород. В изучаемом регионе исследователями]выделены следующие структурно- вещественные границы разделов.

Граница Мохоровича (М). По результатом исследований эта граница в регионе характеризуется довольно широким диапазоном глубин залегания. Рельеф поверхности плавный, со средним вертикальным градиентом - 1 км на 10 км расстояния по латерали. Наименьшими глубинами залегания границы М отличаются районы Моголтау, юга – западная часть Карамазара и запад Чаткальского и Каранжатауского хребтов (40-45 км). Общая тенденция погружения границы отмечается с запада на восток при севере- восточном направлении основных структурных форм рельефа.

Если обратиться к схеме тектонического районирования Чаткало-Кураминского региона, следует заметить, что Ангренская структурно-формационная подзона отличается незначительними глубинами залегания поверхностим. Пскем-Саидалашская и Талассо-Угамская подзона имеют северо- восточное простране горизонта при глубинах 45-55 км.

Кассанский, Наманганский блоки земной коры отличаются наибольшими глубинами залегания границы М (55-60 км), и характеризуется сложно- построенным рельефом. Поверхность Конрада. По В. А. Черновскому и С.О. Борисову рассматриваемый горизонт залегает на глубинах от 25 до 40 км. Общий структурный план простирания изогипс имеет преимущественно северо- западное направления и характеризуется весьма плавными формами рельефа. Наиболее плавной, ненарушенной тектоническими и магматическими процессами, является западная часть Кураминского, Чаткальского хребтов и хребта Каржантау. Здесь вертикальные препады глубин залегания незнечительны (около 1 км на 20 км горизонтольного простирания). Такая спокойная картина в рельефе наблюдается до зоны Куьбель-Аршанских разломов, где происходит резкий срыв поверхности до глубин 35-37 км.[1].

Морфологический описываемый участок поверхности представляет собой террасовидный уступ, полого спускающийся с запада на восток. Далее на востоке прослеживается еще один уступ меридиального направления полого опускающийся до зоны Чаркасар-Курманиского и Акташского разломов. По ним поверхность Конрада обрывается вниз ещё на 3-4 км. На участке пересечения Ангрен- Чаткальского и Коксарек-Чаватинского разломов рассмотренный террасовидный уступ осложнен вытянутой в меридиональном направлении депрессионной структурой где относительное опускание ее центральной части достигает 2,5-3 км.

Поверхность диоритового слоя, выделяемого в модели глубинного строения земной коры Чаткало-Кураминского региона, характеризуется разновысотным рельефом, что связывается как с процессами магматизма, так и с тектоническими движениями основных этапов активизации. Отличительной чертой рельефа диоритового слоя морфологически выделяются зоны поднятий и зоны резко выраженных депрессионных структур. В целом, он имеют изометричную форму. Так в Чаткальской структурно- формационной зоне выделяется крупная депрессия в рельефе диоритового слоя диаметром 80-90 км с глубиной залегания от поверхности усредненного рельефа поверхности 14-16 км по периферии, до 30-32 км в центральной части структуры. Таким образом, перепад высот составляет около 15 км. Средний градиент отметок рельефа -1 км на 5км расстояния по горизонтали. Максимальный градиент перепада высот имеет место в периферийных частях депрессии, тогда как центральные участки представляют собой выровненную поверхность дна структуры.

Район Ангренской депрессии на карте диоритового слоя представляет собой «скопление» изометричных структур положительных и отрицательных форм рельефа. Если учесть, что средняя глубина кровли диоритового слоя составляет 16-18 км, то относительного отметки структур положительных форм рельефа достигают 6-8 км, в то время как отрицательные – погружаются до глубин 10-12 км. Наиболее сложно построенным рельефом диоритового слоя обладает Кураминская структурно- формационная зона, как более магмонасыщенная и тектонически переработанная.

Базальтовый слой. Средняя мощность базальтового слоя, имеющего в регионе повсеместное распространение равна 16-18 км. Слой не обладает, в отличие от вышележащих резко расчлененной мощностью и областями пережимов и раздутий. Кураминская зона является областью, где земная кора имеет самую высокую мощность базальтового слоя в регионе (18-20 км). Области раздутий имеют в плане изометричную форму, где максимальная мощность диоритового слоя составляет 20-22 км.

В Чаткальской зоне диапазон изменений мощности составляет 12-16 км. Причем в самой зоне так же имеются структуры с увелеченной мощностью до 17 км, протягивающиеся в широтном направлении, и изометричные области пониженных значений.

Гранитный слой в регионе имеет повсеместное распространение, средняя мощность которого около 16-18 км до 28-30 км.Наименьшими значенями мощности обладают блоки Кураминской зоны от 8 до 12 км. Интересно отметить, что зоны распространения кольцевых структур совпадает как с зонами невысоких значений мощность гранитного слоя, так и с областями максимальных градиентов ее изменения.

Рельеф раннепротерозойского кристаллического основания [2]..

На основе известных геологе-геофизических материалов, В.А. Черновский и С.О. Ворисов составили карту поверхности дорифейского кристаллического основания территори Чаткало- Кураминского региона в масштабе 1:200000. По их данным кристаллический фундамент в рассматриваемом регионе залегает на глубинах от 2 до 10-12 км. Отдельные выходы их обнажаются на поверхности в пределах Кассанской дельные выходы их обнажаются на поверхности в пределах Кассанской и в юго – западной части Чаткальского хребта. На карте выделяются как наиболее погруженные участки (до 8-10 км) рельефа поверхности ненарушенного кристаллического фундамента, так и области, прошедшие стадию магматического замещания гранитного грано - диаритового и диоритового составов.

Тектоническая активизация более позднего этапа во многом усложнила геолого-тектоническое строения рассматриваемого региона. Кроме того, усложнению поверхности рельеф кристаллического фундамента способствовала активная магматическая расплавы «сеъдали»вмещвющие их породы. Кристаллический фундамент, который претерпел изменения в результате инъекции магматических расплавов, в пределах Чаткало-Кураминского региона залегает на различных глубинах от 0 до 12 км. Плавные, сравительно мягкие формы рельефа поверхности КФ свидетельствуют о том, что синклинорий был образован на ненарушенном прогибающемся фундаменте.

В западной части рассматриваемого региона межгорные депресси характеризуется повышенными глубинами залегания отдельных блоков КФ. Узкая полоса, расположенная вдоль долины р. Чирчик имеет форму вытянутого блока кристаллического фундамента и морфологически выглядит как дно грабенообразной структуры, опущенной относительно бортов на 8-10 км . В Каржантау и в Чаткальском хребте залегает на глубине до 2 км от уровня геоида.

Открытые структуры.

Карабашсайская КС. На карте локальных аномалий силы тяжести граница рассматриваемой структуры проходит исключительно вдоль полосы одинаковой интенсивности, что хорошо видно на западном и восточном

концентра. В середине структуры развиты локальные аномалии меньшей интенсивности. Линейно вытянутая форма изоаномалий с отрицательными значениями сохраняются во всех частях концентра. За внешним контуром концентра зафиксированы контрастные – изометричные и линейные аномалии почти одинаковой интенсивности. Характерной особенностью рассматриваемой КС является симметричность в расположении контура изоаномалии от центра к западу и к востоку, при этом интенсивность от центра структуры периферии синхронно увеличивается от 110 ед. до 120 ед. это, по видимому, объясняется однотипным распределением вулканогенных образований в пределах Карабашсайской КС как по горизонтали, так и по вертикали.

Отмечается относительно слабое совпадение границ концерна с изоаномалиями за исключением восточного сегмента, где контур изучаемой КС дугообразно обрамляется линией изоаномалий. [4].

Лашкерекская КС. В гравитационном локальном поле структура выражена менее четко: внешний контур КС повсеместно сечется изоаномалиями, имеющие линейную форму. Однако, в середине структуры цепочки линейно вытянутых интенсивных локальных аномалий отрицательных знаков, изгибаясь, образуют дугу в северо-западном направлении. В результате, в северном и западном секторах, в зоне внешних границ материнской Лашкерекской КС, в пределах дочерних концентров возникли замкнутые эллипсоидные и кольцевидные изоаномалии с менее интенсивными значениями: 124 ед. и 132 ед. возможно, это объясняется наличием молодых пермо-триасовых вулканогенных горных пород сравнительно кислого состава. На участках залегания средне карбоновых вулканитов изоаномалии характеризуется линейно вытянутой формой. Последняя четко прослеживается в южных и восточных секторах структуры. За исключением юго-восточного сектора КС: в зоне внешних границ изоаномалии, изгибаясь, образуют овальную форму, при этом на отрезке по точка с максимального изгиба линии изоаномалии проходит внешний контур Лашкерекской КС.

В целом резко выраженные изоаномалии имеют сравнительно высокие значения от 124 ед. до 172 ед. при этом наблюдается повышение интенсивности с запада на восток структуры. [12].

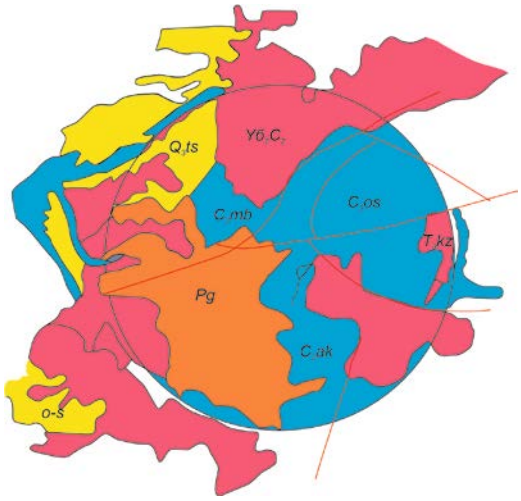


Рисунок 1 - Карабашсайская КС.

Таким образом, изложенные выше материалы свидетельствуют о сравнительно хорошей корреляции контуров эталонных концентрических структур с изоаномалиями силы тяжести. Обращает внимание довольно высокая интенсивность аномальных полей отрицательного знака в восточной части изученного региона. С востока на запад интенсивность аномальных значений постепенно уменьшается. Характерной особенностью такие являются четко выраженная линейно-вытянутая форма изоаномалии в середине концентрических структур, постепенно переходящих в изометричную, иногда замкнутую, в зоне внешних границ концентров и за их пределами. Последние обычно наблюдаются в северных и западных секторах рассмотренных структур, за исключением Наманганской КС, в которой изометричные и замкнутые изоаномалии зафиксированы в южном сегменте геоструктуры и за пределами северных контуров КС. Следует отметить , что и открытые и замкнутые концентричные структуры в гравитационных полях имеют совершенно одинаковый рисунок, это связано , по видимому с сходством генезиса и состава горных пород слагающих эталонные концентрические структуры . кроме того отмеченные особенности позволяют предложить , что геотектоническая структура концентров не влияет на рисунок изображения изоаномалии и силы тяжести на их интенсивность .

Таким образом, анализ гравиметрических характеристик эталонных концентрических объектов показал принципиальное сходство рисунка аномальных линий внутри подобных структур как геологический открытом, так и закрытом их варианте. Физическая суть процессов, обуславливающих такую особенность гравитационных полей, автором пока не изучена.

Гравитационные аномалии и сейсмичность изложена в работе Абдуллабекова. По его исследованиям для гравитационного поля Узбекистана характерно наличие преимущественно отрицательных аномалий с постепенным уменьшением величины при переходе от платформы к орогену. [9].

Региональные гравитационные аномалии протяженностью в сотни километров отвечают генеральным направлением основных новейших структур и разрывных нарушений региона. Во впадинах и равнинной части поле имеет мозаичную структуру. Локальные аномалии, по видимому, связаны с мелкими структурами. [1].

В отличие от слабых землетрясений, которые не коррелируются с гравитационным полем, эпицентры крупных землетрясений приурочены, как правило, к зонам региональных аномалий, которые лучше всего выделяются на карте градиентов гравитационного поля. Полосы высоких значений градиентов обычно ориентированы вдоль основных тектонических структур и активных глубинных разломов северо-восточного и северо-западного направлений. На приуроченность очагов землетрясений к районам наибольших градиентов было указано В.И. Уломовым [10].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ю.С. Ананьев, А.А. Поцелуев, В.Г. Житков Космоструктурные позиции золоторудных объектов Заангарской части Енисейского кряжа.– Томского политехнического университета. – 2012. – Т. 320. – № 1. С. 38–47.

2 Ю.С. Ананьев, А.А. Поцелуев, В.Г. Житков Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований № 6. 2015. Ч. 2. – С. 260-265.

3 А.А. Поцелуев, Ю.С. Ананьев, В.Г. Житков Геология, геофизика и минеральное сырье Сибири: матер. 2-ой научн. – практ. конф. (21-24 апреля 2015 г.) - Новосибирск: СНИИГГИМС, 2015. С. 188 – 189.

4 А.А. Поцелуев, Ю.С. Ананьев, В.Г. Житков Дистанционные методы геологических исследований и поисков месторождений полезных ископаемых. – Томск: STT, 2014.– 304 с.

5 Сделано у нас. Космический аппарат дистанционного зондирования Земли «Ресурс-П» № 2 введен в эксплуатацию. [Электронный ресурс].Режим доступа

6 Mapgroup. Ресурс-П 1, 2, 3, 4, 5 (Resurs-P 1, 2, 3, 4, 5).[Электронный ресурс]. Режим доступа: http://mapgroup.com.ua/kosmicheskie-apparaty/27-rossiya/221-resurs-p-resurs-p-1 (Дата обращения 19.02.2016)

7 GALSPACE. Дистанционное зондирование Земли. [Электронный ресурс]. Режим доступа: http://galspace.spb.ru/nature.file/dzz.html (Дата обращения 22.02.2016)

8 РОССИЙСКИЙ ФОНД ФУНДАМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ. Разработка методов и информационных технологий комплексирования разноспектральных изображений с целью повышения четкости и дешифрируемости объектов ресу наблюдаемой сцены.[

9 Я.Г. Кац, В.В. Козлов и др. Кольцевые структуры Земли: Миф или реальность. М. “Наука”, 1989 с. 111.

10 О.М. Юнусова Кольцевые структуры Ферганской впадины – индикаторы возможных очагов землетрясения. Рязань. 1990г.

11 Ш.Э. Эргашев, С.С. Щульц Концентрические структуры Кызылкумов, время их формирования и история ихразвития. Ташкент. 1990г. С.8.

12 А.Р. Ярмухамедов, Морфоструктура Срединного Тянь-Шаня и ее связь с сейсмичностью.Ташкент. 1991г. 164с./

13 www. geologiya. ru

УДК 552.22

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ РУДОПРОЯВЛЕНИЯ ЗЕНГИБОБО

М.В.Абдунабиева, Б.О.Жанибеков, С.Б.Мусурманкулов, Л.Н.Мейлиев

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Изучение геологических условия размещения и минералогического состава золоторудных месторождений гор позволяет выделить несколько типов формаций, относящихся к гидротермальному генетическому типу, с которым связаны золоторудная минерализация. На площадях месторождений отмечаются несколько разновидностей золота, которые относятся к определенной устойчивой парагенетической ассоциации. Отсутствие прямых признаков отношения золота к той или иной ассоциации затрудняет установит его разновидности. Поэтому нам приходилось использовать косвенные признаки.

Золото кварц-пирит-арсенопирит-золоторудная ассоциация является самой ранней разновидностью минералообразования. Золото здесь ассоциирует с кварцем, хлоритом, пиритом арсенопиритом и другими минералами. Оно концеттрируется в кварцевых жилах в песчано-сланцевых отложениях.основные носители золота-пирит и арсенопирит. В основном золото данной ассоциации тонкодисперсное.

Золото кварц-пирит-арсенопирит-золоторудная комплекса ассоциирует с арсенопиритом, пиритом и другими минералами ранне сульфидного – комплекса, слагаюшими зоны прожилков, гнезд, вкрапленности в кварцевых жилах. Значительная масса тонокодисперсного золота рассеяна во вкрапленниках арсенопирита и пирита. Связь золота с сульфидными рудами обьясняется его халькофильными свойствами.

Золото является единственным промышленно интересным компонентом руд и минерализованных пород Зенгебобо-Шейхджейлинской площади. Несмотря на невысокие содержания, оно и здесь количественно преобладает над серебром. Минералого-геохимические особенности золотосодержащей минерализации вполне согласуются с гипотезой метаморфогенно-метасоматического её происхождения на основе вещества вмещающих пород в условиях их

низкотемпературного зеленосланцевого метаперерождения. В её составе распространены те же минералы, что и в метаморфизованных породах локализующей толщи вне минерализованных зон. При пропилитизации и зеленосланцевом метаморфизме осуществляется комплекс минерально-химических преобразований. Серицитизация полевых шпатов и биотит:!, хлоритизация и серицитизация темноцветных минералов и стекловатой основной массы вулканогенных пород, перекристаллизация скоплений аморфного кремнистого вещества в кварц, растворение и перекристаллизация сульфидов-далеко не полный перечень конкретных проявлений ранней пропилитизации в ещё слабо консолидированных породах Зенгебобо-Шейхджейлинской свиты под воздействием морской воды и вулканических эксгаляций.

Основной формой проявления золотосодержащей минерализации являются кулисообразные системы мелких конформных и секущих жил, линз и прожилков кварца в вулканогенных породах с убогой вкрапленностью пирита. Весьма неравномерно распространены мелкие собственно сульфидные линзы, тонкие прожилки и гнезда, состоящие из пирита с незначительными количествами арсенопирита, халькопирита, пирротина, блёклой руды, микровыделений самородного золота, теллуридов и селенидов. Основными позициями локализации продуктивных минеральных новообразований в породах являются синметаморфические складчатые и дизъюнктивные дислокации. На это указывает подчинённость продуктивной минерализации зонам брекчирования и интенсивного смятия слоев и пачек туфогенных пород вдоль контактов с телами базальтов андезибазальтов, диоритов и диоритовых порфиритов. Минерализованные зоны и залежи ориентированы в согласии с простиранием пород шейхджейлинской толщи.

Продуктивная минерализация является продуктом регионально проявленных низкотемпературных процессов пропилитизации и среднетемпературного зеленосланцевого преобразования пород с низкими (близкие к кларковым) содержаниями большинства спектрально определяемых металлов в породах шейхджейлинской свиты. Наряду с кварцем — главным минералом прожилковых и жильных новообразований - в составе метасоматитов зон брекчирования и смятия субстрата получили развитие альбит, эпидот, магнезиально-железистые карбонаты, хлорит; количественно им подчинены сульфиды (пирит, халькопирит, блёклые руды, галенит, сфалерит, сульфоарсениды и сульфоселениды свинца и меди); более редок серицит, количественно подчинённый кварцу, хлориту, альбиту, карбонатам. Перечень минеральных новообразований, прожилково-метасоматический характер их проявления позволяют с уверенностью отнести метасоматиты в минерализованных зонах Зенгебобо к типу низкотемпературных натровых аналогов гумбеитов — эйсситам (Омельяненко и др., 1974; Жданов и др., 1983). Это находится в полном согласии с натровой спецификой пород шейхджейлинской свиты на площади рудопроявления. В связи с площадным характером развития альбитизации, хлоритизации. карбонатизации, эпидотизации исходных пород, их интенсивной дислоцированностью (многочисленные складки и продольные разрывные нарушения) отчетливой зональности и строении зон метасоматических изменений около жил и трещин не наблюдается. Непосредственно около кварцевых жил содержания альбита в породах поднимаются до 40-50 и редко до 100 %.[3]

Общий список 76 минералов, (таб.1) ранее выявленных в составе минерализованных пород рудопроявления Зенгебобо (Баранов и др., 1987 г.) был дополнен при минералогических исследованиях, проведённых Р.И.Конеевым, Р.А.Халматовым, Ю.С.Мун (2015г).

На участке Зенгебобо до глубины 20—50 м развита зона выветривания и окисления. В ней широко распространены глинистые минералы, гидроокислы железа, марганца, меди, ярозит, натроярозит, встречаются малахит, ковеллин, азурит, церуссит, англезит, атакамит. «Первичные» сульфиды (пирит, халькопирит, арсенопирит, галенит, сфалерит, блеклые руды) в зоне гипергенеза встречаются по всей площади, но только в виде микрореликтов в наиболее плотных и наименее выветрелых разностях минерализации.

Пирит в минерализованных породах явно преобладает над всеми другими сульфидами. В рудовмешаюших породах (за пределами продуктивно минерализованных зон) пирит распределён неравномерной вкрапленностью микро- (фрамбоиды, глобули, комковатые их же скопления с размерами от долей микрона до 0,1-0,25 м).

Содержание пирита в продуктивно минерализованных породах рудо- проявления Зенгебобо колеблется от сотых долей до 3-5 %; в гнёздах и редких сульфидных прожилках до 30 — 85%.

Большинство примесей в пирите обусловлены присутствием их собственных минералов (самородное золото, галенит, сфалерит, халькопирит, теннантит, клаусталит и др.). Арсенопирит лишь в некоторых пробах составляет до 3% тяжёлой фракции протолочек золотосодержащих пород. Представлен мелкими (до 0,2мм) призматическими (до игольчатых) и дипирамидальными кристаллами, округлыми зернами в сростках с пиритом.

Таблица 1 - Рудные минералы площади Зенгебобо, диагностированные на электронном зонде

Самородные	Сульфиды, сульфосоли	Теллуриды, селениды
Золото	Пирит	Калаверит
Электрум	As-пирит	Монтбрейит
Pd-Hg золото	Арсенопирит	Костовит
Медь	Галенит	Петцит
Se свинец	Se-галенит	Au-гессит
	Халькопирит	Гессит
	Сфалерит	Фаза X
	Пирротин	Алтаит
	Леллингит	Ag-раклиджит
	Антимонит	Алексит
	Fe-теннантит	Садлебакит
	Тетраэдрит	Теллуровисмутит

	Те-теннантит	Клаусталит
	Герсдорфит	Галеноклаусталит
	Ni саффлорит	
	Твиннит	
	Геокронит	

Халькопирит приурочен обычно к полисульфидным прожилкам. В участках окварцевания в их составе обнаруживаются галенит и сфалерит, а в хлоритизированных порфиритах пирротин.

Галенит регулярно встречается в виде сростков и микровключений в пирите. Размер зерен до - 0,2 мм. Отличается повышенным содержанием серебра и особенно Se (до 3,88% в селенистой разновидности).

Сфалерит только в отдельных пробах составляет до 5% тяжелой фракции. В аншлифах выделения сфалерита наблюдаются в трещиноватом пирите. Отдельные выделения сфалерита содержат редкие эмульсионные вкрапления халькопирита, а некоторые заметаются им по краям и вдоль трещин.

Блеклая руда (преимущественно т е н н а н т и т) встречается вместе с другими рудными минералами в виде единичных зерен 0,002-0,02 мм в пирите вмещающих пород. По данным Н В. Баранова и др. (1987г) о с о б е н н о много блеклой руды отмечалось в северной части з о н ы 4 на глубинах 2 0 0 - 300м, где в одной из скважин на глубине 267м были вскрыты её массивные проявления.

Таблица 2 - Химический состав золотоносных жильных систем площади Зенгибобо

Окислы	Номера проб	
	ЗА-6	ЗА-36
SiO_2	94.20	71.20
NaO	0.05	2.38
MgO	0.13	1.13
Al_2O_3	0.39	5.43
P_2O_5	0.015	0.069
K_2O	0.14	1.09
CaO	0.58	0.50
TiO_2	—	0.52
MnO	0.07	0.03
$Fe_{общ.}$	1.66	2.99
Cr_2O_3	—	0.012
$S_{сульфидн.}$	0.08	0.2
SO_3	0.05	0.2

Таблица 3 - Химический состав золотоносных жильных систем площади Зенгибобо (по данным масс-спектрометрического (ISP-MS) анализа)

Элементы	Номер пробы	
	ЗА-06	ЗА-03
Li	0.9	26.3
Be	0.06	1.2
B	30.9	17.9
Sc	1.0	7.7
V	9.3	53.0
Co	2.8	7.6
Ni	14.0	69.0
Cu	24.2	11.0
Zn	75.5	62.1
Ga	0.8	13.0
As	16.5	16.7
Se	4.7	4.6
Rb	3.9	42.3
Sr	16.2	144
Y	0.7	5.0
Zr	1.6	51.6
Nb	0.1	5.6
Mo	1.3	185
Ag	0.2	0.5
Cd	0.10	0.14
In	0.001	0.03
Sn	0.1	1.3

Sb	1.4	1.2
Te	0.06	0.03
Cs	0.5	2.2
Ba	27.7	27.1
La	0.6	18.6
Ce	1.4	40.0
Pr	0.18	4.7
Nd	0.8	18.5
Sm	0.2	3.2
Eu	0.1	0.9
Gd	0.2	2.7
Tb	0.1	0.3
Dy	0.2	1.5
Ho	0.03	0.2
Er	0.1	0.8
Tm	0.01	0.1
Yb	0.1	0.8
Lu	0.01	0.14
Hf	0.04	1.5
Ta	0.01	0.5
W	0.5	1.8
Re	0.003	0.132
Pt	0.03	0.010
Au	0.3	0.7
Tl	0.1	0.3
Pb	68.4	40.0
Bi	0.03	0.3
Th	0.2	4.2
U	0.16	2.4

Примечание: анализы приведены в г/т. Пирит, арсенопирит, галенит, халькопирит, сфалерит, блеклая руда являются «базисом» для включений тонкодисперсного и пылевидного самородного золота, петцита, калаверита, монтбрейита, клаусталита. Преимущественный размер их выделены до 100 мкм. «Первичное» самородное золото (несомненно эпигенетичное по отношению к породам рудолокализующей толщи)в зонах неокисленной минерализации встречается почти исключительно в связи с микропарагенезисом сульфидов, селенидов и теллуридов, образующих выделения внутри зёрен пирита, или по трещинам в нём. Заметно распространено самородное золото в виде комковатых пластинчатых и менее правильных зёрен в псевдоморфозах сидерита по кристаллам пирита.

Упоминаются (Баранов и др., 1987г.) очень мелкые кристаллодендриты самородного золота. На самородное золото приходится не менее 75 % его валового содержания в минерализованые зонах Зенгебобо. Гипергенному золоту в зоне окисления рудопроявления Зенгебобо характерны более крупные (до 0,3мм) губчатые зёрна причудливых форм. Состав самородного золота обычен, его проба в «первичных» рудах около 850 % хотя иногда обнаруживаются зерна олекгрума.

Приведённое сопоставление геохимических особенностей пород шейхджейлинской свиты и микроминералогии минерализованных зон рудопроявления Зенгебобо позволяют присоединиться к выводу В.И.Смирнова (1970, с. 15) по поводу формирования стратиформных месторождений. «Как правило, рудообразование начинается с формирования сингенетичных и синхронных с вмещающими породами вулканогенно-осадочных, гидротермально-осадочных и осадочных руд, образующих согласные залежи... Позднее ... оно сменяется рудообразованием, связанным с деятельностью горячих минеральных вод, способных к созданию эпигенетических секущих рудных тел...». К этому авторы отчёта могут лишь добавить, что диагенетическое обогащение протосоадков в длительно прогибающей халистазе морского дна может призести к появлению оконтуренных по бортовому содержанию рудных тел, «секущих» слоистость толщи. Низкотемпературные метаморфогенно- метасоматические преобразования (региональная пропилитизация и зеленосланцевое перерождение) вулканогенно осадочных пород привели к появлению на рудопроявлении Зенгебобо золото-сульфидно-кварцевых новообразований, характерных для классических гидротермальных месторождений. «Рудные элементы в низкотемпературных метасоматитах образуют собственные минеральные фазы преимущественно в виде сульфидов, окислов, гидроокислов, реже селенидов, теллуридов, и сульфосолей меди, серебра, свинца, ртути или самородных металлов» (Жданов и др., 1983, с. 255). Как видим, приведённый В.В.Ждановым (и соавторами) перечень минеральных фаз будто списан с рудопроявления Зенгебобо. Золотосодержащая минерализация рудопроявления Зенгебобо (наряду с Амантайтау) является метаморфогенно-метасоматических золоторудных формаций в вулканогенно осадочных зеленосланцевых и чернослацевых толщах. Благоприятной для последующего освоения геохимической чертой руд является низкая концентрация вредных (мышьяк) примесей.[6]

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Д.Т.Баёнов, Х.С.Ходжаев, А.Т.Асадов Геологические и космоструктурные особенности Султонбобо – Янтаклинской площади / Тр. Междунар. науч – прак. конф. «Проблемы и пути инновационного развития горно – металлургической отрасли». – Т: ТашГТУ, 2014 – С. 322 – 326.

2 А.П.Винчелл, А.Г. Винчелл Оптическая минералогия – М.: ИЛ, 1953, 195с.

3 Х.С. Ходжаев Метаморфические формации хребта Султанувайс. // Тез. докл. Междунар. науч – техн. конф. «Интеграция науки и практики как механизм эффективного развития геологической отрасли Республики Узбекистан». Т.: ГП «НИИМР» 2014 – с.187-189.

4 Т.З.Шермухамедов, Х.С. Ходжаев Около рудно – измененные породы в Султонбобо - Янтаклинской площади // Мат-лы Республ. науч. конф. «Актуальные проблемы геологии, геофизики и металлогении». Т.: Изд – во ООО «Мунис – дизайн - групп», 2015 – с. 177-180.

5 В.Ф Проценко Метамрфизм и рудногенез в черносланцевых толщах Средней Азии. :ГПИМР. 2008 С. 235-238.

6 О.Н. Никитина, В.К. Паннасьогенко Новые представления о геологическом сироении Султанувайс. Т.: Геология и минералные ресурсы, 2005. С.87-89.

7 В.В.Баранов, Э.Ф.Бойбеков и др. Отчеты о детальном поиском золото и других полезных ископаемых на участке Зенгибобо иобших поисков на участке Шейхдтейлинский Каратау-Актауской площади. Ташкент, 1987 С 167-171.

Код МРНТИ 52.13.23

УКРЕПЛЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ ЕГО СОСТОЯНИЯ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Ж.Р. Князбаева[1], Р.Ш. Насыров[1], В.В. Мельник[2]
[1]Донской ГОК, г.Хромтау, Казахстан
[2]ИГД УрО РАН, г.Екатеринбург, РФ

Описываемые в тексте работы были направлены на решение практических задач строительства восстающих горных выработок на шахте «10-летия Независимости Казахстнана» (ШДНК) в Актюбинской области Республики Казахстан.

Цель работы – Проведение геофизических исследований массива горных пород перед строительством вертикальных горных выработок для выбора места их заложения в максимально благоприятных горно-геологических условиях и в случае необходимости улучшения прочностных свойств массива выполнение специальных мероприятий по укреплению участка строительства горной выработки.

Исходя из поставленной цели выполнять работы выполнялись следующим образом:

Согласно календарному плану проходки вертикальных горных выработок проводятся геофизические исследования участка планируемого строительства для определения структурного строения целика и выбора оптимального места расположения выработки.

По результатам каждого выезда на каждом участке предполагаемого строительства даются рекомендации по оптимальному выбору места заложения вертикальных выработок. Рекомендации оформляются в виде технического заключения и передаются Заказчику в электронном виде.

В случае отсутствия устойчивых пород на выбранном участке возникает необходимость укрепления массива горных пород перед проходкой восстающего.

В качестве метода укрепления массива выбрано закачивание цементного раствора в специально пробуренные скважины и выдерживание времени до полного затвердевания цемента. Для этих целей на комбинате приобретено специальное оборудование для закачки цементного раствора под давлением в скважины.

В процессе тампонажных работ проводятся повторные геофизические исследования для определения качества тампонажа и реакции массива горных пород на выполненные работы.

Необходимость укрепления массива возникает из-за неблагоприятных горно-технических условий вмещающего месторождение массива горных пород.

Весь горный массив серпентинизированных гипербазитов, слагающий месторождение хромитов, является сложным в горнотехническом отношении. Это подтверждается практикой горнопроходческих работ на шахтах «ДНК» и «Молодежная».

Особенностью геологического строения рассматриваемого участка является наличие взбросо-сдвигового тектонического нарушения субширотного простирания с падением на юг под углом 50-60° по контакту между толщей габбро-амфиболитов мощность 370 м и аподунитовыми серпентинитами. Мощность зоны раздробленных и смятых пород составляет более 100 м.

В целом, вскрытый скважинами разрез представляет чередование зон дробления и тектонических блоков, параллельных основному тектоническому нарушению. Мощность пересеченных зон смятых и раздробленных пород изменяется от 10 до 60 м при мощности тектонических блоков 15-90 м.

Таким образом, вскрытый инженерно-геологический разрез характеризует весьма сложные горно-геологические условия.

Сложность горно-геологических условий ведения горных работ предопределила необходимость проведения исследований, представленных в настоящей работе.

Методика выполнения исследований.

В настоящей работе геофизические исследования массива горных пород проводились методом спектрального сейсмопрофилирования (ССП), отлично зарекомендовавшим себя для изучения структурных свойств пород в условиях подземной отработки месторождений полезных ископаемых [1 – 5].

Метод ССП заключается в том, что с его помощью можно выявлять зоны с повышенным уровнем нарушенности пород. Эта информация позволяет давать прогноз о наличии и глубине расположения наибольшей трещиноватости.

Сущность метода и методика проведения измерений описана по материалам изобретателя, более подробные сведения о методе представлены сайте производителя оборудования http://newgeophys.spb.ru.

На рисунке 1 приведена схема производства геофизических работ.

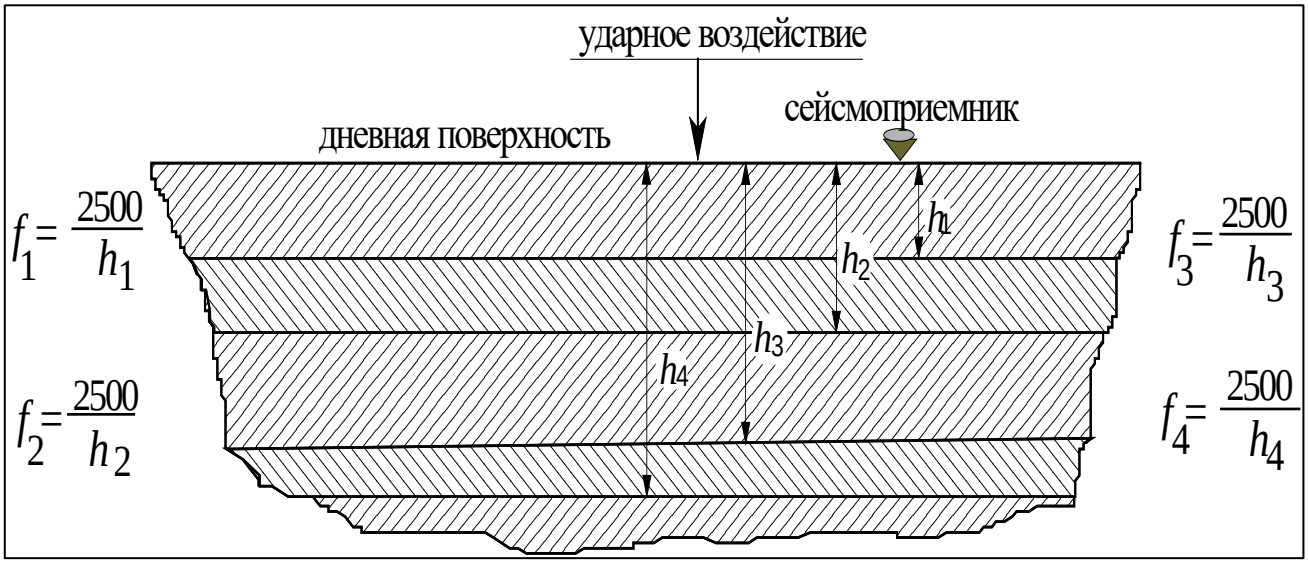


Рисунок 1 – Схема производства измерений

Оборудование представляет из себя ноутбук с прошитым программным обеспечением, АЦП (Аналого-цифровой преобразователь) и сейсмоприемником, соединенным с АЦП защищенным от помех проводом. Метод высоко мобилен, в принципе измерения при необходимости может выполнять даже один человек, два — это уже идеальный состав бригады. Именно по этой причине использование метода в шахте оказалось возможным, другие геофизические методы использовать либо невозможно, либо очень высоко затратно как по времени и обработки результатов, так и по общей стоимости геофизических работ.

Глубина исследований и характеристика показателей, изучаемых с помощью метода ССП позволяют решать обширный круг задач при отработке месторождений подземным способом. К основным задачам следует отнести поиск зон структурно-тектонических нарушений сплошности массива, влияющих на его устойчивость. Эта задача является очень важной с точки зрения безопасности ведения горных работ. Зная глубину залегания структурных нарушений, либо расстояние до них в забое горизонтальных горных выработок можно планировать параметры проходки и выбирать крепь.

В ходе выполнения работ по упрочнению массива на данный момент обурено и зацементировано 15 скважин, со следующими параметрами (Табл. 1):

По результатам проведенной предварительной ССП съемки забоя на данном участке, наблюдалось пересечение профильными линиями зон повышенной трещиноватости. После выданных рекомендаций провели работы по укреплению массива, цементация производилась по приведенной ниже схеме (Рис.2).

Анализируя выполненные съемки ССП до и после упрочнения массива, можно констатировать, что наблюдаются некоторые улучшения массива по линии профиля (Рис. 3). На рисунки изображены спектральные сейсморазрезы до начала тампонажных работ (10.23) в процессе тампонажа с наложением разрезов друг на друга (01.24) и по окончании тампонажа (нижние разрезы).

Спайность трещин явно улучшилась и после полного затвердевания цемента на данном участке рекомендуется провести буровые работы. Результаты проведенной работы по упрочнению массива будут видны в период бурения восстающего.

В случае успешной проходки горной выработки на данном участке можно растиражировать данную технологию укрепления и наблюдений за состояние массива при этом на другие участки строительства восстающих выработок. Если все-таки принятых к укреплению мер будет недостаточно для свободной проходки выработки, в последующем придется корректировать способ инъектирования цемента или объем тампонажных работ для улучшения условий проходки.

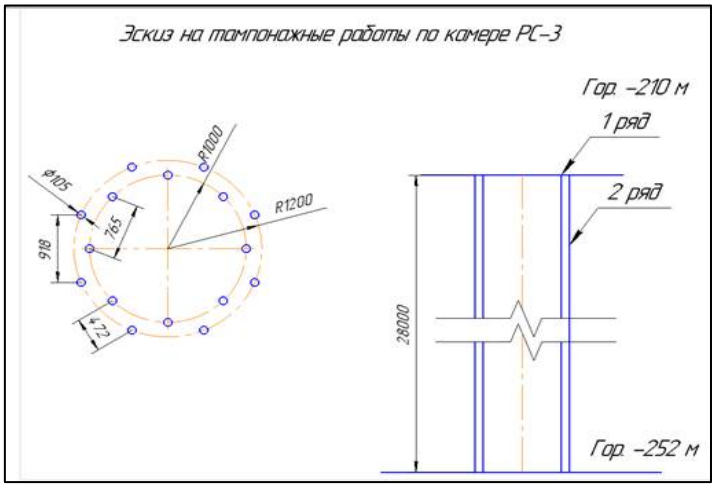


Рисунок 2 – Схема расположения тампонажных скважин

Таблица 1 – Параметры бурения и цементации скважин

Номер скважины	Длина скважины, м	Кол-во цемента, м^3	V бетонир, проект	V бетонир, м^3	Разница	P давление
1 скв.	15	35	0,15	4,6	4,45	25-30
2 скв.	15	35	0,15	4,6	4,45	25-30
3 скв.	22	35	0,22	2,3	2,08	25-30
4 скв.	22	35	0,22	2,3	2,08	25-30
5 скв.	30	280	0,3	4,6	4,3	25-30
6 скв.	30	35	0,3	0,5	0,2	20
7 скв.	30	35	0,3	0,5	0,2	20
8 скв.	30	35	0,3	0,5	0,2	20
9 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	30
10 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	30
11 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	30
12 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	30
13 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	30
14 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	20
15 скв.	25	35	0,25	0,5	0,25	20
Итого	269		3,69	23,4	19,71	

Всего, в ходе тампонажных работ на участке было израсходовано 23,4 м^3 цемента.

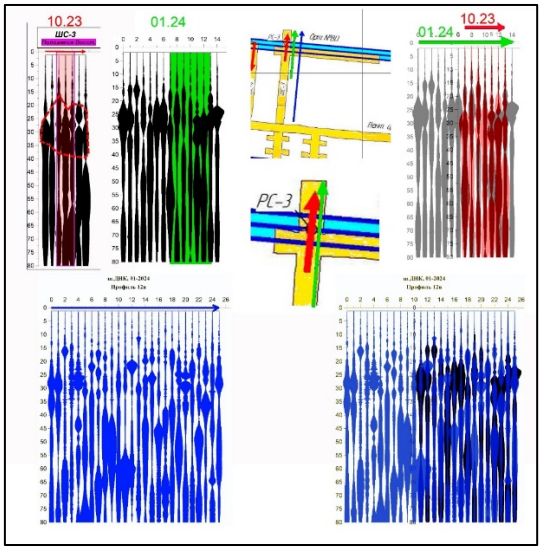


Рисунок 3 – Результаты геофизических исследований

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Гликман А.Г., 2002. Физика и практика спектральной сейсморазведки. НТФ "Геофизпрогноз". URL: http://newgeophys.spb.ru/ru/book/. (дата обращения:29.01.2024).

2 Мельник, В. В. Применение метода спектрального сейсмопрофилирования для оценки геомеханического состояния массива горных пород вокруг шахтных выработок / В. В. Мельник // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 10. – С. 69-74. – EDN IFAQTV.

3 Шевченко, М. Д. Изучение изменений массива горных пород в области влияния подземных горных выработок / М. Д. Шевченко // Проблемы недропользования. – 2021. – № 4(31). – С. 55-60. – DOI 10.25635/2313-1586.2021.04.055. – EDN DOQHKM.

4 Харисов, Т. Ф. Геофизические поисково-оценочные исследования в условиях подземного рудника / Т. Ф. Харисов, В. В. Мельник, А. Л. Замятин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2020. – № 7. – С. 49-55. – DOI 10.21440/0536-1028-2020-7-49-55. – EDN ZXHHYL.

5 Мельник, В. В. Решение задач безопасности ведения подземных горных работ при отработке угольных лав с использованием современных методов геофизики / В. В. Мельник, Т. Ш. Далатказин, А. Л. Замятин // Проблемы недропользования. – 2022. – № 4(35). – С. 122-131. – DOI 10.25635/2313-1586.2022.04.122. – EDN GXCPZW.

УДК 622.831:551.243

ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И ОТКОСОВ УСТУПОВ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ И ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИХ НА СОСТОЯНИЯ РАВНОВЕСИЯ МАССИВОВ

И.Ю.Сохибов

Алмалыкский филиал ТашГТУ имени И. Каримова, г.Алмалык, Узбекистан

Обеспечение устойчивости откосов карьеров и разрезов является одной из основных проблемных задач при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. Исследованиями по изучению устойчивости прибортового массива занимались многие зарубежные и отечественные ученые. Несмотря на значительный их вклад в решение данной проблемы в заложении основ решения задач устойчивости прибортового массива из-за сложности горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений полезных ископаемых проблема обеспечения устойчивости карьерных бортов и откосов требует дальнейшего совершенствования способов ее решения.

На сегодняшний день в мире для достижения эффективной и безопасной работы при открытой добыче угля мониторинг проводится с привлечением специалистов различного профиля. Роль маркшейдера в этой системе неоценима, поскольку он должен предоставлять такие информации, как наблюдаемые параметры карьера, результаты наблюдений за сдвижениями и деформациями массивов, расчет запасов полезных ископаемых и геометрию отвалов. Маркшейдерским службам, владеющим современными данными о месторождениях, следуют контролировать геомеханические процессы в прибортовом массиве карьеров, а также прогнозировать их состояния. В связи с этим достигнуты определенные успехи в условиях конкретных месторождений в разных горнодобывающих странах мира, но отсутствуют комплексные исследования, учитывающие такие важные факторы как условия геологического формирования региональной геодинамики района месторождения, тектонические процессы, происходившие до начало ведение горных работ на месторождении на базе точечно-пространственных математических моделей, позволяющие оценить причину происходящих деформированных процессов в массиве горных пород.

При открытых горных работах объектами геомеханических процессов являются различного рода деформации прибортового массива [1; с.144].

Устойчивость откосов бортов карьеров определяется напряженным состоянием горных пород прибортового массива. На напряженное состояние массива и проявление деформации оказывают влияние различные факторы, которые подразделяются на две основные группы: горнотехнические и природные [2; с.12].

К горнотехническим факторам относятся: принятый способ вскрытия карьера, применяемая система разработки, способ подготовки горных пород к выемке, способ отвалообразования и геометрические параметры карьера.

Природными факторами являются следующие: геологические, гидрогеологические и климатические [2; с.13].

Важнейшими факторами, от которых зависит устойчивость борта карьера, являются: физико-механические свойства горных пород; структурно-тектоническое и напряженно-деформированное состояние массива; геометрические параметры уступа; технология разработки добычи полезных ископаемых.

Кроме того, перечисленные природные факторы не могут быть изменены, поскольку они специфичны для этого месторождения. Эти факторы необходимо изучать и учитывать при расчете устойчивости откосов.

Горнотехнические факторы, в отличие от природных, связаны с принятой технологией разработки месторождения. Они должны быть определены при проектировании с целью обеспечения устойчивости откосов бортов карьеров.

В большинстве карьеров, прибортовой массив которых состоит из скальных и полускальных пород, обрушения чаще всего они появляются на ослабленных поверхностях природного происхождения и направляются в сторону обрабатываемого участка. Борта угольных разрезов в основном образованы осадочными породами. В осадочных породах во многих случаев все оползни происходят в верхней или нижней части угольных пластов, в контакте с породами, на поверхностях геологических разломов. Осадочные месторождения залегают в виде пластов, слоев с

различными углами падения от горизонтальных до крутонаклонных и мульдообразных. Угол падения слоев определяет условия устойчивости откосов бортов выработок и карьеров в целом. Первопричины процессов деформации горных пород каждого из слоев могут протекать с различной интенсивностью, так как осадочные месторождения отличаются неоднородностью пород в каждом слое. Для осадочных месторождений характерными деформациями откосов являются осыпи и оползни [3; с.239].

Факторы, которые больше всего влияют на устойчивость откосов на угольных разрезах, следующие:

- физико-механические свойства горных пород;
- структурные и тектонические характеристики массива горных пород;
- технология проведения буровых и взрывных работ;
- процесс выветривания горных пород.

Из перечисленных выше факторов при разработке угольных месторождений следует обращать внимание на те, которые являются либо совсем, либо частично не выявленными: характеристика контактов почвы и кровли угольных пластов с вмещающими породами и прочностные свойства контактов; прослои углисто-глинистых и глинистых пород во вмещающей толще, слагающей борта горных выработок, пространственное распространение и прочностные характеристики пород этих прослоев; трещиноватость глинистых отложений - элювиальных и делювиальных глин.

Нарушение состояния равновесия массива формируется на различных стадиях строительства и эксплуатации угольных разрезов, при этом возникновение деформаций уступов происходит с начала ведения горных работ (рис. 1).

При инженерно-геологических изысканиях причинами нарушения состояния равновесия массива являются: недостаточная изученность геологического строения и свойств пород, слагающих прибортовой массив, а также гидрогеологических условий.

Производительность карьера и технология ведения горных работ оказывает существенное влияние на состояние устойчивости бортов. Высокая производительность предприятия связана с проведением значительного количества массовых взрывов, а также с большим количеством уступов, находящихся в одновременной разработке.

Управление геомеханическими процессами в разрезах при разработке угольных месторождений представляет большой интерес в области горного дела. Рабочие борта разреза должны рассчитываться в динамике, в отличие от нерабочей и неподвижной поверхности скольжения с рабочей стороны призмы, которая гипотетически может разрушаться в процессе разработки и постоянно смещаться в глубь массива [4; с.139].

Для устранения проблем устойчивости откосов угольного разреза, которые подвержены интенсивному выветриванию, следует уделить внимание созданию методов изучения реологических процессов, которые могут происходить в прибортовом массиве с использованием современных цифровых технологий, а также совершенствование методологии оценки устойчивости откосов [5; с. 33].

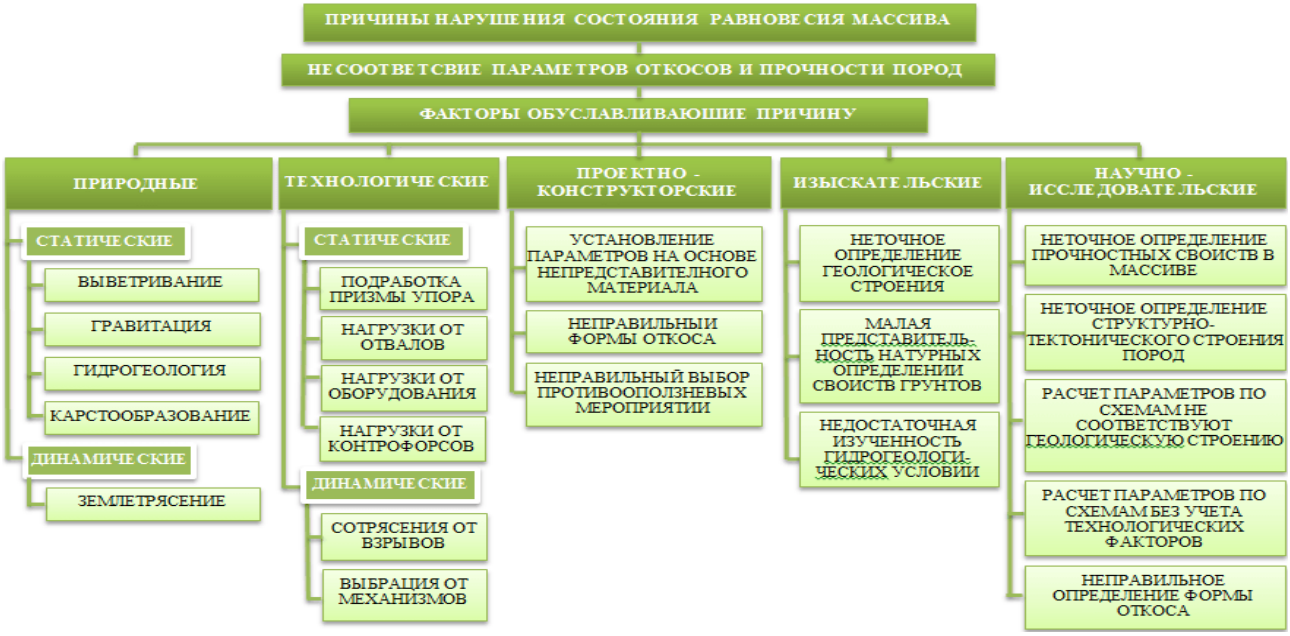


Рисунок 1 - Факторы нарушения состояния равновесия массива

В большинстве случаев своевременная разработка мер по управлению пробортовыми массивами будет зависеть от достоверности знания условий и причин, приводящих к появлению деформаций.

Прогнозирование откосов карьера и обеспечение его устойчивости является одной из важнейших задач при открытой добыче полезных ископаемых. Принимая во внимание факторы, влияющие на устойчивость откосов карьера, необходимо знать: тип нарушения, активность процесса разрушения, частоту искажений, тип деформируемого объекта, параметры деформируемой добычи, характер разрушения объекта, конфигурацию разрушенного района, особенности и условия. Такого рода данные не могут быть получены без систематических инструментальных наблюдений, которые служат наиболее надежной основой для прогнозирования стабильности горных работ [6; с.207, 2; с.32].

Маркшейдерский мониторинг состояния устойчивости откосов участков является основой для определения факторов и изучения причин их деформаций. Наблюдения за деформациями откосов являются неисчерпаемым источником информации для предположений, прогнозов, аналитических научных исследований

Основные методы инструментальных наблюдений за оползневыми смещениями, которые можно отнести к традиционным, а именно: геометрическое и тригонометрическое нивелирование, геодезические засечки, полигонометрия, триангуляция, трилатерация, дистанционное зондирование Земли [1; с.144]

Инструментальная съемка, считающаяся традиционным методом, имеет преимущества и недостатки, и в случае достижения таких факторов, как дешевое и доступное геодезическое оборудование, высокая точность, невозможность полностью охватить участки несуществующих и опасных деформаций в карьерах, а также сложность полевых и камеральных работ являются недостатками.

По маркшейдерскому мониторингу за состоянием прибортовых массивов разреза выделяют следующие приоритетные способы: геометрическое нивелирование; гидронивелирование; фототеодолитная съемка; трилатерация; угломерные измерения; удаленная передача информации путем обнаружения относительных смещений контрольных точек с помощью автоматических измерительных приборов и этот способ является наиболее перспективным [4; с.33].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Григоренко А.Г. Измерение смещений оползней. - М.: Недра, 1988. - 144 с.

2 Ожигина С.Б. Совершенствование способа расчета устойчивоси карьерных откосов для сложноструктурных месторождений: дис. … канд. техн. наук: 25.00.16. - Караганда: КарГТУ, 2006. - 134 с.

3 Попов И.И., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. - М.: Недра, 1980. - 239 с.

4 Ким С.П. Маркшейдерское обеспечение устойчивости карьерных откосов при бестранспортной системе разработки угольных месторождений: дис. канд. техн. наук.- Караганда: КарГТУ, 2009. - 139 с.

5 Нурпеисова М.Б., Касымканова Х.М., Кыргизбаева Г.М. и др. Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов, анализ их результатов и оценки устойчивости.- Алматы: КазНТУ, 2003. - 33 с.

6 Низаметдинов Ф.К., Ожигин С.Г., Ожигина С.Б., Долгоносов В.Н. и др. Устойчивость карьерных откосов /под. ред. Ф.К. Низаметдинова. - Караганда: КарГТУ, 2014. - 348 с.

УДК 622.831:551.243

ОСНОВНЫЕ ТЕКТОНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРЫ АНГРЕНСКОГО РАЗРЕЗА

И.Ю.Сохибов

Алмалыкский филиал ТашГТУ имени И. Каримова, г.Алмалык, Узбекистан

Основные тектонические структуры Ангренского региона были заложены в результате проявления ранних фаз герцинской складчатости. К этим структурам относится Кураминский и Чаткальский антиклинарии и Ангренская депрессия. В последующем эти структуры окончательно оформились, а на крыльях развились складчатые структуры 2-го порядка северо-восточного и субширотного простирания.

В современном структурном плане Ангренское месторождение приурочено к Ангренской депрессии.

Ангренская депрессия представляет собой широкую (6-7 км в верхней, 14 км в средней части долины и 5-6 км у г. Алмалыка) корытообразную грабен-синклиналь, выполненную комплексом мезозойских и кайнозойских формаций, с пологим, наклонным по течению р. Ахангаран (5-6 градусов) дном. С юга и севера депрессия ограничивается тектоническими нарушениями, по которым на нее надвинуты Чаткальский и Кураминский горсты [1; с.29].

Ангренская долина заполнена слоями средней и низкой прочности, которые имеют тенденцию относительно свободно перемещаться вдоль ослабленной поверхности. По отношению к окружающему палеозойскому подъему глубина дна долины превышает 0,5 км, и можно будет использовать тектонику гравитационного типа.

По современным представлениям предусматривается наличие в Ангрене трех тектонических плит, в результате взаимодействия которых и образовалась сложная Ангренская структура [2; с.6].

Согласно изученным данным, до участка Центрального оползня тектоническая нарушенность характерна в основном для толщи вскрышных пород от серых каолинов до четвертичных отложений. За исключением крутопадающего взброса 119 по пикетной линии 13, крутопадающего взброса 119а по пикетной линии 14, крутопадающего взброса 118 по пикетной линии и локальных нарушений по пикетным линиям 17 и 18 в юрской угольной толще.

Начиная с зоны разубоживания Мощного комплекса появляется система наклонно-падающих в сторону горных работ нарушений 100, 101, 104, 123, 124, секущих всю толщу пород от палеозоя до четвертичных отложений.

Таким образом, на изучаемом участке Ангренского разреза (рабочий западный борт и участок Центрального оползня) фактор тектонической дизъюнктивной нарушенности присутствует во всех стратиграфических единицах от палеозоя до четвертичных отложений.

По анализу геолого-геофизических материалов для разреза «Ангренский» установлена тесная взаимосвязь тектонических нарушений с образованием оползней. Наиболее ярким примером является формирование оползня «Центральный», оконтурившегося по взбросам 105 и 106, четко повторяя их в плане [3; с.18].

На основании вышеизложенного Ангренский разрез по тектонике характеризуется следующим:

1. Развитие двух систем сопряженных разрывных нарушений, падающих в сторону разреза, при существующем направлении ведения фронта горных работ создает потенциальные условия для подрезки поверхностей и возникновения оползней на рабочих уступах.

2. Неравномерное распределение разрывных нарушений в разрезе. Как правило большинство нарушений, пересекая покровные отложения сверху вниз, затухают в глинах Джигиристанской свиты. Только крупные дизъюнктивы пересекают угольный пласт и теряют амплитуду лишь в первичных каолинах.

3. Углы падения разрывных нарушений резко выполаживаются с глубиной.

4. Во фронтальной части разрывных нарушений, пересекающих алайские известняки и угольный пласт, возможны остаточные тектонические напряжения.

5. Крупные разрывные нарушения субпараллельны рабочему пласту. При подходе к ним, как правило, и возникают нарушения устойчивости откосов. Расстояния между нарушениями составляют 300-600 метров.

6. Натурные измерения напряженного состояния породного массива в районе разреза "Ангренский" показали наличие высокого горизонтального давления. Модуль горизонтальных напряжений превышает вертикальную составляющую в два и более раз. Это подтверждает теорию геодинамического состояния пород в Средней Азии, предложенную академиком Айтматовым [4; с.246] и академиком АН Республики Узбекистан Рахимовым В.Р. [5; с.167-171].

Повышенное напряженное состояние породного массива, являющееся результатом взаимодействия тектонических блоков III и IV ранга или воздействия Кураминского и Чаткальского горстов, предъявляют иные требования к расчету параметров открытых горных выработок. О чем, собственно, говорят и наличие оползней: Атчинский, Заганский, Турский, Центральный, Древний, Южный и Юго-Западный. Поэтому в расчете параметров откосов должны учитываться физико-механические свойства пород, в особенности упругие и пластичные характеристики, структурные особенности массива, направление вектора наибольших нормальных напряжений, величины возникающих касательных напряжений на контактах дизъюнктивов и влияние грунтовых вод, активизация которых связана с временами года.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Информационный отчет о детализации геодинамической, гидрогеологической и инженерно-геологической модели месторождения и создания схемы оперативной защиты горнодобывающих предприятий. Отчет геофизической партии за 2004 год / Акционерное общество по добыче и сбыту угля АО «Узбеккумир» дочернее предприятие «Геологоразведочная экспедиция» - Ангрен, 2004. - 29 с.

2 Пушкарев В.И. Заключение о причинах образования оползня югозападного борта разреза «Ангренский» между пикетами 4-7 и рекомендации по дальнейшему ведению горных работ / КазНИМИ - Караганда, 1992. - 6 с.

3 Промежуточный отчет о детализации геодинамической, гидрогеологической и инженерно-геологической модели Ангренского месторождения и создание схемы оперативной защиты горнодобывающих предприятий Южный и Юго-Западный (рабочий) борта разреза «Ангренский». Отчет геофизической партии по состоянию на 01.01.2003 г. / Геологоразведочная экспедиция акционерного объединения по добыче и сбыту угля «Уголь» - Ангрен, 2003. - 18 с.

4 Айтматов И. Т. Геомеханика рудных месторождений Средней Азии. - Фрунзе: Илим, 1987. - 246 с.

5 Рахимов В.Р., Казаков А.Н., Хасанов А.Р. Исследование напряженно-деформированного состояния горных пород // Вестник ТашГТУ. – Ташкент, 2011. - № 1-2. - С. 167-171.

УДК 553.411

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧИНАРСАЙ

С.Т.Содиков, А.А.Юсупов

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Хандизинское рудное поле объединяет восемь участков. Четыре из них: Центральный, Северо-восточный, Чинарсайский, Майдансой расположены на юго-западном крыле вулканической синклинали: другие тяготеют к северо-восточному-Гуруд I, Гуруд II, Янгаклык, Нилю. В переделах рудного поля оруденение приурочено к определенным толщам пород: кварц-полевошпат-слюдистом сланцам нижнего кембрияшш, терригенно-карбонатного-пирикласти-ческой.

Рудная минерализация представлена главной рудной залежью, заключенной в карбонатно-вулканогенной толще и серией рудных тел в доломитах терригенно-карбонатно-перокластической толщи.

Рудные тела в доломитах образуют серию линзовидных тел протяженностью от 15-20 до 100-150 м при сравнительно-небольшой мощности. Рудные тела локализуются преимущественно вдоль тектонические нарушенного контакта доломитов и песчаников. В песчаниках формируется сплошные и густовкрапленные калчеданные руды, в доломитах они обагашены галенитом, сфалеритом и меньше халькопиритом, количество которого с глубиной увеличивается. Концентрация свинца и цинка обычно не превышают 2,5%. Главная рудная залежь расположена в пределах нижнего горизонта вулканогенной толщи. Она ограничена от пород верхнего горизонта вулканогенной пачки в висячем и терригенно-карбонатно-пирокластической в лежачем боках секущими надвигами, вдоль которых

локализуются наиболее богатые рудные тела. Внутреннее строение залежи сложное пластообразные и линзообразные тела сплошных руд чередуются с зонами прожилково-вкрапленного оруденения.

Выявлены следующее минеральные типы руд:

1. Колчеданно-полиметаллические руды (пирит-сфалеритовые, пирит-галенит-сфалеритовые) в интенсивно серицитизированных и окварцованных средрне и крупнообломочных туфах липаритового порфира с маломощными невыдержанными по мощности прослоями и линзами сплошных тонкозернистых сланцеватых и тонкоплосчатых руд. Этот тип оруденения расположен в лежачем боку рудной залежи и отчетливо фиксируется по зоне интенсивного будинажа.

2. Высокосеребристые полиметаллические руды (тетраэдирит-галенит-сфалеритовые) в рассланциванных интенсивно серитизированных среднеобломочных туфах и субвулканических телах липаритового состава. Рудная минерализация в них распределяется неравномерно, среди них отмечается небольшие линзочки (до5х20 см) и гнезда сплошных руд приурочены к участкам рассланцевания, пятнистые образования (гнезда) приурочены к зонам интенсивного дробления пород.

3. Руды колчеданно-полиметаллического состава среди полосчатых и брекчированных мелко и среднеобломочных туфов липаритового порфира и витрокластических туфов. Для руд этого типа характерна уплощенная линзовидная форма и зональное строение. Текстуры руд массивно-брекчивидные, массивно-полосчатые, ритмически-полосчатые.

4. Брекчиевидные и порфировидные полиметаллические руды, образованные по тонкопередробленным тонкообломочным туфам. Рудные тела имеют пластообразную форму, но с отчетливым линзованием. Небольшие по мощности рудные линзы этого типа фиксируются в участках прожилковых руд.

5. Прожилково-вкрапленные и брекчиевидные колчеданно-полиметаллические руды среди окварцованных тонкообломочных кристаллокластических туфов липаритового порфира и кремнистых туффитов. Сульфиды располагаются по сети тонких трещин, а также замещают серицитизированный тонкообломочный материал и петельчатая, штокверковая и брекчиевидная текстура руд.

6. Колчеданно-полиметаллические руды, обогащенные халькопиритом на контакте тонкообломочных туфов липаритового и липарит-дацитового порфира. Руды образованы за счет избирательного замещения прослоев тонкообломочных туфов плитчатого строения.

Распределение элементов-примесей в главной рудной залежи прослежено на данных сплошного бороздового опробования, проведенного по сечению почти вкрест простирания залежи. Наиболее широкое поле изоконцентраций образует цинк, несколько меньщее свинец и самое узкое медь, что соответствует общему балансу этих элементов на месторождении. Максимум концентрации свинца несколько смещен к висячему боку залежи. О твисячего бока залежи к лежачему отношение свинца к цинку меняется от 3,18:2,4 до 2,4:8,48.

Медь образует относительные скопления в лежачем боку залежи в небольших линзовидных и пластообразных телах обогащенных пиритом. Концентрации меди находятся в висячем боку залежи на контакте с перекрывающими интенсивно гематитизированными туфами липарит-дацитового порфира, где руды богаты халькопиритом, пиритом, гематитом и в полосчатых колчеданно-полиметаллических рудах также обогащенных халькопиритом.

В целом по составу руды месторождении колчеданно- полиметаллические. Количественные соотношения главных рудных минералов зависят главным образом от исходного состава вмещающих пород и степени первичной обогащенности их пиритом и гематитом, в связи с чем в висячем боку рудной залеже нередко встречаются руды, обогащенные пиритом и халькопиритом.

Рассматриваемые руды являются сложными и содержат широкий комплекс элементов-примесей: серебро, золото, висмут, кадмий, селен, теллур, сурьма, мышьяк, галлий, германий и др., из которых важнейшие кадмий и серебро. Результаты анализов проб различных типов руд и измененных пород, проанализированных на перечисленные элементы химическими и пробирными анализами, показали, что распределение их как в залежи так и в отдельных рудных телах очень неравномерное и зависит от концентраций основных элементов, вертикальной зональности минерализации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Абдурахманов А.А. и др. «Условия размешения золотого оруденения мелових отложений Южного Узбекистана». Труды международной научно-практической конфеоенции. Ташкент, 2003.

2 Баймухамедов Х.Н. Абдурахманов А.А. «Некоторые особенности кварц-сульфидно золоторудной формации Каратауских гор Заподного Узбекистана». Узбекский геологический журнал № 4, Из-во Фан. Тошкнт, 1985.

УДК:550.837.75

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДИКИ РАДИВОЛНОВОЙ ГЕОИНТРОСКОПИИ ПРИ ПОИСКАХ, РАЗВЕДКЕ И ОЦЕНКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА

С.Т.Содиков А.А.Юсупов
Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Каракутанское рудное поле представляет собой линейно вытянутую зону, протяженностью до 26км и шириной 2-4км, в пределах которой к настоящему времени выявлено несколько рудопроявлений и небольших месторождений сульфидного золота. Рудные тела представляют собой субвертикальные штокверки и кварцевые жилы с сульфидной минерализацией.

Традиционные методы опробования и оценки месторождения предопределяют значительные сроки и финансовые затраты, что может в свете оперативно принимаемых решений привести к неверно выбранному сценарию развития событий.

Применение технологии объемного (3Д) геоэлектрического картирования методом радиволновой геоинтроскопии межскважинного пространства (ОГК-РВГИ) позволит:

1. На этапе поисковых работ максимально оптимизировать сеть буровых скважин и гарантировать выявление и оконтуривание участков для разработки с заданными минимальными промышленно значимыми параметрами. Равносторонняя треугольная сеть с максимальным расстоянием между скважинами (300-500м) в комплексе с межскважинными и скважинно-наземным радиволновым просвечиванием позволит свести к минимуму малоинформативное законтурное бурение (технология геонавигации поисковой сети) и оконтурить рудовмещающие зоены как в плпне, так и в разрезе на заданную глубину (до 300м).
2. На этапе оценочных и разведочных работ провести геомитризацию рудных зон, корреляцию и объемное картирование рудных жил.
3. На этапе экцплуатационной разведки построить 3Д карту строения глубоких горизонтов (200-300м и более) и флангов месторождения, оценит устойчивость бортов карьера.

Имеющейся опыт работ на ряде медно-никельевых, полиметаллических, золоторудных (в том числе и на на золоторудных месторождениях Узбекистана – Кочбулак, Амантай-тау и др.) позволяет рекомендовать для решения поставленной задачи ОГК-РВГИ.

РВГИ-это «визуализации» строения геологической среды в пространстве между скважинами. Физико-геологической основой радиоволнового метода является зависимость интенсивности поглощения энергии радиоволн горными породами, расположенными на трассе распространения волны, от электрических характеристик этих пород: удельного электрического сопротивления (ρ) и относительной диэлектрической проницаемости (ε).

Реализованной в аппаратуре РВГИ-2f широкий диапазон радиочастот (0,06-31 МГц) и малогабаритные дипольные скважинные установки дают возможность настраивать измерительно-обрабатывающую систему на решение конкретной задачи в различных геоэлектрических и технологических условиях, обеспечивая требуемую разрешающую способность при максимальной дальности исследований. Это позволяет при минимальном количестве скважин проводить детальное и надежное опоискование перспективных площадей, выявлять и оконтуривать слабо контрастные геологические неоднородности небольших размеров.

Скважинный измерительно-обрабатывающий комплекс РВГИ-2ф разработан ООО «Радионд ЛТД» и предназначен для изучения и измерения напряженности высокочастотного электромагнитного поля с помощью электрических (или магнитных диполей). Аппаратура включает скважинный приемник и передатчик, опускаемые в скважины на одножильном каратожном кабеле. Чтобы исключить антенный эффектаратажного кабеля скважинные передатчик и преемник имеют автономное питание, подсоединяются к кабелю через диэлектрические вставки с оптическим кабелем и блоками оптико-электрического преобразования и управляются с бортового компьютера. В процессе измерений ведется непрерывная цифровая запись измеряемых оппонентов поля и параметров изучения, осуществляется дистанционное согласование скважинной антенны с передатчиком и управление мощностью и режимами излучения, а в приемнике - коэффициентом усиления. Это обеспечивает высокой коэффициент установки и максимальную дальность даже для коротких антенн. Обработка данных осуществляется с помощью разработанного ООО «Радионд ЛТД» пакета программ «ОРВП-РВГИ», который содержит оригинальные итерационные алгоритмы расчетов электрических характеристик среды по полным формулам измеряемых компонент; электромагнитного поля. По совокупности всех данных определяются электрические характеристики исследованных блоков пород, в том числе коэффициенты электрической анизотропии. 3Д-геоэлектрическая карта строится методом волнового восстановления по совокупности всех данных с учетом пространственных характеристик поля. Карта может быть представлена набором горизонтальных сечений и произвольно ориентированных разрезов с изолиниями эффективных сопротивлений, на которых отчетливо проявляются морфологические особенности строения разреза, тектонические нарушения, локализуются участки трещиноватых и водонасыщенных пород, выделяются и оконтуриваются рудные тела. Производительность межскважинных и скважинно-наземных радиоволновых измерений с цифровой аппаратурой позволяет одному отряду РВГИ обслуживать поисковое бурение, выполняемое четырьмя станками. Обработка данных, построение объемной карты и предварительная интерпретация проводится одновременно с полевыми измерениями.

Код МРНТИ 38.49.17

Au/Ag ОТНОШЕНИЕ КАК ПРИЗНАК ЗОНАЛЬНОСТИ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ РУДНОЙ ЗОНЫ №2 ОКЖЕТПЕССКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

М.А.Мирусманов, З.Х.Хайдаров, С.Т.Садиков
Ташкентский государственный технический университет им. Ислама Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Аннотация: В статье приведены результаты исследования изменчивости показателей Au/Ag отношения. Использованы результаты пробирного анализа руд и рудовмещающих пород по пяти разрезам Рудной зоны №2. Выявлено 3-х и 4-х звенная зональность по вертикали и две волны латеральной зональности.

Ключевые слова: Au/Ag отношение, рудная формация, золотоносные месторождения, брахиантиклиналь, пробирный анализ, статистическая выборка, вертикальная зональность, латеральная зональность.

Abstract: The article presents the results of a study of the variability of the Au/Ag ratio. The results of assay analysis of ores and ore-hosting rocks in five sections of the Ore zone No. 2 were used. Revealed 3- and 4-link vertical zoning and two waves of lateral zoning.

Keywords: Au/Ag ratio, ore formation, gold-bearing deposits, brachyanticline, assay analysis, statistical sampling, vertical zoning, lateral zoning.

Показатели Au/Ag отношения считаются важным геохимическим показателем золотоносных месторождений. Во многих случаях они используются при классификациях рудных формаций. При характеристике различных месторождений исследователи обращают внимание на два аспекта Au/Ag отношения: 1) отношение в рудах и рудовмещающих породах; 2) отношение в минералах золота (главным образом в ряду минералов Au-Ag).

В связи с этим, следует отметить работы Н.В.Петровской [2], С.Д.Шера [6], Р.Г.Кравцовой, А.С.Макшакова и Л.А.Павловой [1], Ш.В.Хачатряна и О.П.Гуюмджяна [5] и многих других исследователей данного вопроса, труды которых послужили основой дальнейшего изучения авторами.

Рудопроявление «Рудная зона №2» расположено в северо-западной части Окжетпесского рудного поля и приурочено к юго-западному крылу одноименной брахиантиклинали. Ось данной структуры ориентирована в северо-западном направлении. Ядро брахиантиклинали сложено известняками девона D_{2-3}, а его крылья – отложениями нижнекарбонового возраста (массивные и среднеслоистые известняки) и нерасчлененными отложениями C_{2-3}, представленные песчаниками, гравелитами, конгломератами с прослоями кремнистых пород и известняков [3, 4].

Интрузивные образования представлены дайками диоритовых порфиритов и гранодиоритов.

Крылья брахиантиклинали осложнены складчатостью высоких порядков и многочисленными тектоническими нарушениями северо-восточного, северо-западного и субширотного простирания. Морфология минерализованной зоны осложнено нарушениями, в связи с чем наблюдаются флексурообразные перегибы по простиранию от субширотного до северо-западного (300-320°). Мощность от 10 до 50 м, падение практически вертикальное. До глубины 90-100м от поверхности развита зона окисления. Руды и рудовмещающие породы окрашены гидроокислами железа в бурый цвет. Вмещающие породы представлены доломитами и известняками с сульфидной минерализацией (рис.1).

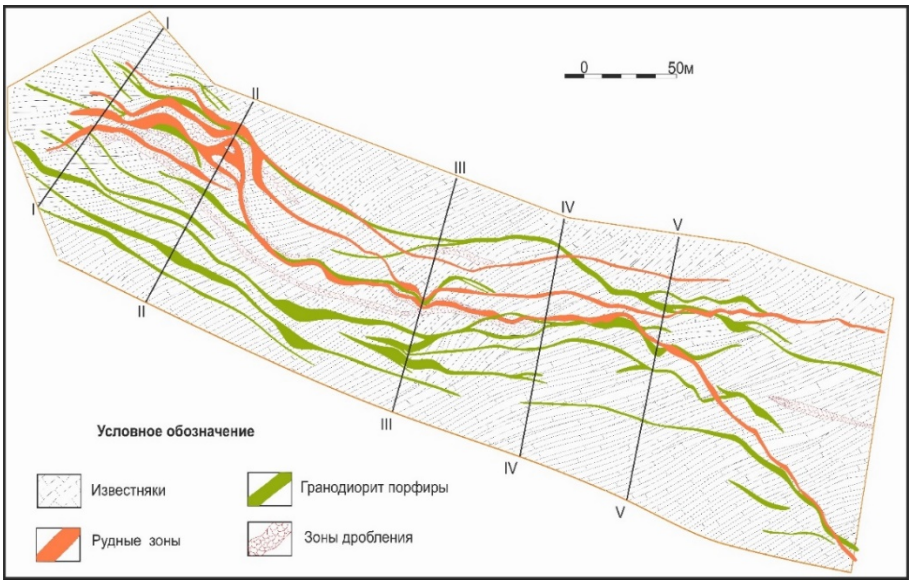


Рисунок 1 - Схематическая геологическая карта Рудной зоны №2.

Для исследования в целом статистически обработаны данные по 1960 керновым пробам 28 колонковых и 1152 проб по 48 шарошечным скважинам. При этом использованы результаты пробирного анализа руд и рудовмещающих пород по пяти разрезам. Изучены 5 выборок учитывающие пробы по всем породам, и 15 выборок по пробам рудных зон (рис.2).

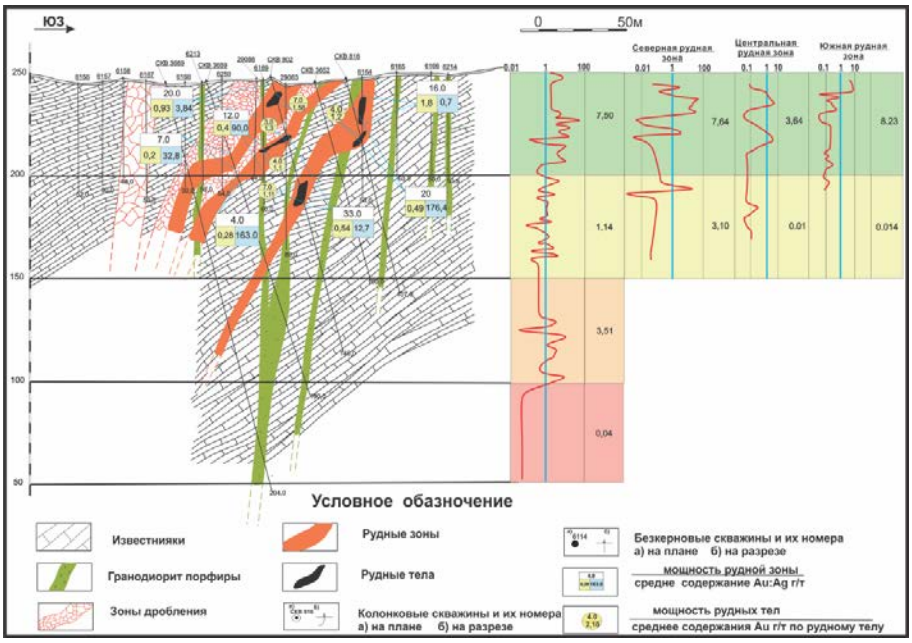


Рисунок 2 - Схематический геологический разрез I-I. Au/Ag отношения в рудовмещающих породах рудах.

Исследования изменчивости Au/Ag отношения по разрезу I-I показали следующее.

На горизонте от +200 до +273 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 164, а самое низкое 0,021, при среднем значении 7,50. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 266-273; 238-250; 222-232; 212-216. А на горизонтах 232-236; 214-224; 204-212 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +150 до +200 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 4,0 а самое низкое 0,03, при среднем значении 1,14. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 192-197; 186-188; 174-182. А на горизонтах 184-188; 172-176; 168-170 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +100 до +150 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 16, а самое низкое 0,025, при среднем значении 3,51. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 134-140; 128-132; 116-126; 104-110. А на горизонтах 130-132; 110-116 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +50 до +100 значение Au/Ag отношения без особых колебаний находится на уровне среднего значения равного 0,04.

По этому же разрезу Au/Ag отношения изученные по отдельным выборкам составленным для Северной, Центральной и Южной рудных зон показали нижеследующее.

По Северной рудной зоне изменчивость показателей оценена на двух горизонтах.

На горизонте от +200 до +248 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 54, а самое низкое 0,0001, при среднем значении 7,0. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 244-246; 232-240; 222-226. А на горизонтах 246-248; 240-244; 226-232; 218-222; 200-202 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +150 до +200 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 32, а самое низкое 0,001, при среднем значении 3,0. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонте 196-198. А на горизонтах 192-194 и 164-166 отмечаются показатели ниже среднего значения.

По Центральной рудной зоне изменчивость показателей оценена также на двух горизонтах.

На горизонте от +200 до +248 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 28, а самое низкое 0,0003, при среднем значении 3,64. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 240-244; 226-230. А на горизонтах 246-248; 234-240; 224-226; 202-206 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +170 до +200 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 0,04 а самое низкое 0,0005, при среднем значении 0,012. По всему горизонту отмечаются ровные показатели на уровне среднего значения. Только на горизонте 197-200 отмечаются показатели ниже среднего значения.

По Южной рудной зоне изменчивость показателей оценена на двух горизонтах.

На горизонте от +200 до +248 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 64, а самое низкое 0,001, при среднем значении 8,23. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонтах: 244-248; 242-244. А на горизонтах 236-242; 226-232; 206-212; 200-204 отмечаются показатели ниже среднего значения.

На горизонте от +190 до +200 самое высокое значение Au/Ag отношения составило 0,1 , а самое низкое 0,003, при среднем значении 0,014. Показатели выше среднего значения отмечены на горизонте 196-198. А на горизонтах 198-200 и 194-196 отмечаются показатели ниже среднего значения.

Полученные результаты показывают, что на месторождении наблюдается вертикальная и латеральная зональность распределения золота и серебра. Как видно из рисунка 2 и таблицы, в разрезе II-II наблюдается 4 волны изменения Au:Ag отношения. На других разрезах тоже наблюдается 2-3 волны изменений Au:Ag отношения. Это свидетельствует о том, что на месторождении наблюдается вертикальная зональность в распределении Au и Ag.

Из рисунка 2 и таблицы также видна латеральная зональность распределения оруденения. Максимальные показатели Au:Ag отношения наблюдаются на глубинах до 50м от поверхности. Это может быть следствием воздействия процессов гипергенеза в зоне окисления где миграционная способность серебра значительно больше чем у золота.

Таким образом, в Рудной зоне №2 выявлено 3-х и 4-х звенная зональность по вертикали и две волны латеральной зональности.

По разрезам II-II, III-III, IV-IV и V-V получены аналогичные результаты (табл.1).

Таблица 1 - Изменение соотношения Au/Ag по глубине Рудной зоны № 2

Уровень глубин (Абс.отметки)	разрез I-I	разрез II-II	разрез III-III	разрез IV-IV	разрез V-V
выше +200	7,5	2,77	12,4	4,93	3.0
от +150 до +200	1,14	4,4	1,77	2.0	0,55
от +100 до +150	3,51	0,2	0,6	0,73	0,5
от +50 до +100	0,04	0,6		0,44	0,57

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Кравцова Р.Г., Макшаков А.С., Павлова Л.А. Минералогия и состав, закономерности распределения и особенности формирования рудной минерализации золото-серебряного месторождения Роговик (*Северо–Восток России*) // Геология и геофизика.- 2015. -т.56, № 10. - С. 1739-1759.

2 Петровская Н.В.. Самородное золото. М.: Наука, 1973, - 347 с.

3 Рудные месторождения Узбекистана / Под ред. И.М.Голованова.-Т.: ГИДРОИНГЕО, 2001. - 660 с.

4 Тангиров А.И. Условия локализации месторождений золота в зоне Бозтау-Кокпатас-Окжетпесского тренда и разработка прогнозно-поисковых критериев / Автореферат диссертации PhD. Ташкент, 2019, - 50 с.

5 Хачатрян Ш.В., Гуюмджян О.П. Характер оруденения, минералогия и геохимия руд Пхрутского проявления золота // Ученые записки ЕГУ.- 2017.- № 51(1). - С. 3-12.

6 Шер С.Д. Металлогения золота. М.: Недра, 1974, - 253 с.

УДК 553.22

ОКОЛОЖИЛЬНЫЙ МЕТАСОМАТОЗ, ПРОЯВЛЕННЫЙ НА СУЛТАНБОБО-ЯНТАКЛИНСКОЙ ПЛОЩАДИ

Б.О.Жанибеков, С.Б.Мусурманқулов, Л.Н.Мейлиев, Х.К.Тошниёзов

Ташкентский государственный технический университет им.И. Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Султанбобо-Янтаклинская площадь находится в Султанувайсских горах. Она сложена метаморфическими породами дацитами, риолитами, андезитами и интрузиями основного состава. В рудопроявлениях наблюдается околожильный метасоматоз, который развивается почти во всех типах горных пород, но с различной степенью интенсивности. В пределах площади прослеживаются кварцевые, прожилки вокруг которых развиваютсяв определенной последовательности симметрично расположенные метасоматические зонки.

Диффузия растворов через поровые растворы в горных породах совершается очень медленно и мощность метасоматических зонок даже при благоприятных условиях обычно не превышает нескольких сантиметров.

При интенсивном развитии гидротермального процесса вдоль трещин образуется до четырех зонок. Последовательность зональности от центра к периферии следующая: кварцевая, альбитовая, серицитовая, хлоритовая и переходная зоны (таблица).

При однородном сложении горной породы метасоматические зонки имеют правильные границы, а смена отдельных зонок резкая. Неоднородное сложение пород нарушает такую правильность. В различных по составу горных породах ширина метасоматических зон различная. По мере того, как процесс диффузионного воздействия растворов на горную породу возрастает соответственно увеличивается ширина метасоматических зон. Наиболее правильное ограничение нередко наблюдается в зонах, где метасоматические изменения проявились с наибольшей интенсивностью в кислых эффузивах.

Образование околожильного метасоматоза, происходило следующим образом. По трещинке поднимался раствор, содержащий, в основном, H_2S, H_2O,CO_2, SiO_2 и др. Раствор просачивался по тончайшим порам между зернами. Он постепенно полностью растворяет ортоклаз, плагиоклаз, роговую обманку и биотит. В центральной части SiO_2 был инертным, а остальные окислы, вполне подвижны и были вынесены из этой зонки. Вдоль трещины образовалась кварцевая зонка. Она составляет центральную часть метасоматической зональности. Величина кварцевых зерен колеблетсяот 0,01 до 3-4мм.

Края кварцевых зерен зазубренные. Крупные кристаллы имеют мозаичное погасание, а мелкие волнистое. В этой зонке кроме кварца иногда встречаются пирит. Содержание его не превышает 4-5%. Иногда среди кварцевого прожилка появляется пиритовая «нить».

Контакт их резкий. Длительное и интенсивное протекание метасоматических процессов обусловило увеличение мощности кварцевой зонки, которая колеблется от 0,1 до 5 см.

Таблица 1- Околожильная метасоматическая зональность, проявленная на Султанбобо-Янтаклинской площади

Зонки	**Неизме-ненная порода**	**Хлори товая**	**Серици товая**	**Альбито вая**	**Кварцев ая**	**Альби товая**	**Серицит овая**	**Хлори товая**	**Неизме-ненная порода**
Минераль ный состав зон	Кварц, ортоклаз, плагиоклаз,б иотит	Кварц, альбит, серицит, хлорит	Кварц, альбит, серицит	Кварц, альбит	Кварц	Кварц, альбит	Кварц, альбит, серицит	Кварц, альбит, серицит, хлорит	Кварц ортоклаз плагио-клаз, биотит
Инертные компоненты	SiO_2, TiO_2, Al_2O_3, FeO, Fe_2O_3,MnO, MgO, CaO, K_2O, Na_2O, P_2O_5	SiO_2 Na_2O, K_2O,Al_2O_3, FeO, Fe_2O_3, MgO	SiO_2, Na_2O, K_2O, Al_2O_3, Na_2O	SiO_2, Na_2O,Al_2O_3	SiO_2	SiO_2, Na_2O,Al_2O_3	SiO_2, Na_2O,K_2O,Al_2O_3	SiO_2, Na_2O, K_2O,Al_2O_3, FeO, Fe_2O_3, MgO	SiO_2, TiO_2, Al_2O_3, FeO, Fe_2O_3 MnO, MgO, CaO, K_2O, Na_2O, P_2O_5

Альбитовая зонка сменяет кварцевую зону. Здесь ведущим минералом является альбит, а кварц развивается в небольшом количестве. Альбит представлен призматическими зернами, величина которыхколеблется от 0,1 до 1,5 мм. Мощность зоны достигает 5-6 мм. Для альбита характерно наличие простых и полисинтетических двойников. В последних двойниковые полосы часто имеют клиновидный характер.

Граница альбитовой зонки с кварцевой резкая (рис.), а ссерицитовой постепенная. В альбитовой зоне, кроме альбита, встречается кварц (рис. 2). Как показывает минеральный состав, в альбитовой зоне SiO_2, Na_2O, Al_2O_3 инертные, остальные породообразующие окислы вполне подвижные.

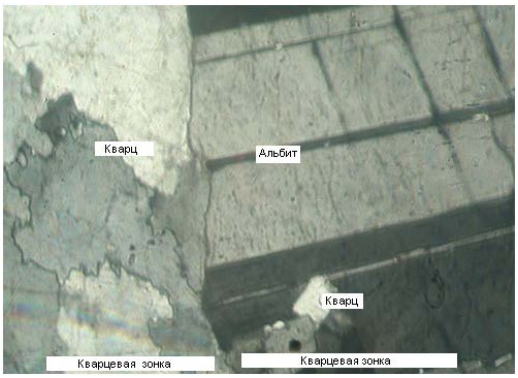


Рисунок 1 - Кварцевая и альбитовая зонки. Шлиф 73-2. Ник+.

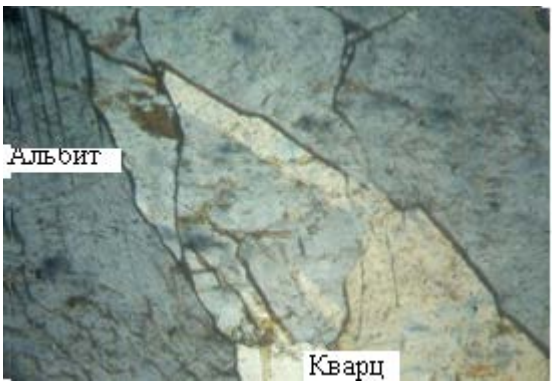


Рисунок 2 - Альбитовая зонка. Ник. +.

Серицитовая зонка сменяет альбитовую зону (рис.3,4)**.** Здесь ведущим минералом является серицит. В небольшом количестве присутствуют кварц, альбит и пирит. Структура зоны чешуйчато-гранобластовая. Величина чешуек серицита колеблется от 0,01 до 0,3мм. Размеры их увеличиваются с приближением к кварц-альбитовой зонке (рис.6). Серицит, по А.П.Винчеллу [1], соответствует безжелезистому мусковиту (Ng-Np=0,034-0,037). Мощность серицитовой зоны колеблется от 0,1 до 0,5мм).

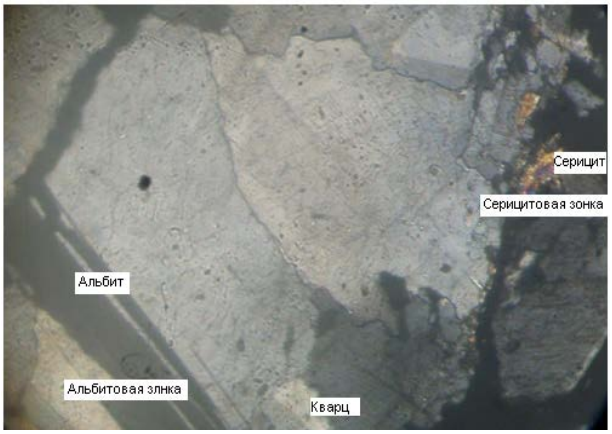


Рисунок 3 - Альбитовая и серицитовая зонки. Шлиф 73-2.Ник. +.

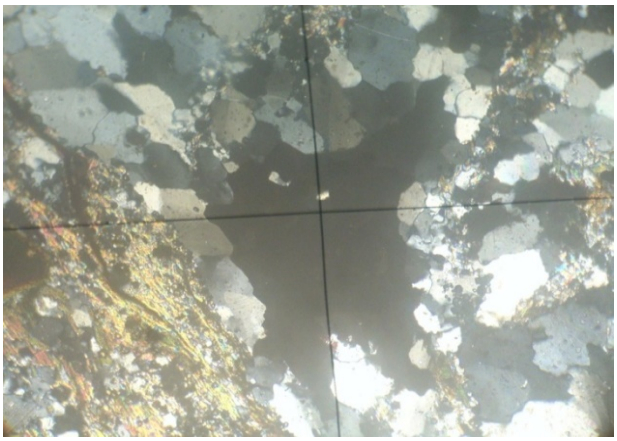


Рисунок 4 - Кварц+ серицитовая зонка в сланцах. Шлиф 70-3. Ник. +.

Судя по минеральному составуздесь SiO_2, K_2O, Al_2O_3, и Na_2O инертные, остальные породообразующие окислы вполне подвижные.

Хлоритовая зонка проявлена слабо, она сменяет серицитовую. Хлорит образует псевдоморфозы по темноцветным минералам, а при интенсивном протекании процесса также развивается по полевым шпатам. В этой зоне ведущим является хлорит. В небольшом количестве присутствуют минералы внутренних зон: кварц, альбит, серицит, а также пирит и углистое вещество (в сланцах). Хлорит встречается в форме мелких листочков и чешуек. Он вместе с другими минералами часто образует гнездообразные скопления. Хлорит плеохроирует в бледно - зеленых тонах и представлен пенником. Размер чешуек хлорита до 0,2 мм. Мощность хлоритовой зоны варьирует от 0,1 до 0,5см. В некоторых случаях обособленная хлоритовая зонка вовсе отсутствует. В хлоритовой зонке встречается наибольшее количество новообразованных минералов.

На значительном удалении от разломов и кварцевых жил сланцы серые, темно-серые, тонкозернистые, сланцеватые. Структура бластопсаммитовая, бластоалевритовая, местами грано-, лепидобластовая. Текстура сланцеватая. Наблюдается чередование углисто-хлорит- серицитовых и кварц-альбит-серицитовых и других полос. С приближением к зоне разлома в породе появляются метасоматические минералы: кварц, альбит, карбонаты, хлорит, серицит, магнетит, пирит, углеродистое вещество. Последное равномерно рассеян, а также образует черные прерывистые ниты. Отмечаются микрозёрна пирита.

При длительном и интенсивном поступлении гидротермальных растворов мощность внутренних зонок увеличивается за счет внешних. Минералы внутренних зонок в этих случаях развиваются за счет внешних.

Вышеуказанная метасоматическая зональность не всегда выдерживается, т.е. альбитовая или другая зона отсутствует или слабо выражена(рис. 7, 8).

При просачивании растворов по многочисленным трещинам происходит слияния метасоматических зонок и образуется мощная зона кварц-альбит-серицит-хлоритовых метасоматитов (рис. 5-6).

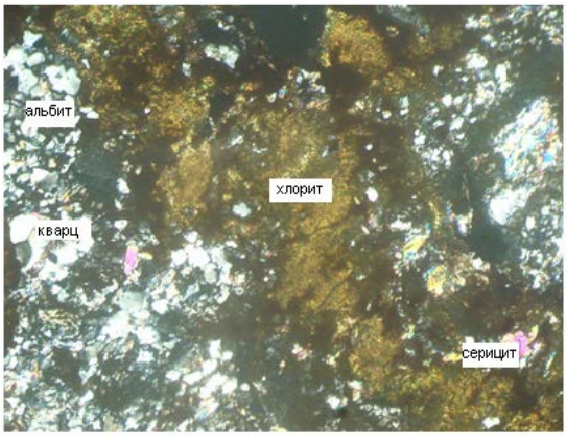


Рисунок 5 - Кварц-альбит-серицит-хлоритовый метасоматит. Шлиф 79-5. Ник. +.

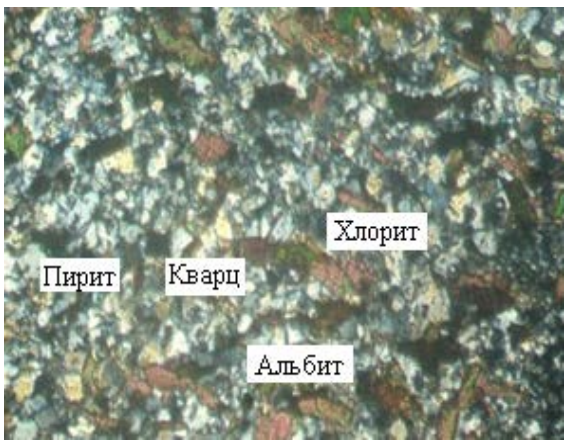


Рисунок 6 - Кварц-альбит - хлоритовый метасоматит. Шлиф 79-4. Ник. +.

В риолитах и дацитах хорошо прослеживаются все стадии постепенного замещения магматических минералов более поздними гидротермальными.

По метасоматитам в рудной стадии минерализации развиваются кварц-рудные, кварц альбит-пиритовые, серицит-пиритовые (рис. 7- 8) и другие прожилки.

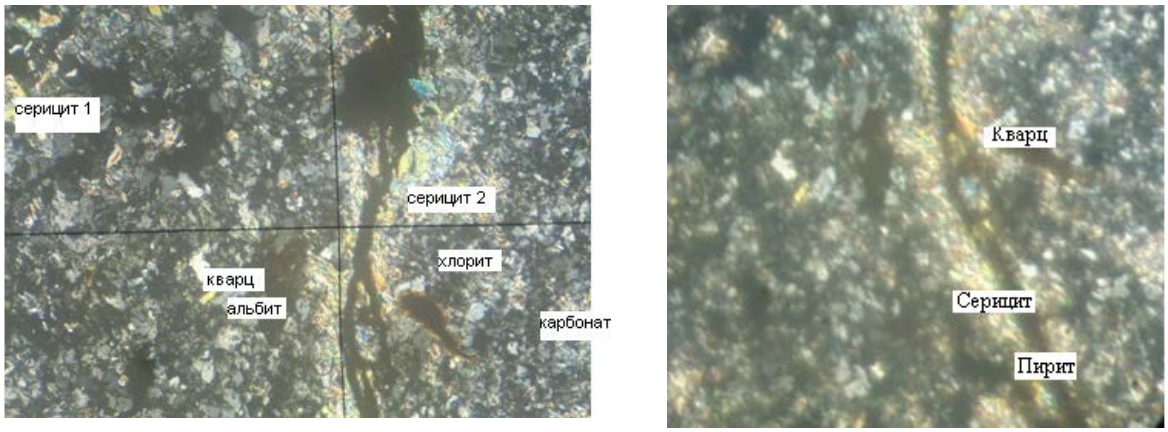


Рисунок 7 - Серицит-пиритовый прожилок рудного этапа пересекает кварц-альбит-серицит-хлоритовый метасоматит. Шлиф 79-4. Ник. +.

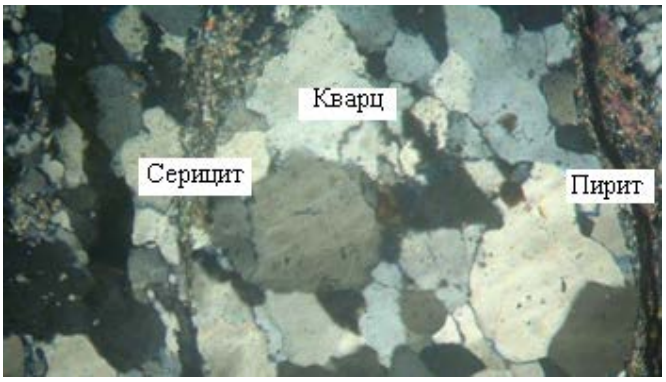


Рисунок 8 - В зальбанде кварцевого прожилка развивается пирит-серицитовый прожилок. Шлиф 73-1

Компоненты минералов, в зависимости их концентрации, химической активности и других особенностей в одних случаях вполне подвижные, а в других инертные. С приближением к внутренним зонкам количество инертных компонентов уменьшается до одного. Минеральный состав зон зависит от соотношений инертных и подвижных компонентов. Как сказано выше в центральной части наблюдается кварц, а в каждой последующей зонке количество новообразованных минералов увеличивается на единицу.

По характеру образовавшихся минералов гидротермальные растворы кислотные [2] и содержали H_2S, H_2O, CO_2, менее - Na_2O, K_2O, SiO_2 и др. Это подтверждается тем, что вдоль трещин породы подверглись выщелачиванию и образовался кварц. Кислотные растворы в дальнейшем взаимодействуют с породами, и по мере понижения температуры становятся щелочными, о чем свидетельствует образование альбита и серицита.

Изучение метасоматических процессов Султонбобо-Янтаклинской площади показывает, что выявленная околотрещинная зональность частное проявление общей метасоматической зональности проявленной вдоль разломов и кварцевых жил.

Вероятно, железо участвующее в построении пирита, заимствовано из темноцветных минералов. Реакция образования пирита из Fe_2O_3, по-видимому, протекала следующим образом (по А.Г. Бетехтину, 1937г): $2\ Fe_2O_3 + H_2S = Fe_3O_4 + FeS_2 + H_2O$.

Основная часть SiO_2 для образования кварца и других силикатов заимствована из минералов исходной породы, часть их была привнесена гидротермальными растворами. По-видимому, основная масса Al_2O_3и K_2O, служащие для образования серицита и MgO-хлорита, компенсируются выносом их из внутренних зонок.

Идеальная последовательность развития минеральных зон осложняется следующими причинами: - прекращением поступления растворов на данный участок и изменением путей их циркуляции; -поступлением растворов уже прореагировавших на глубине; - составом исходных пород .

Выводы:

1. Образование пирита, кварца, альбита, серицита, хлорита и карбонатов в условиях околотрещинного метасоматоза обязано единому акту гидротермальной деятельности.

2. Для образования околотрещинной метасоматической зональности были привнесены, главным образом, H_2S, H_2O, CO_2, часть SiO_2, Na_2O и K_2O. Остальные компоненты, по-видимому, заимствованы из исходных пород.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 А.П.Винчелл, А.Г.Винчелл, Оптическая минералогия. –М: ИЛ,1953, стр. 124.

2 Д.С.Коржинский, Очерки метасоматических процессов. В кн. Основные проблемы в учении о магматогенных рудных месторождениях. –М: Из-во АН СССР, 1955. стр. 442-452.

3 А.Б. Холиков Метасоматиты Восточно-Шейхджейлийской площади (горы Султанувайс) // Геология и минеральные ресурсы. –Ташкент, 2004. -№4. -С.15-19.

4 А.Б. Холиков, Формационная принадлежность и рудоносность метасоматитов участки Зенгебобо (горы Султанувайс) // Геология и минеральные ресурсы. –Ташкент, 2007. -№3. -С.18-23.

5 А.Б. Холиков Золотоносность березитов Урусайской перспективной площади (горы Султанувайс) // Современные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан: Труды науч.-практ. конф., посвященной 80-летию геологической службы Республики Узбекистан и 50 летию Института минеральных ресурсов. –Ташкент: ИМР, 2007. -С.191-195.

6 B.O.Janibekov, M.K.Turapov, N.Sh.Tulyaganova, O.T.Zokirov, Study on Interplay of tension, deformation, and ore formation, 2023, E3S Web of Conferences

7 N.Yu.Dulabova, , M.K.Turapov, B.O.Janibekov, Search and evaluation criteria for the search and forecast of endogenous mineralization in closed areas of the Central Kyzyl Kum (Bukantau)

8 (2017) Geol. and min. resources, (3), pp. 7-13.

9 8. B.O.Janibekov, M.K.Turapov, B.T.Toshmuhamedov, D.K.Jumamuratov, S.J.Tleumuratov, Methodology for Studying the Geodynamic Situation of Formation of Ore Deposits 2022 International Journal of Mechanical Engineering 7(1), c. 480-485

10 9. M.K.Turapov, H.A.Akbarov, N.Sh.Tulyaganova, B.O.Janibekov, N.F.Ummatov Role of regional faults in the formation and placement of gold ore objects in western Uzbekistan, 28 January 2023, E3S Web of Conferences

УДК 502.62:553

ИСТОРИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯЧНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БЕШБУЛОК

Х.К.Тошниёзов, Б.О.Жанибеков

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Географо-экономическая характеристика района месторождения

Бешбулакское месторождение известняков находится в юговосточной части хр. Кугитангтау, в административном отношении на территории Щерабадского района Сурхандарьиской области Узбекской ССР (Граф. прилож 1).

В орографическом отношении район Бешбулакского месторождения делится на две части- горную и равнинную. Основными горными сооружениями в районе является хребет Кугитангтау и Шерабад-Келифская гряда, ориентированные с юго-запада на северо-восток и принадлижащие системе юго-западных отрогов Гиссарского хребта.

Северо-западный склон хребта Кугитангтау пологий, представляет собой обширную, блокированную известняками поверхность, прорезанную многочисленными, глубокими каньонообразными ущельями. Юго-восточный склон хребта скалистый и крутой. Вдоль осевой линии протягивается отвесные обрывы до 300-400 м и более, образованные выходами юрских известняков. К осевой части хребта приурочены наиболее высокие отметки 2000-2500 м. в юго-западном направлении высота хребта постепенно уменьшается.

Шерабад-Келифская гряда представляет собой довольно узкое горное сооружение, не превышающее в ширину 8 км, с резко расчлененным рельефом. Относительные превышения достигают 300-350 м. наивышая абсолютная отметка гряды 1134 м-г. Ходжаабдюш.

Между описанными горными сооружениями расположена Пашхуртская котловина щириной до 12-13 км. Она представлена равниной с очень незначительными колебаниями высок, с общим понижением рельефа с северо-востока на юго-запад. Площадь Бешбулакского месторождения известняков представляет собой низкогорную местность со скалистым, рескорасленненным лются от 950 м до 1410 м, относительные превышения достигают 400 м. [10]

Гидрографическая сеть в районе месторождения представлена, в основном, временными водотоками, функционирующими лишь во время обильного снеготаяния и ливневых дождей. Основными водными артериями является ручьи Вандоб, Талхаб и Газ-сай. Вода первого пригодна для питья. Ручьи Вандоб и Талхаб незначительные, с малым дебитом.

Среднегодовой дебит ручья Газ-сай составляет 100 л/сек. Вода его может быть использована для технического водонабжения будущего предприятия. Максимальный расход воды приходится на март-апрель месяцы, а минимальный-на сентябрь. Климат района аридный. Лето продолжительное, жаркое, сухое. В июле-августе температура достигает +46*С в тени. Зима короткая, почти безснежная, сравнительно холодная. Температура воздуха в особо холодные зимы опускается до-15*С. Среднегодовая температура составляет +18,2*С.

Часты сильные пыльные бури со скоростью ветра до 25м/сек, продолжающийся по несколько дней. Основное направление ветра северо-восточное и юго-западное. Годовое количество осадков, выпадающих в основном, в виде дождя, составляет в среднем 169мм. За последние годы наиболее засушливым был 1983 год (140,3 мм осадков), наиболее дождливым-1984 год (221,2 мм осадков). В среднем в году бывает 35-40 дождливых дней. Осадки выпадают, главным образом, в зимне-весенний период. Самый дождливый месяц-март (до 86 мм осадков). Ливневые дожди, выпадающие в эту же пару, вызывают селевые потоки.

Для района характерна очень высокая испаряемость, достигающая 2500 мм в год, среднее значение за последние 5-6 лет составляет 1997 мм.

Сейсмичность района оцентвается в 4-5- баллов.

В связи с засушливым аридным климатом и плохой обводненностью района местное население занято, в основном, отгонным животноводством. Это является прямой причиной малочисленности населения, но с вводом в промышленное освоение Ходжаиканского месторождения каменной соли стало наблюдаться его заметное увеличение.

В 1982 году к Ходжаикамскому месторождению каменной соли от ст. Болдыр, находящейся от места строительства завода в 45 км, была проложена железная дорога, а на базе вспомогательные производства дробильно-сортировочный цех и цех по производства пищевой соли. Вырос новый поселок Первомайский.

В районе широко развита сеть асфальтовых дорог. Одна из них проходит по краю месторождения.

Ввиду указанных ранее причин (климат и безводье), основным направлением сельского хозяйства в районе является отгонное животноводство. В промышленном отношении район развит слабо.

Ближайшими населенными пунктами является поселки Акташ, Первомайский, Вандоб, Газ, Пашхурт. Районный центр- г. Шерабад находится в 53 км. В указанных населенных пунктах возможен набор рабочей силы.

В районе месторождения действуют две высоковольтные ЛЭП мощностью 110клб и 35клб. Основным потребителем электроэнергии является Ходжаиканский солерудник. Имеются незадействованные мощности.

Ближайшим источником твердого топлива является Байсунское месторождение каменного угля, которое находится в 130 км. Газоснабжение будущего предприятия возможно от магистрального газопровода Келиф-Кизил-Тумшик-Душанбе, проходящего в 15-20 км южнее района месторождения. Источником горюче-смазочных материалов является районная нефтебаза, находящаяся в г. Шерабаде.

Строительный и крепежный лес в районе отсутствует. Источниками его завоза является центральные районы страны.

В районе известен ряд месторождений и проявлений строительных материалов, выявленных в районе годы сотрудниками Кашкадарьинской ГРЭ (Граф.прилож 2):

1. Акташское месторождение пильного стенового камня;
2. Пашхуртское месторождение песчано-гравийных смесей;
3. Зарабагское месторождение гранитов и габбро;
4. Хаджаиканское проявление известняков для производства строительной извести и бута.

Действующие карьеры по добыче строительных материалов в районе отсутствуют.

Площадь месторождения относится к бросовым землям и представляет собой скалистый выход без почвы, с очень скудной растительностью. Поэтому она не имеет никакого практического значения для сельского хозяйства. На площади месторождения нет никаких зданий и сооружений, действующих автомобильных и железных дорог, линий электропередач, газопроводов и других коммуникаций.

Краткие сведения об открытии и разведке месторождения; организации-производители работ. В 1950 г. При геологической съемке масштаба 1:100000 А.К.Преображенский впервые обратил внимание на то, что верхнеюрские известняки по своему химическому составу пригодны для производства портландцемента и строительной извести. [10]

В 1970-71 гг площадь района месторождения была покрыта геологической съемкой масштаба 1:50000 (Э.Н.Утанбаев, Н.В.Гусев и др.) в процессе этих работ было установлено широкое развитие в районе верхнеюрских известняков кугитангской свиты и верхнемеловых глин.

В последующие годы в районе неоднократно проводились геолого-поисковые, разведочные и тематические работы, в результате которых достаточно полно изучены вопросы стратиграфии, тектоники, магматизма, полезных ископаемых и истории геологического развития района.

В 1977 году Кашкадарьинской ГРЭ на проявлении Бешбулак были проведены поисковые работы, результаты которых показали, что известняки проявления не отвечают требованиям, предьявляемым к облицовочному камню, однако по своему химическому составу могут быть использованы для производства портландцемента.

В 1981-82 гг. в районе Кашкадарьинской ГРЭ были проведены детальные поиски цементного сырья-известняков и глин. В результате проведенных работ в качество рекомендованы верхнеюрские известняки кугитангской свиты с прогнозными резурсами Р1-652,5 млн.т и верхнемеловые глины каттакамышской свиты с прогнозными ресурсами категории Р1-547,4 млн.т.

В 1989-90 гг на Бешбулакском месторождении известняков и Бешбулакском месторождении глин были произведены поисково-оценочные работы, предварительная и детальная разведка.

Работы проводила Бешбулакская геологоразведочная партия Кашкадарьинской ГРЭ ПГО «Самаркандгеология» ГКГУ «Узбекгеология». Целевым заданием партии на 1989-91 гг. являлось-проведение поисково-оценочных работ, предварительной и детальной разведки на Бешбулакском месторождении известняков и Бешбулакском месторождении глин для производства цемента.

Основанием для проведения детальных геологоразведочных работ послужило техническое задание Госагропрома Узбекской ССР от 12 декабря 1988г, а основными факторами- острый дефицит цемента в Сурхандарьинской области, положительные результаты поисков и наличеи необходимых запасов цементного сырья, благоприятные географо-экономические, горно-технические и гидрогеологические условия.

Все основные виды полевых геологоразведочных работ выполнены Кашкадарьинской ГРЭ. Топографо-геодезические работы, рентгенрадиометрические анализы и размножение графических материалов выполнены Зарафшанской ГПЭ ПГО «Самаркандгеология».

Химические анализы рядовых и групповых проб, петрогрофическое описание шлифов произведены в ЦХЛ ПГО «Самаркандгеология».

Внешный геологический контроль химических анализов, а так же миниралогический анализ глин осушествлялсяв ЦХЛ ПГО «Ташкентгеология». Физико-механические испытания и ситовой анализ глин проведены лабораторией строительного камня Самаркандского государственного архитектурно-строительного института (СамГАСИ).

Технологические испытание глин Бешбулакского месторождения с известняками одноименного месторождения произведены в специализированном институте Средазнии прект цемент НПО «Алинит».

ТЭО постоянных кондиций выполнено методическом экспедицией геолого-экономических исследований (МЭГЭИ) ГКГУ «Узбекгеология».

В организации и проведении полевых работ принимали участие начальник партии Грабовских Л.Я., старший геолог Максименко В.М., геологи Хушваков У., Дустов К., главный геолог экспедиции Кондаков И.В., геолог Баракаев Т., техник-геолог Абдуллаев М., начальник участка Нормуминов А.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 «Отчет по поисково-оценочным работам, предварительной и детальной разведке Бешбулакского месторождения известняков и Бешбулакского месторождения глин для производства цемента». Отчет Бешбулакской ГРП за 1989-90г.г. в 6 книгах.

2 Протокол ГКЗ №11017 от 6 марта 1991 года. «Рассмотрение материалов подсчета запасов цементного сырья Бешбулакского месторождения известняков и Бешбулакского месторождения глин, представленных ПГО «Самаркандгеология».

3 Шпанский, Лигоцкий, Борисов. «Проектирование границ открытых горных работ»

4 Санкт-Петербургский государственный горный институт. 2003 год.

5 Борзунов В.М./ Геолого- промышленна оценка месторождений нерудного сырья. Москва, «Недра», 1965 г.

6 Борзунов В.М./ Поиски и разведка минерального сырья для промышленности строительных материалов. Москва, «Недра», 1977г.

7 ИНТП 06-86/ Ведомственные нормы технического проектирования цементных заводов, работающих по сухому способу производства. Минстройматериалов, Ленинград, 1986 г.

8 Инструкция ГКЗ/ Инструкция по применению классификации глинистых пород к месторождениям глинистых пород. ГКЗ, Москва, 1983 г.

9 Инструкция ГКЗ/ Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям карбонатных пород. ГКЗ, Москва, 1983г.

10 Нечаев Г.А. Поиски, разведка и промышленная оценка месторождений цементного сырья. «Недра». Москва, 1970 г.

УДК: 502.62:553

ГЕОЛОГИЯ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯНИКА БЕШБУЛОКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Х.К.Тошниёзов

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

В геологическом строении района месторождений принимают участие нерасчленные образования кембрия и ордовика (обизарангская свита), триасовые, юрские, меловые, палеогеновые, неогановые и четвертичные отложения, породы поджурского габбро-гранитового комплекса и субвулканиты нижнего карбона (Граф.прило 2).

Стратиграфия. *Кембрийская и средний отдел ордовикской системы нерасчленные (обизарангская свита) – € - O_2 ов.*

Отложения свиты развиты в южном обрамлении кугитангского интрузива и занимают очень небольшую площадь. Представлены кристаллическими сланцами, кварц-слюдистыми, кварц-биотитовыми, альбит- биотитовыми. Кварц-мусковит-амфиболовыми, песчаниками, слюдяными кварцитами, филлитоподобными и кремнистыми сланцами с линзами конгломератов, Мощность свиты достигает 615 м.

Триасовая и юрская система нерасчлененные (санджарская свита) – T_3 – J sn.

Отложения свиты ограниченно распространены в южном обрамлении кугитангского интрузива. Представлены они брекчии видными гравелитами, конгломератами, прослоями песчаников, алевролитов, углей, бокситовых и бокситоподобных пород. Мощность отложений колеблется от 0 до 35 м.

Юрская система - J

Нижний - средний отделы – гурудская, дегибадамская, тангидувальская свиты, представленные песчаниками, алевролитами, углями, аргиллитами, известняками. Мощность отложений 590 м. Средний и верхний отделы – байсунская свита, представленная известняками, песчаниками, мергелями, аргиллитами мощностью 190 м; кугитангсуого свита (продуктивная толщи) – известняки доломитизированные, известняками с кремнистыми стяжениями мощностью 650м; гаурдакская и карабильская свиты – ангидриты, гипсы, известняки, глины мощностью 330 м,

Меловая система – К

Нижний отдел – альмурадская, кызылташская, окузбулакская, калигракская, дербентская, лучакская, аккапчигайская, шерабдская свиты, представленные красноцветными глинами, алевролитами, гипсами, глинами, песчаниками, известняками, ракушняками общей мощностью до 1270 м.

Верхний отдел – тюбегатанская, карикансайская, тагаринская, газдеганинская, талхабская, дасгирякская, музрабадская, модунская, акраюатская, каттакамышская (продуктивная толща), сарыкамышская, даралитаусская, удантауская, кофрунская свиты, представленные глинами, аргиллитам, алевролитами, мергелями, песчаниками, известняками, ракушняками общей мощностью до 1745 м.

Полеогеновая система – Р

Палеоцен – бухарская и сузакская свиты представленные известняками, доломитами, гипсами, мергелями, ангидритами, глинами, алевролитами, горючими сланцами общей мощностью до 400 м.

Эоцен – алайская и туркенстанская свиты представленные песчаниками, известняками, фосфатными породами общей мощностью до 130 м.

Неогеновая система – N

Миоцен – шурисайская, больджуанская и хингоуская свиты сложенные песчаниками, алевролитами, конгломератами, глинами с прослоями известняков и гипсов. Мощность отложений колеблется от 760 м до 2626 м.

Четвертичная система – Q

Отложения данного возраста в районе работ имеют широкое распространение и представлены осадками различных генетических типов: аллювиальными, пролювиальными, делювиальными, элювиальными, моренными и др. Сложены они, вадунниками, конгломератами, песками, супесями, суглимками, гравием, щебнем и глиной. Мощность отложений в районе меняется в широких пределах и достигает в Пашхуртской котловине 700 м.

Магматизм. Интрузивные породы в пределах района относятся к поджорскому габбро – гранитовому комплексу. Развиты они в северной части района и слагают ядро кугитангской антиклинали. Образования поджурского комплекса относятся к формации гранитовых и габбро – гранитовых формаций центральных интрузий и сложены в кугитангском интрузиве габбро – диабезами, кварцевыми диоритами, кварцевыми сиенито – диоритами, гранодиоритами, адамелитами, гранитами и их жильными разностями.

Субвулканические интрузии в районе работ развиты в южной экзоконтакте кугитангского интрузива, занимают небольшую площадь, представлены липаритовыми, дацитовыми и липаритодацитовыми порфирами, гранит-порфирами и их метоморфизованными разностями (порфироидами).

Тектоника. В тектоническом отношении район работ приурочен к зоне сочленения мегантиклинали юго-западного Гиссара и Сурхандарьинской мегасиклиланили (9, 12).

Отложения мезозоя и кайнозоя, широко развитые в районе, дислоцированы в складки альпийского возраста и образуют единый альпийский структурный этаж.

Альпийской фазой тектогенеза были сформированы все основные складчатые и разрывные структуры района.

Основными складчатыми структурами является Кугитанская и Шерабад-Келифская антиклинали, Кампрекская брахиентиклиналь, Байсунская сиклиналь, представленная в районе юго-западным замыканием – Патхурской котловиной.

Разрывные нарушения наиболее крупные и изученные представлены Кугитанским взбросо-надвигом Шерабад-Келивским взбросом, Карабазарским взбросом.

Бешбулакское месторождение известняков в структурном отношении приурочено к юго-восточному крылу Кугитанской антиклинали которое осложнено Кугитанским взбросо-надвигом, денудировано и большей частью прекрыто четвертичными отложениями Пашхуртской котловины (Графическое преложение 2).

В геологическом строение месторождения принимают участие отложения байсунской (Je.sbs) и кугитанской (Jskq) свит юры и объединённые четвертичные образования.

Наиболее древними являются отложения байсунской свиты, развитые в западной части месторождения и имеющие локальные выходы. Вскрыты канавами 31.42-б и скважинами 7,11,12,15,28. Представлены отложения серыми и темно-серыми мергелими детритовыми и алевристыми, буровато-серыми глинистыми известняками оолито-детритовыми с прослоями серых известковистых алевролитов. Из-за своей глинистости отложения байсунской свиты интенсивно эродированы и большей частью перекрыты четвертичными отложениями. На площади месторождения они образуют, как правило отрицательные формы рельефа.

Вскрытая мощность отложений байсунской свиты по скважине 7 составила 91 м.

Отложения кугитанской свиты (продуктивная толща) согласно залегают на породах байсунской свиты. Граница проводиться по подошве «ТРОЙНОГО ПЛАСТА» образующего крутой уступ, достигающий местами в высоту несколько метров. Этот уступ, хорошо выделяющейся в рельефе и дешифрирующийся на аэрофотоснимках, и является отличным геоморфологическим признаком по установлению границ байсунской и кугитанской свит.

«Тройной пласт» представляет с собой три сближенных слоя оолито-детритовых известняков, мощностью каждый около 3 м, между которыми залегают два слоя глинистых органогенно-детритовых известняков мощностью около 2 м каждый. Общая мощность «Тройного пласта» на площади месторождения колеблется в пределах 12-14 м.

Кугитанская свита (Продуктивная толща) представлено широко, ее отложения занимают до 99% площади месторождения сложены они преимущественно известняками, доломитизированными известняками, реже известковистыми доломитами и доломитами.

Продуктивная толща имеет сложное строение, характеризующееся ритмами в осадконакоплении. Каждый ритм характеризуется как правило, в начальной стадии наличием тонко - или мелкоплитчатых глинистых известняков, а заканчивается грубослоистыми чистыми, реже детрировыми известняками.

По литологическим признакам продуктивную толщу можно разделить на нижнюю, среднею и верхнюю части. Нижняя часть продуктивной толщи характеризуется большей глинистостью пород, разной слоистостью – от тонко- до – крупно- и грубослоистых, с преобладанием средне- и крупнослоистых пород. Представлены породы преимущественно известняками, мелкодетритовыми, детрито- сгустковыми с прослоями известняков солито- детритовых, гленисто-детритовых и глин истыми. Верхняя граница нижней части продуктивной толщи проводится по кровле третьего горизонта глинисто-детритовых известняков мощностью 5-6 м. Мощность нижней части продуктивной толщи 114 м. Средняя часть продуктивной толщи сложена известняками с кремистыми стяжениями, известняками детритовыми, доломитизированными, реже доломитами и известковистыми доломитами.

Проведенными петрограцическими исследованиями установлено, что доломит является вторичным минералом, замещающем криптозернистый, детритсодержащий известняк. Но степень замещения разная. В одних случаях доломит равномерно распределен по всей массе породы в виде единичных ромбоэдров, в других – образует гнездовидные или прожилковидные скопления. Исходя из вторичности доломита ясно, что это наложенный процесс. В соответствии с кондициями породы с содержанием MgO более 4,0 % отнесены к некондиционным прослоям. Доломитизация развита в основном, в северной части месторождения. К нее разведочной линии IY-IY происходил резкое уменьшение некондиционных прослоев.Отмечается их уменьшение также и по падению пород.Мощность некондиционных прослоев по 73 пробам, отобранным по скважинам 7,69-II,14,28-32, канавам 42,44,44-а,45 в отдельных пересечениях колебалась от 2,25 до 26,8 м при изменении содержания MgO от 4,2 до 20,3 %. Существуют затруднения с диагностикой пород некондиционных прослоев. Они вызваны тем, что визуально доломитизированные известняки и доломиты ничем (цвет, структура, текстура, включения и т.п.) не отличаются от навестняков продуктивной толщи, и были выделены только лишь по данным химических анализов.[9]

Изложенное указывает на крайне неравномерные доломитизацию и распределение некондиционных прослоев в продуктивной толще линзовидный прерывистый характер этих прослоев. Изложенное не позволяет геометризовать некондиционные прослои в пространстве. Поэтому их процентное содержание от общей массы было подсчитано статнотическим способом отношение суммы мощность некондиционных прослоев по скважинам к суммарной глубине скважин в контуре запасов промышленных категорий) и составило 7,71 %.

Известняки с кремнистыми отяжениями образуют 83 самостоятельных горизонта. Первый – нижний горизонт известняков с кремнистыми стяжениями, является хорошим маркером и протягивается через все месторождение с севера на юг. Мощность его 14-17 м. Кремнистые стяжения округлые, изометричной формы, размером от нескольких мм до 5-6 см, редко более. Густота встречаемости стяжений на I м неравномерна и колеблется от нескольких до 40-45 % шт. На выветрелых поверхностях кремнистые стяжения выступают рельефо и имеют бурый цвет. В свежем сколе и керие они узнаюся с трудом. Расположение стяжение в породе хаотичное.

Мощность второго горизонта известняков с кремнистыми стяжениями составляет 19-22 м. Кремнистые стяжения в отличии от первого рельефно не выступают но имеют также цветовое различие от основной массы известняков. Размеры стяжений от нескольких сантиметров до 0,5-0,6 м. Форма их вытянутая. В переде они располагаются согласно стяжений по простиранию меняется. Между канавами 43 и 44-а второй горизонт по данным геологической съемки не установлен (Графические приложения 2, 3), хотя указанными канавами вскрыт.

Третий горизонт известняков с кремнистыми стяжениями развит не повсеместно и выклинивается в южной и северной частях месторождения. Мощность его составляет 13-16 м. Как и в прервом горизонте, кремнистые стяжения рельфено выступают на выветрелых поверхностях известняков. Объем их в породе крайне неравномерем и изменяется от 1-2 до 10-16 на. Форма стяжений округлая, изометричная, размер от нескольких сантиметров до 20-25 см.

Содержание CaO в известияках за счет кремистқх стяжений падает до 44-49 %. Проведенными работами влабораторий физико-химических исследований Средазнии проектцемент установлен следующий минералогический состав известняков с кремнистыми стяжениями (%): кальцит 90, кварц 6-3, доломит 2-1, ангидрит 2-1.

По кровле третьего горизонта известняков с кремнистыми стяжениями проводится граница верхей части продуктивной толщи, характеризующейся чистотой минералогического и химического составов. Количественно-минералогический состав известняков (%): кальцит 92-94, доломит 5-3, кварц 2, ангидрит 1.

Хорошая обнаженность на месторождении позволила с большой достоверностью откартировать маркирующие горизонты глинистых известняков и известняков с кремнистыми стяжениями. Выбранная сеть буровых скважин обеспечила изучение строения продуктивной толщи на глубине (Графическое приложение 4), позволила узнать об изменчивости ее строения по простиранию и паданию.[4]

Породы продуктивной толщи имеют моноклинальное залегание с направлением азимута падания пород на восток и восток-юга восток (85-135). Углы падения пород в западной и центральной частях месторождения крутые и составляют 60-80 градусов. От центра на восток наблюдается выполаживание пород углы падения здесь колеблюется от 26° до 70°.

Четвертичные отложения собственно на месторождение почти отсутствуют, т к оно прекрасно обнажено. Незначительная их часть представляет локальные, маломощные (не более 0,5 м) покровы, представленные суглинками с щебнистыми включениями. Основная часть четвертичных отложение развита в обрамлении месторождения. Представление они суглинками, супесями песчано-гравийными породами делювиально – пролювиально и аллювиального происхождения. Небольшие интерес вызывают аллювиальные отложения ручья Вандоб, представление валуно-песчано-гравийными породами.

Приуроченность месторождения к зоне Кугитангскоговзбросонадвига наложила свой отпечаток на его тектоническое строение (графические приложение 3, 4).[9]

Геолого-съемочными работами установлено на месторождении значительное количество разрывных нарушении, большая часть из которых имеет спросо-сдвиговые характер. Это установлено при геолого-съемочных работах по перемещениям маркирующих слоев относительно друг друга в висячем и лежачем боках нарушения, а так же по данным

буровых скважин (графическое приложение 6,7,8,9). В большинстве нарушение имеет падение на юго-запад (220-240°), реже на юг (170-190°). Углы падения плоскостей сместителя колебляются пределах 25-65°, примушественно 40-45°.

Как правило, тектонические нарушения сопровождаются зонами брекчирования пород в висячим лижачем боках, наличиями множества субпараллельных основному нарушению трещин, зеркалами скольжения. Зоны нарушение в таких случаях достигают нескольких метров. Рис 2.2.8. Но есть разрывы и другого характера. Основное нарушения сопровождается лишь двумя –тремя субпараллельными трещинами, без закон брекчирования рис 2.2.9. Несмотря на указанные внешние различие, характер смещения одинаковые. Амплитуда смешанные в плане колеблется от нескольких см до десятков м. Наибольшие смешанные пород зафиксированные месторождение составляет около 500 м. По нему тектонический блок запасами категории С2 сдвинут к западу относительно тектонического блока с запасами промышленных категории.

Никаких вторичных в зонах разрывных нарушений геологическими наблюдениями не установлено. Сопоставленные результатов химических анализов проб, отобранных в зонах тектонических нарушение о ближайшими пробами а также о данными химического анализа полезного ископаемого в целом по месторождению показало, что качество известняков в тектонических зонах не изменяется.

Наложение тектоники и процессов физического выветривания выразилось в частичной дезинтеграции пород без существенного изменения минерального и химических составов. В местах наибольшего проявления дезинтеграции пород с поверхности отмечаются редкий небольшие ниши и гроты глубиной не более 2-3 м. по данным ГИС в разрезах скважин отмечены интервалы трещиноватых пород, среди которых по резкому увеличению интенсивности рассеянного гамма- излучения и деаметра скважин (160-260 мм при номинальном 93 мм), можно предположить наличие карстовых полостей (Табл. 3.7.4.). В процентном отношении от общей массы трещиноватые и кавернозные породы составляют 23.8 %, карстовые полости- 0,5 %.

Незначительное проявление на месторождении процессов поверхностного и внутреннего карста связано, в первую очередь с формой рельефа, залеганием пород, аридным климатом, а также низкой отметкой зеркала подземных вод.

Полученные данные по изучению карста в процессе геологической съемки, по результатам бурения и геофизических исследований достаточны для определения степени закарстованности пород месторождения.

Вышеизложенные особенности геологического строения (продуктивная толща слоистая неоднородная, наличие тектоники, внутренней вскрыши) позволяют классифицировать его согласно Инструкции ГКЗ СССР (5), как месторождение 2 группы ! типа.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 «Отчет по поисково-оценочным работам, предварительной и детальной разведке Бешбулакского месторождения известняков и Бешбулакского месторождения глин для производства цемента». Отчет Бешбулакской ГРП за 1989-90г.г. в 6 книгах.

2 Протокол ГКЗ №11017 от 6 марта 1991 года. «Рассмотрение материалов подсчета запасов цементного сырья Бешбулакского месторождения известняков и Бешбулакского месторождения глин, представленных ПГО «Самаркандгеология».

3 Шпанский, Лигоцкий, Борисов. «Проектирование границ открытых горных работ»

4 Санкт-Петербургский государственный горный институт. 2003 год.

5 Борзунов В.М./ Геолого- промышленна оценка месторождений нерудного сырья. Москва, «Недра», 1965 г.

6 Борзунов В.М./ Поиски и разведка минерального сырья для промышленности строительных материалов. Москва, «Недра», 1977г.

7 ИНТП 06-86/ Ведомственные нормы технического проектирования цементных заводов, работающих по сухому способу производства. Минстройматериалов, Ленинград, 1986 г.

8 Инструкция ГКЗ/ Инструкция по применению классификации глинистых пород к месторождениям глинистых пород. ГКЗ, Москва, 1983 г.

9 Инструкция ГКЗ/ Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям карбонатных пород. ГКЗ, Москва, 1983г.

10 Нечаев Г.А. Поиски, разведка и промышленная оценка месторождений цементного сырья. «Недра». Москва, 1970 г.

УДК 553.22

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАРЖАНБУЛАК

Л.Н.Мейлиев, Б.О.Жанибеков, С.Б.Мусурманкулов, Х.К.Тошниёзов

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Марджанбулакское месторождение расположено в пределах Нуратинского региона, являющегося связующим звеном в структуре Кызылкумом и герцинид Южного Тянь-Шаня. В геологическом строении рудного поля принимают участие терригенные породы силурийского возраста. Породы терригенного комплекса включают в себя углисто-глинистые сланцы, алевролиты и песчаники существенно кварцевого состава, присутствующие в

резко подчиненном количестве. Породы плотные, серого и темно-серого цвета. Характерна полосчатая структура, обусловленная избирательным обогащением пород углеродом и пиритом (3-5 %) по сланцеватости. Вся толща в различной степени рассланцована и несет на себе следы течения, интенсивного смятия с образованием изоклинальных складок.

Породы терригенного комплекса перетерпели региональный метаморфизм начальных стадии зеленосланцевой фации, которые хорошо проявились в породах алеврито-пелитового состава. Сланцы образовавшиеся за счет глинистых пород состоят из агрегатов кремнисто - кварцевого вещества, серицита, хлорита и глинистых частиц. Метаморфические изменения песчаников выражены в частичной перекристаллизации цемента породы. Они представлены, в основном, двумя разновидностями – кремнистыми брекчиями и милонитами. Породы черного цвета с брекчиевидной текстурой. Обломки состоят из черного кремня, интенсивно карбонатизированного углисто – глинистого сланца с желваковым пиритом. Размер обломков в среднем 5 - 20 см, количество - 10-60 %. Цемент брекчии существенно серицит- графит - глинистый с многочисленными микроскопическими выделениями пирита и железисто-магнезиального карбоната.

На происхождение этих пород имеются различные мнения:

1.П.Ф.Иванкин и др. связывают их с процессами углеродистого метасоматоза в условиях активизации тектонических движении на раннем орогенном этапе.

2. Оськин Д.В. и др. (1994) полагают, что их образование совпадает с проявлениями регионального метаморфизма и заключается в тектоно-метаморфическом преобразовании горизонтов кремнистых пород. Углерод при тектоно - метасоматических преобразованиях концентрируется в плоскостях сланцеватости и служит естественной смазкой между частицами пород.

Из интрузивных пород в пределах рудного поля широко развиты дайки основного и среднего состава. В месторождении Марджанбулак имеются следующие участки (с востока на запад)- Гумсай, Восточный, Кучумсай, Танги, Западный, Украинский и Сарыкбел.

Изучение месторождения показывает, что процесс гидротермальной минерализации протекал в три этапа: предрудный этап с дорудной кварцевой стадией; рудный этап с золото- арсенопирит – пирит- золото-кварцевой, золото- серебряно - полисульфидной стадиями: послерудный этап с кварц- кальцитовой стадией.

В составе дорудной кварцевой стадии выделяются следующие минералы -кварц, альбит, мусковит, серицит, углистое вещество, анкерит, пирит, турмалин, рутил, антраксолит. золото, шеелит, пирротин и др. Эти минерали относятся к кварц - альбит - серицит –хлоритовым метасоматитам (березитизация по Щербань И.П. и др. 1990). Сравнение метасоматически измененных пород развитых в Марджанбулаке с метасоматитами Гужумсая и Зармитана показывают, что кварц-альбитовые фациальные разности должны сменятся кварц-ортоклазовыми фациальными разностями кварц-ортоклаз-альбит-серицит-хлоритовых метасоматититов

Золото-арсенопирит-пирит-кварцевая минеральная ассоциация представлена на участках, в связи с жилами и штокверковыми образованиями. В составе ассоциации присутствуют рудные минералы -пирит, арсенопирит, самородное золото, редко - выделения марказита, пирротина, халькопирита, сфалерита, и др. Из нерудных минералов встречаются кварц, хлорит, карбонаты, серицит.

В золото - серебряно – полисульфидно - кварцевой стадии встречаются кварц, гидрослюды, углистое вещество, золото, анкерит и др. Распределение их в рудах неравномерное. В их составе выделяются два парагенезиса: 1) золото - блеклорудно – галенит - сфалеритовый, в составе которого, кроме вышеуказанных минералов, присутствуют пирит, халькопирит, фрейбергит, полибазит и др. 2) серебро - сульфоантимонит - галенитовый, в составе которого отмечаются галенит, тетраэдрит, штернбергит, буланжерит, джемсонит, самородное серебро, антимонит, золото и др.

Золото из пирит - арсенопиритовой парагенетической ассоциации распределенов зернах пирита, арсенопирита, кварца. Оно характеризуется густо-желтым, иногда красновато-желтым цветом, комковидными и губчато дендритовыми формами и пробностью 680- 740.

Самородное золото из золото-полисульфидной минеральной ассоциации имеет светло-желтый, зеленовато-желтый цвета. Оно встречается в виде выделении размером 0,00п - 4,0 мм, в срастании с блеклой рудой, галенитом и сфалеритом, цементирует и замещает раздробленные зерны арсенопирита. Среди выделений золота преобладают кристаллоподобныеобразования, кристадлы кубической или октаэдрической формы и сростки. Пробность золото- 550- 650.

В месторождении в центральной части развит полисульфидно -золоторудный парагенезис, во флангах - золото - серебряный. В глубоких горизонтах наблюдается пирит-арсенопирит-золоторудный парагенезис.

Форма минералов в некоторой степени зависит от минеральных ассоциаций. Дорудный и синрудный пирит отличаются формой выделения. Дорудный пирит образует кристаллы кубической формы. В прожилково -вкрапленных рудах пирит встречается в виде пентагондодекаэдров. По степени выдержанности зерен пирита, по размерам и наличию пентагондодекаэдров можно судить об уровне содержания золота в руде. Наиболее богатые руды характеризуются хорошей выдержанностью размера зерен, а количества пентагондодекаэдров в рудах прямо связаны содержанием в них золота. Участки рудных тел, сложенные прожилково -вкрапленными рудами, характеризуются относительно равномерными содержаниями золота и серебра и значительными мощностями.

Послерудная стадия представлена кварц- кальцитовой минеральной ассоциацией, в составе которой из рудных минералов встречается пирит.

На всех объектах Марджанбулакского поля распространены руды двух морфологических типов: жильные и прожилково – вкрапленные, соотношении 1:5 соответственно. Как правило, они тесно ассоциируют

друг с другом и для большинства рудных тел преобладает тот или иной тип. Прожилково - вкрапленные руды распространены широко. Основным признаком, позволяющим надежно диагностировать прожилково-вкрапленные руды в полевых условиях, является форма пирита. Для прожилково - вкрапленных руд вкрапленники пирита встречаются в виде пентагондодекаэдров, в отличие от безрудных пород, в которых пирит содержится в виде кубических зерен и желваков. Для прожилково -вкрапленных руд характерна приуроченность к краевым частям жестких блоков терригенных пород и участкам развития поперечной и диагональной трещиноватости. По вещественному составу они отвечают низкосернистым рудам. Участки рудных тел, сложенные прожилково -вкрапленными рудами, характеризуются относительно равномерным содержанием золота и серебра и значительными мощностями.

Жильные руды более широко развиты на уч. Западный. Они по вещественному составу отвечают высоко серебряным рудам, образование которых происходило на завершающих стадиях рудного процесса. Сложены они кварцевыми жилами и линзами с наложенной полисульфидной вкрапленностью.

Рудовмещающие породы участков Западный и Танги представлены брекчированными, дробленными окварцованными песчано - сланцевыми породами, иногда песчанистыми породами и дайками основного состава. Для локализации золота более благоприятными рудовмещающими породами являются углисто – песчано - сланцевые породы, золото-серебряное оруденение преимущественно тяготеет к кварцевым жилам.

Морфология рудных тел на Марджанбулакском месторождении представлен двумя типами: 1) столбообразные и грибообразные штокверковые тела, вертикальная протяженность которых не превышает 100 - 200 м. С глубиной они либо выклиниваются (Украинский), либо сменяются жильными рудными зонами с ленточной внутренней структурой (уч. Западный); 2) крутопадающие плоские - плита и лентовидные тела (уч. Западный), в которых оруденение на глубину прослеживается более устойчиво и суммарные запасы руд значительные.

Основными геологическими факторами, определяющими размещение оруденения являются следующие: структурный, магматический и литологический.

Структурный - стволовые ветви (Южная и Северная) глубинного долго живущего разлома, сопровождающиеся интенсивным дроблением, брекчированием, окварцеванием вмещающих пород и дайковыми телами, благоприятны для циркуляции постмагматических рудоносных растворов. Зоны оперения стержневых разломов (уч. Западный) и тектонических линз, ограниченных стержневыми разломами (уч. Украинский), к стволовой ветви глубинного разлома на участках повышенной трещиноватости и брекчирования вмещающих пород, благоприятные для локализации оруденения (Ахмедов и др. 1987).

Магматический фактор представлен зонами развития дайкообразных и штокообразных тел мальгузарского диабаз – диорит - гранитоидного комплекса (специализированного на золото и другие полезные компоненты). Ахмедов Н.А. (1987) предполагает парагенетическую связь с ними золотого оруденения.

Литологический фактор выражается в том, что благоприятной для локализации золотого оруденения является терригенная сланцевая толща марджанбулакской свиты среднего – верхнего ордовика на участках развития в ней даек мальгузарского диабаз- диорит - гранитоидного комплекса в пределах зон дробления, смятия и окварцевания.

Нами произведена обработка геологических материалов Марджанбулака и их сравнили с золоторудными месторождениями Западного Узбекистана. На этой основе мы пришли к выводу, что встреченная в глубоких горизонтах Марджанбулака –пирит-арсенопирит- золоторудная минерализация должна сменятся, подобно Гужумсаю и Зармитану, штокверковой золоторудно -теллуридной минерализацией развитых в кварц-ортоклазовых фациальных разностях кварц-ортоклаз-альбит-серицит-хлоритовых метасоматититов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 И.П. Щербань, Р.В Цой, И.П Иванов, Л.Б Копылова, В.И Шевченко, В.В. Шунко Околорудные метасоматиты Западного Узбекистана, Москва, Наука , 1990.

2 Л.Г. Марченко Характер и природа метасоматической зональности на золоторудных месторождениях черносланцевого типа. «Маъданли конлар ва геологик кидирув ишларини самадорлигини ошириш муаммолари». Халқаро илмий амалий конференция. Марузалар тўплами, Ташкент, 2003.

3 Ю.В.Михайлова, М.М.Мансуров, А.Л. Кустарникова Модели формирования золоторудных месторождении Центральных Кызылкумов. «Маъданли конлар ва геологик қидирув ишларини самадорлигини ошириш муаммолари». Халқаро илмий амалий конференция. Марузалар тўплами, Ташкент, 2003.

4 4. Study on Interplay of tension, deformation, and ore formation B.O. Janibekov, M.K.Turapov, N.Sh0. Tulyaganova, O.T. Zokirov 2023 E3S Web of Conferences

5 N.Yu.Dulabova, M.K.Turapov, B.O.Janibekov, Search and evaluation criteria for the search and forecast of endogenous mineralization in closed areas of the Central Kyzyl Kum (Bukantau)(2017) Geol. and min. resources, (3), pp. 7-13.

6 Methodology for Studying the Geodynamic Situation of Formation of Ore Deposits B.O.Janibekov, M.K.Turapov, B.T. Toshmuhamedov, D.K. Jumamuratov, S.J. Tleumuratov, 2022 International Journal of Mechanical Engineering 7(1), с. 480-485

7 E3S Web of Conferences 28 January 2023 Код 186963 Role of regional faults in the formation and placement of gold ore objects in western Uzbekistan M.K. Turapov,

8 H.A. Akbarov, N.Sh. Tulyaganova, B.O. Janibekov, N.F.Ummatov

УДК 679.746.48

ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ПОЗИЦИИ КАК ПОИСКОВЫЕ КРИТЕРИИ (НА ПРИМЕРЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ)

С.Б.Мусурманкулов, С.Т. Содиков, Л.Н. Мейлиев, Х.К.Тошниёзов
Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Повешение экономической эффективности геологоразведочных работ осуществляется путем дальнейшего совершенствования поисковых и оценочных критериев отдельных типов месторождений полезных ископаемых, при тщательном изучении условий и закономерностей их размещения, определении и расшифровке геолого-структурных позиций и разработке эффективной методики проведения геологоразведочных работ

Изучение геолого-структурных позиций известных крупных рудных полей и месторождений Тянь-Шаня различных генетических типов представляет большой научный и практический интерес. В геологическом строении Тянь-Шаня участвуют разнообразные формации пород в различных сочетаниях, характеризующиеся определенным составом и физико-механическими свойствами, которые вместе со структурными особенностями региона предопределили многообразие структурно-геологических типов рудных полей и месторождений и их геолого-структурные позиции [1]. В настоящее время по результатам изучения полиметаллических рудных полей месторождений Тянь-Шаня и других регионов накоплен достаточный фактический материал для установления и характеристики основных геологических обстановок, благоприятных для размещения различных типов месторождений полезных ископаемых.

Полиметаллические месторождения, как и все другие эндогенные образования, распределены неравномерно, группируясь в рудные поля, узлы и районы. В отличие от геотектонических образований (фаций, зон, структурных этажей и ярусов, глубинных разломов и т.д.), имеющих непрерывное распространение в пределах значительных объемов геологического пространства, рудные концентрации располагаются в них прерывисто, дискретно. Это объясняется тем, что на размещение продуктов эндогенной минерализации влияет, кроме проницаемости, целый ряд факторов: тектонические, структурные и литолого-петрографические. Тектонические факторы предопределяют пространственное положение проницаемых участков, типы деформаций пород и, соответственно, возможность поступления в данный объем геологического пространства минерализующих субстанций. Структуры обеспечивают взаимосвязь путей движения растворов и их взаимодействие с вмещающими породами. В геологическом строении Тянь-Шаня участвуют разнообразные формации пород, характеризующиеся различными физико-механическими свойствами, которые вместе со структурными особенностями региона обусловили многообразие структурно-геологических типов рудных полей и месторождений и их геолого-структурные позиции. Строение Тянь-Шаня отличается исключительным своеобразием, сущность которого заключается в многоплановости структурных преобразований. Причиной последних явились крупные разломы, ограничивающие и разбивающие регион на тектонические блоки. Благодаря способности поверхностей разломов трансформировать усилия сжатия, в пределах региона проявились тектонические деформации (северо-восточного и северо-западного плана). Это обусловило высокую мобильность всего блока и способствовало многократной активизации магматических процессов: интрузивных – в период всестороннего горизонтального сжатия и вулканических – в периоды растяжения. В пределах региона сформировался сложный геологический разрез осадочных и вулканогенных толщ, возникли интрузивные тела различной морфологии и развились многочисленные сколовые нарушения. Сочетание последних привело к сложной блоковой структуре всего региона. Материалы по отдельным рудным полям и их систематика, а также проведенные исследования имели целью охарактеризовать те специфические структурно-тектонические особенности промышленных рудных полей и месторождений, которые определили проявление в данной позиции процессов послемагматического гидротермального рудообразования и создания условий для накопления значительных по масштабам руд полезных ископаемых [2].

Таким образом, поиски промышленных эндогенных месторождений и рудных полей должны опираться, в первую очередь, на литологические, структурные и магматические критерии, поскольку именно они определяют позицию и масштаб оруденения в данной геологической обстановке. Тесная увязка с этими работами минералого-геохимических методов исследования способствует более четкому оконтуриванию перспективных площадей и уточнению вещественного состава руд.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Акбаров Х.А. Геолого-структурные типы полиметаллических рудных полей и месторождений Средней Азии.-Ташкент: ФАН, 1975,-200с.

2 Турапов М.К. Геолого-структурные условия размещения колчеданно-полиметаллического оруденения В Чакчарском рудном поле (на примере месторождения Южный Карасан): Автореф. Кан.десс.-Ташкент, 1982.-21с.

Код МРНТИ 38.47.03

ИННОВАЦИИ В ГЕОЛОГИЧЕСКОМ И ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКОМ ИССЛЕДОВАНИИ: ОТКРЫТИЯ И ПРОГНОЗЫ

Х.А.Файзиев
Термезский Инженерно-Технологический институт, г.Термез, Узбекистан

Аннотация:В данной статье рассматривается актуальность и значение инноваций в сфере геологического и геоморфологического исследования. Автором проводится обзор современных методов и технологий, используемых в этой области, а также прогнозируются их будущие перспективы и влияние на развитие наук о Земле.

Ключевые слова: инновации, геология, геоморфология, исследования,методология, технологии, перспективы.

Введение

Современный мир невозможно представить без постоянных научных открытий и инноваций. Это также относится и к области геологического и геоморфологического исследования, которые являются фундаментальными науками, изучающими структуру и процессы нашей планеты. В последние десятилетия наблюдается стремительное развитие технологий и методологий в этой области, что приводит к новым открытиям и прогнозам, оказывая значительное влияние на понимание природы и её изменений.

Обзор литературы

Перед тем как перейти к рассмотрению конкретных инноваций в геологических и геоморфологических исследованиях, давайте проведем краткий обзор современной литературы в этой области.

Геологические и геоморфологические исследования остаются ключевыми компонентами для понимания процессов, происходящих на Земле. С развитием геоинформационных систем (ГИС), возможности анализа и визуализации данных значительно усовершенствовались [1, с. 45]. Такие технологии, как спутниковые снимки высокого разрешения и лазерное сканирование местности (LiDAR), стали неотъемлемой частью исследовательских процессов [2 с. 115]. Они позволяют получать точные картографические данные и анализировать изменения местности с высокой точностью.

Основная часть

Геологические инновации

Геологическое моделирование

Современное геологическое моделирование стало важным инструментом для исследования структуры и процессов внутри Земли. С использованием суперкомпьютеров и специализированного программного обеспечения, ученые создают трехмерные модели геологических формаций и внутренних структур Земли, что позволяет лучше понимать процессы, происходящие в её недрах [3, с. 45]. Эти модели помогают в прогнозировании сейсмической активности, распределении ресурсов и других важных аспектах.

1.1. Методы анализа изотопов

Исследования в области анализа изотопов стали неотъемлемой частью геологии. Они позволяют ученым реконструировать историю горных пород, а также исследовать процессы, происходящие внутри Земли, такие как магматизм и метаморфизм [4, с. 15]. Применение современных масс-спектрометров и других аналитических методов с высокой точностью помогает расширить наши знания о геологических процессах.

2. Геоморфологические инновации

2.1. LiDAR-технологии

Лазерное сканирование местности (LiDAR) стало незаменимым инструментом для геоморфологических исследований. Эта технология позволяет создавать точные и высокоразрешенные цифровые модели рельефа, что важно для изучения процессов эрозии, изменений рек и многих других аспектов геоморфологии [5, с. 55].

2.2. Геоинформационные системы (ГИС)

Современные ГИС обеспечивают возможность анализа и интеграции больших объемов геоморфологических данных. Они помогают в выявлении паттернов и трендов изменения ландшафта, а также в прогнозировании возможных природных бедствий, таких как оползни и наводнения [6, с. 120].

Выводы и дальнейшие перспективы исследования

Инновации в области геологических и геоморфологических исследований играют критическую рольв нашем понимании природы и процессов, происходящих на Земле. Они формируют фундаментальные базы данных и знаний, необходимых для более эффективного управления природными ресурсами, оценки рисков и защиты окружающей среды. В этой части статьи мы подведем итоги и выделим дальнейшие перспективы исследований в этой области.

Важность инноваций

Инновации в геологическом и геоморфологическом исследовании сместили границы того, что мы знаем о нашей планете. Они обогатили наше понимание о том, как работает Земля и какие процессы лежат в её основе. Эти инновации стали катализатором для развития научных дисциплин и практических приложений, открыв новые горизонты для геологии, геоморфологии и экологии.

Прогнозирование и предупреждение

Одним из ключевых применений инноваций в геологических и геоморфологических исследованияхявляется прогнозирование и предупреждение природных бедствий. Моделирование геологических процессов и изменений ландшафта позволяет предсказывать потенциальные опасности, такие как землетрясения, вулканические извержения, оползни и наводнения. Это невероятно важно для обеспечения безопасности населения и сохранения инфраструктуры.

Управление ресурсами

Инновации также сыграли ключевую роль в управлении природными ресурсами. Анализ изотопов,современные геологические карты и геоинформационные системы позволяют точно определять месторождения полезных ископаемых, оценивать запасы воды и предсказывать изменения в ландшафте. Это помогает оптимизировать использование ресурсов и устойчиво управлять окружающей средой.

Охрана окружающей среды

С развитием инноваций возникают новые возможности для охраны окружающей среды. Высокоразрешенные снимки со спутников и ЛАЗЕР-сканирование местности позволяют выявлять изменения в экосистемах и идентифицировать источники загрязнения. Эти данные используются для разработки стратегий по сохранению природы и уменьшению воздействия человека на экосистемы.

Дальнейшие перспективы

Дальнейшие исследования в геологической и геоморфологической области будут нацелены на ещё более глубокое интегрирование новых технологий и методологий. Применение искусственного интеллекта, машинного обучения и больших данных обещает расширить возможности анализа и прогнозирования. Также важна интеграция данных и сотрудничество между разными областями наук о Земле, чтобы эффективно решать множество современных экологических и геологических вызовов.

Заключение

Инновации в геологическом и геоморфологическом исследовании имеют огромное значение для нашего мира. Они помогают нам лучше понимать природные процессы, предсказывать опасности и эффективно управлять ресурсами. Они стали фундаментом для разработки стратегий по охране окружающей среды и устойчивому развитию. С новыми технологиями и инновациями, ещё более захватывающими и точными, наше понимание мира будет только расти, что откроет новые возможностидля сохранения и улучшения нашей планеты для будущих поколений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Smith, J. K., & Johnson, L. M. (2018). Advances in Geological Mapping Using Geographic Information Systems. Journal of Geological Research, 12(3), 45-58.

2 Williams, S. C., & Brown, A. R. (2019). High-Resolution Satellite Imagery for Geological Analysis. Earth Sciences Review, 14(2), 102-118.

3 Petrov, I. A., & Ivanov, M. S. (2020). Computerized Geological Modeling: Recent Advances and Applications. Geological Modeling Journal, 25(4), 77-91.

4 Anderson, R. E., & Davis, M. W. (2017). Isotope Analysis in Modern Geology. Geochemistry Today, 8(1), 15-28.

5 Smith, A. B., & Johnson, P. C. (2019). LiDAR Applications in Geomorphology: Recent Developments and Future

6 Brown, L. H., & Davis, G. T. (2021). Geographic Information Systems for Geomorphological Analysis. Journal of Geomorphological Studies, 18(4), 120-135.

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА РАБОТ И УЧАСТКА ЮЖНЫЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖЕРДАНАК

Ш.С.Ботиров, Р.М.Шодиев

Термезский инженерно-технологический институт, г. Термез, Узбекистан

Аннотация: Административно участок Южный месторождения Джерданак расположен в Шерабадском районе Сурхандарьинской области, в 36 км к западу от города Шерабад. Ближайшим населенным пунктом является поселок Вандоб, который находится на расстоянии 4,5 км севернее участка. В 16 км южнее находятся поселки Акташ и Чарвак, а также железнодорожная монорельсовая промбаза солерудника «Ходжаикан», действующая на базе одноименного месторождения каменной соли. С указанными пунктами участок связан асфальтированной (12 км) и грунтовой (4 км) дорогами

Ключевые слова: Джерданакское, глинистых сланцев, ожелезненные, гидрогеологической, четвертичных отложений, гидрографическая, каолинитовыми сланцами, абсолютной отметкой

В структурном отношении район работ приурочен к южному периклинальному замыканию антиклинали Кугитангтау, ядро которой сложено породами докембрийского кристаллического комплекса (гнейсы, мигматиты, кристаллические сланцы), прорванными верхне-каменноугольными интрузивными породами поджурского габбро-гранитного комплекса и субвулканическим комплексом нижней перми.

На крыльях антиклинали обнажаются породы осадочного комплекса юры, в основании которого залегает санджарская свита верхнего триаса - нижней юры. Джерданакское месторождение охватывает полосу пород

санджарской свиты (T_3-J_1 sn), вытянутую на северо-восток и представляет собой переслаивание кварцитов, кварцевых песчаников и глинистых сланцев. Отложения продуктивной толщи с размывом залегают на гранитоидных породах верхнепалеозойского поджурского комплекса.

Геоморфологически полезная толща представляет собой пластообразную залежь удлиненной формы.

В пределах месторождения продуктивные отложения прослежены на 1580 м, при мощности от 25 до 60 м. С юго-востока они перекрыты песчаниками гурудской свиты нижней-средней юры. Залегание моноклинальное с падением пород на юго-восток под углами 35-45°. Кварциты на северо-западе непосредственно контактируют с гранитоидами, а на юго-востоке кварциты и глинистые сланцы согласно перекрываются (слюдисто)-полевошпат-кварцевыми песчаниками.

Участок Южный занимает юго-западную часть месторождения Джерданак (участки Шимолий и Жанубий), разведанного в 2012-2013 гг.. Характеризуется относительно простым строением, с залеганием пачки кварцитов в подошве продуктивной толщи, и глинистых сланцев в её кровле и относительной выдержанностью мощности выделенных пачек и по простиранию, и по падению (мощность глинистых сланцев – от 10,0 до 20,0 м, кварцитов – от 10,0 до 21,7 м).

Внутреннее строение продуктивной толщи сложное с фациальным выклиниванием глинистых сланцев и кварцитов; наличием в пачках кварцитов линз глинистых сланцев (мощностью от 0,45 до 5,9 м) и кварцевых песчаников (мощностью от 1,0 до 4,9 м), а в пачках глинистых сланцев линзообразных обособлений кварцитов (мощностью от 1,5 до 2,1 м).

Залегание пород моноклинальное, с падением пород на юго-восток под углами 35-45°.

На участке Южный преобладают глинистые сланцы каолинитового состава. В обеих пачках в небольшом количестве встречаются мелкие линзы кварцевых песчаников.

Глинистые сланцы плотные от темно-серой до черной окраски, на изломе с неровными занозистыми ребрами. При ударе молотком разбиваются на мелкие кусочки неправильной формы.

Кварциты кристаллические плотные светло-серой окраски с голубоватым оттенком, сливные, излом кварцитов неровный блестящий. При ударе молотком кварцит издает ровный чистый звук. При дроблении кварцитов получаются угловатые зерна неправильных ограничений.

Кварциты практически на 100 % состоят из зерен кварца, с существенным преобладанием крупных (67-86 % зерен размером 0,4-3,0 мм) и подчиненным количеством мелких зерен (размером 0,01-0,3 мм). Кристаллические кварциты характеризуются повышенным (по отношению к другим разностям) содержанием SiO_2 – от 91,0 до 96,2%.

Кварциты цементные отчетливо кристаллические (от мелко до крупнокристаллических) плотные от светло-серых до серых. При раскалывании цементные кварциты дают шероховатую поверхность.

Цементные кварциты примерно в равном количестве состоят из крупных и мелких зерен кварца, которые в сумме составляют от 50 до 88 % объема породы. Зерна кварца сцементированы глинистой и слюдисто-глинистой массой. Содержание SiO_2 (размер >2 мм) в цементных кварцитах варьирует от 86,0 до 90,5 %.

Песчаники (слюдисто)-полевошпат-кварцевые ожелезненные, темно-бурой окраски, плотные, крупноплитчатые, по составу – средне и крупнозернистые. Они с юго-востока перекрывают основное керамическое сырье. Мощность песчаников в контуре участка варьирует от 2,0 до 31,0 м. Полная мощность не установлена.

Содержания SiO_2 в (слюдисто)-полевошпат-кварцевых песчаниках варьирует от 76,2 до 80,5 %; плотность – 2,50-2,55 % $см^3$.

Четвертичные отложения в пределах участка Южный представлены лессовидными суглинками с гранитной дресвой и обломками коренных пород. Мощность внешней вскрыши варьирует от 0,6 до 1,0 м, в среднем – 0,75 м.

Подстилающие породы горными выработками не вскрыты.

По условиям залегания полезной толщи, ее форме, размерам, внутреннему строению, в соответствии с «Инструкцией по применению классификации запасов к месторождениям глинистых пород» (Госкомгеологии, 2001 г.) участок Южный месторождения Джерданак относится ко 2 группе 2 типу, как средние пластообразные и линзообразные, не выдержанные по строению и качеству полезного ископаемого.

Гидрогеологические условия месторождения

Гидрогеологические условия района участка Южный месторождения Джерданак характеризуются по материалам государственной гидрогеологической и инженерноге-ологической съемки масштаба 1:200000 на площади листа J-42-XIX, с учетом результатов разведки подземных вод в пределах южной части Пашхуртской впадины для водоснабжения г.Шерабад и фермерских хозяйств юга Сурхандарьинской области.

По гидрогеологическому районированию район работ относится к Байсунскому артезианскому бассейну второго порядка, который в свою очередь входит в Сурхандарьинский артезианский бассейн.

По данным съемочных работ гидрогеологический разрез района расчленяется на следующие водоносные горизонты и комплексы:

1. Водоносный комплекс четвертичных отложений.
2. Водоупорная толща эоцен-олигоценовых отложений*
3. Водоносный комплекс палеоценовых отложений
4. Подземные воды меловых отложений.
5. Водоносный комплекс верхнеюрских отложений.

Гидрографическая сеть в районе работ представлена временными водотоками, действующими лишь во время обильного снеготаяния и ливневых дождей, а также саёв, водоприток которых изменяется в зависимости от времени года. К ним относятся саи Вандоб, Ишонрабад, Газ и родник Чашмадили. По данным обследования и режимных наблюдений дебиты их составляют от 0,2-0,3 до 1-2 л/сек, минерализация 0,2-0,3 г/л по составу воды гидрокарбонатно-

сульфатные, пригодные для питья. Воды сая Газ с минерализацией 3,6 г/л пригодны только для технического использования. Главный водный источник района вблизи месторождения является ручей Вандоб с расходом воды 1,5-5,0 л/сек. Вокруг участка расположены родники Бешбулак, Джерданак, Чашмадыли. По данным обследования и режимных наблюдений дебиты их составляет от 0,2-0,3 л/сек до 1-2 л/сек, минерализация – 0,2-0,3 г/л, по составу воды гидрокарбонатно-сульфатные пригодны для питья.

Гидрогеологические условия участка Южный месторождения Джерданак находятся в тесной зависимости от климатических, геологических, геоморфологических условий, литологического состава пород, и структурно-тектонических особенностей изучаемой площади.

В 1998-1999 гг. Кашкадарьинской ГРЭ на месторождении Джерданак в марте-мае месяцах были пробурены скважины до глубины 61 м. Ни в одной из скважин не наблюдалось капежа и выхода грунтовых вод.

Продуктивная толща представлена каолинитовыми сланцами и переслаивающимися с кварцитами и кварцевыми песчаниками и перекрытыми полевошпат-кварцевыми песчаниками гурудской свиты.

Разведочные скважины до глубины 61 м на участке Жанубий Джерданак были пройдены весной, в паводковый период, но несмотря на это, выхода подземных вод несмотря на это, выхода подземных вод не наблюдался.

Разведочными скважинами, пробуренными до горизонта с абсолютной отметкой +1200 м на участке Шимолий Джерданак, и +1100 м на участке Жанубий Джерданак, (горизонты отработки), подземные воды не вскрыты.

Таким образом, уровень подземных вод в паводковый и естественно меженный периоды будет находиться ниже дна проектируемого карьера и водоприток в карьер на участках Шимолий Джерданак и Жанубий Джерданак будет формироваться только за счет атмосферных осадков, выпадающих на площадь участков.

Определенный прогнозный водоприток в карьер для среднего по водности года составляет 60,8 м3/сут или 0,35 л/с. Для многоводного года прогнозный водоприток составит 0,46 л/с. В условиях полупустынной зоны такой водоприток будет полностью расходоваться на испарение.

Во время выпадения ливневых осадков с интенсивностью 50 мм в месяц водо-приток может составить 1,75 л/с. Поступающая в карьеры вода израсходуется на смачивание пород, впитывание и инфильтрацию и не вызовет угрозы затопления карьеров.

Вокруг месторождения расположены родники (Бешбулак, Джерданак, Чашмадыли). По данным обследования и режимных наблюдений дебиты их составляет от 0,2-0,3 л/сек до 1-2 л/сек, минерализация 0,2-0,3 г/л по составу воды гидрокарбонатно-сульфатные пригодны для питья.

Разведочными скважинами, пробуренными на участке Южный в 2017 году, подземные воды не вскрыты.

Необводненность исследуемых отложений объясняется тем, что участок Южный месторождения Джерданак расположен на более высоких гипсометрических отметках, чем уровень стояния подземных вод.

Исходя из вышеизложенного, обводнение проектируемого карьера за счет подземных вод исключено. В гидрогеологическом отношении месторождение Вандоб можно считать простым.

В формировании водопритока в проектируемый карьер будут участвовать только атмосферные осадки.

Производственно-техническое водоснабжение карьера осуществляется за счет ручья Вандоб, протекающего в 3,5 км восточнее участка Южный; хозяйственно-питьевое водоснабжение – за счет привоза воды из родника Бешбулак, расположенного в 1 км западнее участка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Нормы расхода топлива автомобильным подвижным составом и строительно-дорожными машинами. Ташкент, 1994

2 Общесоюзные нормы технологического проектирования нерудных строительных материалов. ОНТБ 18-85, Стройиздат,1988

3 Постановления Кабинета Министров Республики Узбекистан за № 443 от 12 июня 2018 года «Об утверждении Положения о порядке выдачи лицензий на право пользования участками недр, содержащими нерудные полезные ископаемые»

4 Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан за № 133 от 25 марта 2022 года «О мерах по дальнейшему совершенствованию порядка выдачи разрешений на право пользования участками недр»

5 Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. Ташкент, 2010, ХК 09-69-09

6 П.Д. Саркисов, В.Д. Казаков. Технология стекла и стеклодувные работы. М., 1968

ДОМЕЗОЗОЙСКИЕ ОБРАЗОВАНИЯ ЗАПАДНОЙ ЧАСТИ ЗАРАВШАНСКОЙ ВПАДИНЫ С ПРОЯВЛЕНИЕМ НЕФТЕГАЗАНОСНОСТИ И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

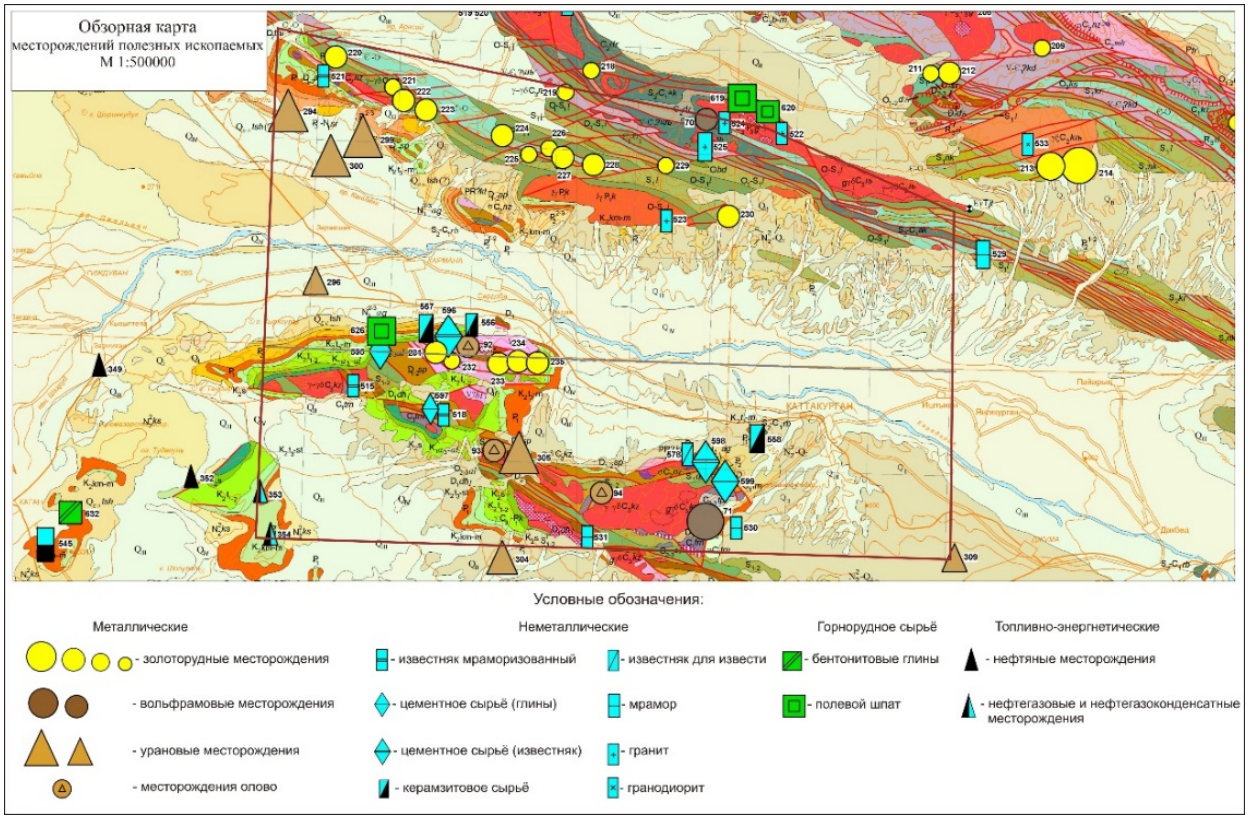
М. И. Эргашова, А.Н.Абдуазимходжаев
Университет геологических наук, г.Ташкент, Узбекистан

Введение: Проявления нефтегазоносности на площади исследований связаны с меловыми и палеозойскими отложениями и отмечены в исследованиях С.Н. Симакова (1933 г.), Г.С. Чикрызова (1939 г.), З.Д. Ларкина (1957г.),Н.Н. Сальковой (1960 г.),А.В.Хона (1965 г.) и Этими исследованиями установлены нефтепроявления в палеозойских отложениях долины Кштута (северные склоны Зерафшанского хребта), Сары – Кутанская (южные склоны Туркестанского хребта), Зирабулакских гор (рудник Ингичке), Зиаэтдинских гор(к югу от колодцев Четтык)юрских осадках Кштута, меловых Улус-Джамской степи, северных предгорий Зиаэтдинских гор.

Нефтепроявление в долине р.Кштут. В сае Шишкат и на склоне водораздела рек Шишкат и Артучи нефтеносным являются песчаники, конгломераты и, отчасти, известняки, залегающие в верхней части песчано-сланцевой толщи лландовери – вендока. Нефть в этих породах наблюдается в виде жидкой капли или загустевшей массы, заполняющих в известняках и песчаниках трещины или поровые пространства. В конгломератах нефтепродуктами пропитана, как правило, цементирующая масса – грубозернистые или среднезернистые песчаники.На левом склоне долины р. Кштут , здесь в толще угленосной свиты юры отдельные прослои глин и аргиллитов интенсивно пропитаны битуминозным веществом.

Нефтепроявления в южных склонах Туркестанского хребта. Нефтепроявления здесь были обнаружены П.Д.Виноградовым, В.Р. Мартышевым и др. Находятся они на левом склоне Сары – Кутансая, в 1 км севернее селения Йоры. Нефтесодержащими являются доломиты низов силурийской системы, характеризующиеся наличием в них многочисленных пустот выщелачивания. Битуминозное вещество имеет вид жидкой или загустевшей массы, издающей характерный запах нефти.

Нефтепроявления в северных предгорьях Зиаэтдинских гор. Как показали буровые работы, выполненные З.Д. Ларкиным и Д.И. Глушковской нефтепроявления на указанном участке прослеживаются от меридиана колодцев Шурчи на востоке до Аузы – Карасая на западе. Приурочены нефтепроявления к песчаникам, конгломератам и реже, к глинам и алевролитам альбского, сеноманского и туронского ярусов, а также к сланцам палеозойского возраста. Битумы проявляются в виде полузатвердевшей смолистой массы. (рис.1)



Полезные ископаемые . З о л о т о .Золото является одним их главных богатств Республики Узбекистан. По этому элементу государство считается одной из крупнейших золотоносных провинций. Основное значение имеют коренные месторождения металла, расположенные в горно-экономическом районе Нуратинском (Зармитан, Гужумсай, Сармич, Биран, Марджанбулак и др.) Для Нуратинского региона характерно развитие золоторудных объектов гидротермально-плутоногенного типа.

Уран. Урановое сырье занимает важное место в структуре минерально-сырьевых ресурсов Узбекистана. Не являясь потребителем урана, Узбекистан производит и продает урановое сырье, занимая прочные позиции на мировом

рынке. Урановые месторождения, выявленные на территории Республики, отнесены к трем сериям: эндогенной, экзогенной и полигенной. На изучаемой территории находятся несколько крупных и средних месторождений урана.

Результаты: С точки зрения перспектив нефтегазоносности и обнаружения также других видов полезных ископаемых, с учетом современных взглядов , наиболее благоприятными можно считать участки профиля, где отмечены контакты аномально плотных и разуплотненных геологических тел, независимо от их глубины расположения.

Заключение. Данному выводу способствует также и тот факт, что палеозойский разрез над указанными участками профиля сложен известняками и карбонатно-терригенными породами, которые могут иметь необходимые фильтрационно-емкостные свойства и структуру для формирования ловушке нефти и газа. Наличие крупных разрывных нарушений в пределах этих территорий является дополнительным благоприятным фактором.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Сидорова Е.А. Зарафшанская впадина новый перспективный нефтегазоностный регион// Республиканская молодежная конференция 24 декабря 2010г., Ташкент, ИМР, с. 52-53

2 Таль-Вирский Б.Б. Геофизические поля и тектоника Средней Азии.– Л.: Недра. 1982. – 271с.

3 Трофимов В.А. Нефтеподводящие каналы, глубинные резервуары и современная подпитка нефтяных месторождений // Генезис углеводородных флюидов и месторождений. - М.: ГЕОС, 2006. -С. 296-303.

Фузайлов И.А., Зуннунов Ф.Х. Особенности строения земной коры основных геоструктур Средней Азии. – Ташкент: ФАН. 1981.– 162 с.

СЕКЦИЯ 2

ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

УДК 622.775.788

ЗАКОНОМЕРНОСТИ РЕАБИЛИТАЦИИ ОСТАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ

Н. Жалгасулы, А. А. Исмаилова, У. А. Бектибаев, О. А .Исмаилова
Институт горного дела им.Д.А. Кунаева, г. Алматы, Казахстан

Вопрос теоретического обоснование и разработка способов реабилитации остаточных растворов после подземного скважинного выщелачивания металлов из руды с использованием природных сорбентов является весьма актуальным. В недрах Казахстана сосредоточено около четверти мировых достоверно разведанных запасов урана.

Уникальной особенностью урановых запасов республики является, то что 75% из них сосредоточено в месторождениях, связанных с региональными зонами пластового окисления. Подобный тип месторождений не имеет широкого распространения в мире. Добыча урана из этих месторождений ведется относительно дешевым и экологически предпочтительным способом подземного выщелачивания через систему скважин, прибуренных с поверхности (ПСВ).

При скважинном выщелачивании не происходит заметного изменения геологического состояния недр, так как не производится выемка горнорудной массы, выделение (эмиссия) радиоактивности в атмосферу значительно ниже, чем при традиционных горных методах добычи и переработки урановой руды, т.к. в подвижное состояние в недрах переходит и выводится на поверхность всего около 20 % основных радиоактивных элементов. Растворы поступающие с участков выщелачивание, имеют низкий уровень радиации в результате плохой растворимости радия и короткоживущих дочерних продуктов распада U-238.

Практическое отсутствие нарушений и загрязнений поверхности позволяет в короткие сроки возвращать земли для дальнейшего использования. Основная проблема охраны окружающей среды при скважинной добыче урана сводится к предотвращению загрязнения подземных вод, особенно эта задача актуальна когда рудовмещающий или смежный с ним водоносный горизонт служат объектами водопользования.

При сернокислотном выщелачивании в растворах ПСВ накапливается значительное количество сульфатов, хлоридов, гидрокарбонатов, железа, алюминия, нитратов, радионуклидов и других микроэлементов. Попадание опасных компонентов в воды хозяйственно-питьевого назначения может привести к серьёзным экологическим последствиям.

Ныне существующие методы реабилитации водоносных горизонтов после ПСВ урана следует, что по ряду объективных причин ни в одной стране, использующий этот способ добычи, еще не определен конкретно какой-либо из этих методов или их комплекс. Не разработана и законодательная составляющая этой проблемы. Приходится констатировать, что все эти технологии, к сожалению, сложно реализуемы, требуют значительных затрат и недостаточно эффективны, так как в конце концов предполагают опять же строительство и содержание хранилищ твердых радиоактивных отходов. Затраты на восстановление подземных вод указанными методами составляют от 20 до 50 % в структуре себестоимости конечного продукта.

В настоящее время известны два основных направления в способах очистки подземных вод от техногенных изменений, в том числе и после ПСВ урана. Первое направление включает способы, использующие химические или биологические воздействия на подземные воды в основном с подъемом последних на поверхность. Второе- включает обработку горизонтов химическими реагентами и предусматривает очистку вод преимущественно в недрах. При этом необходимо отметить, что рекультивация подземных вод в широких промышленных масштабах ни в Казахстане, ни в странах ближнего и дальнего зарубежья не проводилась. Осуществлены многочисленные исследования на уровне опытных и опытно-промышленных работ в республиках СНГ (Узбекистан, Казахстан, Украина) и в США.

Выбор способов рекультивации определяется прежде всего методом выщелачивания сернокислотное (опыт стран СНГ, отчасти США) или карбонатные (опыт США), а возможные при этом приемы очистки вод делятся на искусственные и естественные.

Искусственная реабилитация осуществляется за счет внешних воздействий мероприятий, связанных с откачкой, закачкой растворов определенного состава, переработкой их на поверхности с добавкой или без добавки химических реагентов. Восстановление горизонтов естественным путем основано на использовании экстенсивных, но более надежных природных процессов. Если геологическая среда не обладает исходными и остаточными ресурсами для самовосстановления или существует необходимость реабилитации качества подземных вод в кратчайшие сроки, то необходимо прибегать к искусственным методам очистки.

Существующие способы рекультивации подземных вод от продуктов выщелачивания урана, основаны на физико-химическом, либо биологическом воздействии на воды непосредственно в недрах или на поверхности, а также на принципе самоочистки вод на техногенных геохимических барьерах. Первые способы достаточно скоростные и эффективные, но весьма дорогостоящие, способ самоочистки вод на техногенных барьерах практически без затратен, но весьма длителен (до 15 и более лет).

Авторы предлагают принципиально новый способ интенсификации процесса экологической реабилитации пластовых вод урановых залежей, отработанных методом подземного выщелачивания, предусматривающий принудительное смешение ореала остаточных растворов в зону пород, не затронутых техногенезом для ускорения процесса деминерализации на сформированных гидрохимических барьерах [1-3].

В ИГД им.Д. А. Кунаева проводились лабораторные работы по изучению сорбционной способности природных сорбентов по некоторым наиболее характерным компонентам, содержащимся в остаточных растворах по закономерности сорбционных процессов.

Для лабораторных исследований использовались бурый уголь Кияктинского месторождения подвергнутый пиролизу, шунгитсодержащие алюмосиликатные сланцы из района Кок-Суского месторождения. Было подготовлено два вида пиролизованного угля. Первую порцию прокаливали в течение 1 часа при температуре 600-650^{0}С, вторую порцию прокаливали при той же температуре в течение 30 минут. Исследования проводили на модельных растворах, содержащих сульфат железа, сульфат меди и сульфат цинка.

Таблица 1 – Результаты 1-2 компонентов с различной концентрацией металлов

Компонент 1	Компонент 2
Fe- 250 мг/л	Fe -1000 мг/л
Cu -250 мг/л	Cu- 1000 мг/л
Zn- 250 мг/л	Zn- 1000 мг/л
$\sum SO_4$- 2124 мг/л	$\sum SO_4$- 8500 мг/л

Эксперименты проводились в две стадии. На первой стадии использовали модельный раствор с концентрацией металлов 250мг/л, на второй – раствор с концентрацией 1000 мг/л. Эксперименты проводили в статистическом режиме, поскольку такой режим будет использоваться в производственных условиях. Соотношение Т:Ж при экспериментах было принято равным 1:2. Навеска сорбента составляла 225 г., объем раствора 500 мл.

Время сорбции в различных экспериментах составляло 3,6 и 24 часа. Раствор с сорбентом периодически перемешивали. По окончании заданного времени сорбции жидкую фазу отфильртовывали под вакуумом и передавали на химический анализ. Эти анализы выполнялись в сертифицированной химической лаборатории ДТП «ГНПОПЭ-Казмеханобр».

Изучались изменение концентрации содержащихся в растворах компонентов в зависимости от времени сорбции; степень очистки растворов природными сорбентами; сорбционную емкость природных сорбентов.

Изменение концентрации компонентов в растворе по первой серии экспериментов (концентрация тяжелых металлов в растворе 250 мг/л, соотношение Т:Ж=1:2). Из графиков на рисунке 1 видно, что железо, медь и цинк при концентрации их в растворе 250 мг/л и соотношении Т:Ж=1:2 практически полностью поглощаются из раствора бурым углем, подвергнутым пиролизу. Бурый уголь в природном виде поглощает металлы несколько хуже. Наихудшие показатели поглощения металлов из раствора наблюдаются при сорбции шунгитсодержащими алюмосиликатными сланцами. Возможно, это объясняется низким содержанием в породе минерала шунгита, который обладает хорошими сорбционными свойствами (содержание углерода в породе составляет всего 5-8 %) [4-7].

Сульфат-иона хорошо поглощается бурым углем, подвергнутым пиролизу, хуже - шунгитсодержащими алюмосиликатными сланцами. При сорбции природным бурым углем, наоборот, наблюдается увеличение концентрации сульфата-иона в растворе. Это, возможно, вызывается тем, что бурый уголь Кияктинского месторождения содержит легкорастворимые сульфаты, которые переходят в раствор.

Поскольку первая серия опытов показала низкую эффективность сорбции ионов шунгитсодержащими алюмосиликатными сланцами, во второй серии эксперименты проводились с бурым углем, подвергнутым пиролизу и с бентонитовой глиной.

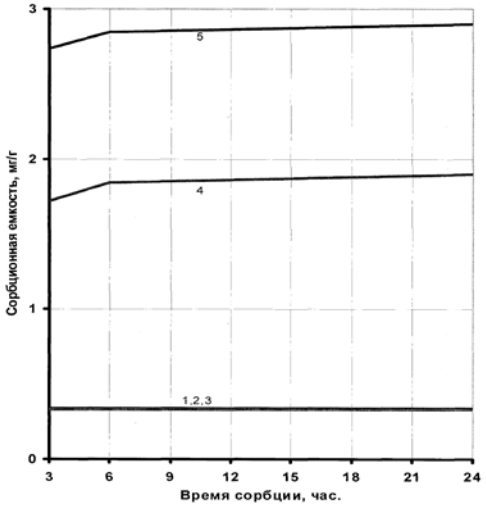
С бентонитовой глиной удалось провести лишь два опыта:

1) соотношение Т:Ж=1:2, время сорбции 24 часа;
2) соотношение Т:Ж=1:10, время сорбции 48 часа.

Результаты в виде графика по второй серии экспериментов (концентрация металлов в растворе 1000 мг/л) приведены.

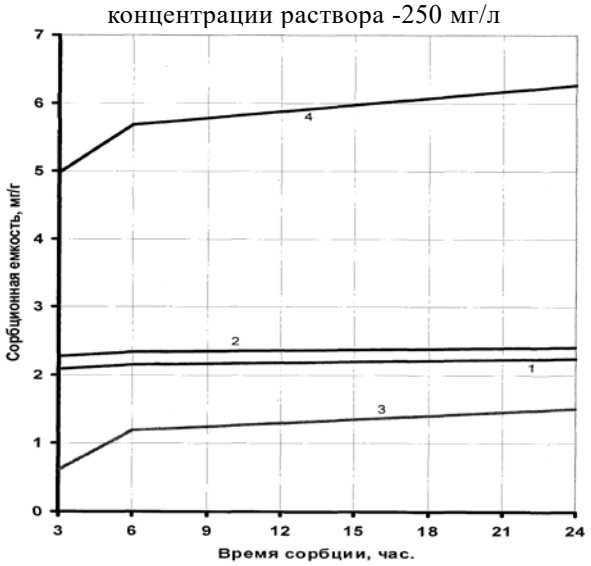
Эксперименты показали, что бурый уголь, подвергнутый пиролизу, и при такой концентрации металлов в растворе хорошо их поглощает. Концентрация же сульфата-иона и в этом случае превышает исходную. В этом случае в экспериментах использовали вторую порцию угля, прокаленную при несколько меньшей температуре и в течение меньшего времени. Видимо, сера из угля в этом случае была удалена не полностью и перешла в раствор.

При сорбции бентонитовой глиной и соотношении Т:Ж=1:2 концентрация металлов в растворе за 24 часа снизилась примерно втрое, а сульфат-иона примерно в 1,6 раза. При сорбции бентонитовой глиной и соотношении Т:Ж=1:10 концентрация металлов в растворе снизилась примерно в два раза, а сульфат- иона - в 1,2 раза. Степень очистки растворов по первой серии экспериментов приведена на рисунках 1, 2 и 3.



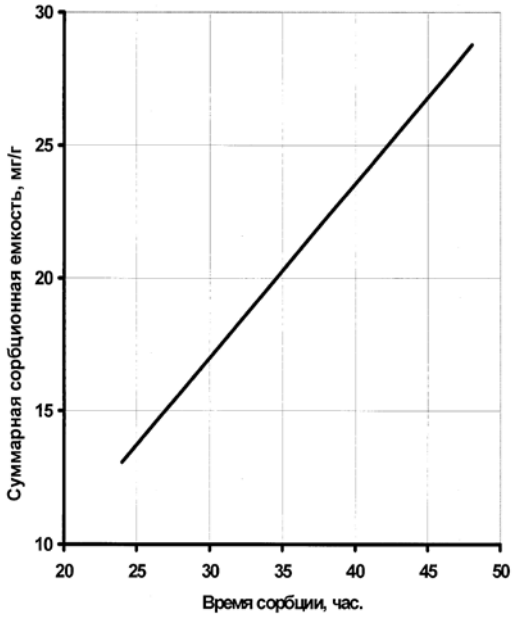
1-железо; 2-медь; 3- цинк; 4 –сульфат-иона; 5 –суммарная сорбционная емкость

Рисунок 1 – Влияние времени сорбции на сорбционную емкость бурого угля, подвергнутого пиролизу при концентрации раствора -250 мг/л



1-железо; 2-медь; 3- цинк; 4 –сульфат-иона; 5 –суммарная сорбционная емкость

Рисунок 2 – Влияние времени сорбции на суммарную сорбционную емкость бентонитовой глины



1-железо; 2-медь; 3-цинк; 4-сульфат-иона

Рисунок 3 – Влияние времени сорбции на сорбционную емкость бурого угля, подвергнутого пиролизу при концентрации раствора -1000 мг/л

Как показывают результаты экспериментов, природный бурый уголь в зависимости от времени сорбции

очищает растворы от тяжелых металлов на 91- 99%, но не очищает их от сульфат-иона. Проба угля, подвергнутый пиролизу, практически полностью очищает раствор от металлов и на 60-67% - от сульфат - иона. Шунгитсодержащие алюмосиликатные сланцы очищают растворы от содержания в них ионов на 27-50%).

При концентрации металлов 1000 мг/л бурый уголь, подвергнутый пиролизу в зависимости от времени сорбции очищает раствор от железа и меди на 85,5-99%, от цинка на 25-66%. От сульфат-иона раствор не очищается, возможно, время в течение которого подвергалась пиролизу данная порция угля, было недостаточно для полного удаления серы из угля.

Бентонитовая глина при соотношении Т:Ж= 1:2 и времени сорбции 24 часа очищает раствор от металлов на 67-79%, а от сульфат-иона на 37,3%. При соотношении Т:Ж= 1:10 и времени сорбции 48 часов, раствор очищается от металлов на 50-54%, а от сульфат-иона на 15,3%. Величина сорбционной емкости исследованных сорбентов при сорбции из растворов с концентрацией металлов 250 мг/л и соотношении Т:Ж= 1:2 приведена на рисунке 3. При соотношении Т:Ж=1:2 и концентрации металлов в растворе 250 мг/л бурый уголь в натуральном виде и подвергнутый пиролизу уже через три часа достигает максимальной сорбционной емкости, величина которой далее практически неизменна.

Шунгитсодержащие сланцы достигают максимальной сорбционной емкости за шесть часов, затем сорбционная емкость снижается. Видимо происходит постепенная десорбция поглощенных веществ с поверхности минералов. Сорбционная емкость при концентрации металла в растворе 1000 мг/л в два и более раз выше, чем при концентрации 250 мг/л.

Бентонитовая глина при соотношении Т:Ж= 1:2 имеет сорбционную емкость примерно равную сорбционной емкости бурого угля, подвергнутого пиролизу (кроме сульфат-иона). При соотношении Т:Ж= 1:10 сорбционная емкость бентонитовой глины намного превышает емкость бурого угля. Особенно это характерно для цинка.

Суммарная сорбционная емкость бурого угля подвергнутого пиролизу показана на рисунке 2, а бентонитовой глины на рисунке 3.

Как показали выполненные эксперименты, максимальную суммарную сорбционную емкость имеет бентонитовая глина, на втором месте стоит бурый уголь подвергнутый пиролизу:

- природные сорбенты могут быть эффективным средством очистки остаточных растворов после подземного скважинного выщелачивания металлов;

- из исследованных видов природных сорбентов наиболее эффективными поглотителями химических компонентов из растворов являются бентонитовая глина и бурый уголь, подвергнутый пиролизу.

Суммарная сорбционная емкость бентонитовой глины при лабораторных исследованиях составила 28,75 мг/г, а емкость бурого угля по тяжелым металлам - 6,27 мг/г и по сульфат-иону 1,9 мг/г.

Обработка результатов исследования показала, что сорбционная активность исходного бурого угля и активированного термообработкой и механическим измельчением достаточно высока, и отличие в их активности составляет 3-5%. В то же время снижение концентрации сульфат-иона в присутствии угля не наблюдаются, а наоборот она увеличивается вследствие присутствия в исходном угле сульфатов щелочноземельных элементов и их выщелачивания в процессе эксперимента. Активированный бурый уголь снижает концентрацию сульфат-ионов более чем на 60%.

При сорбции бентонитовой глиной концентрация металлов в растворе снизилась почти до 98% а сульфат-иона - в 3 раза и достигла значения ПДК.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Забазнов В.Л., Язиков В.Г., Петров Н.Н., Рогов Е.И., Рогов А.Е. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана, Алматы, ТОО «ЭВЕРОН», 2001,442 с.

2 Забазнов В.Л., Абдульманов И.Г., Фазлунин М.И., Фарбер В.Л. Геоэкология подземных вод при отработке урановых месторождений методом сернокислотного подземного выщелачивания, М, МГРИ, 1996, 131 с

3 Забазнов В.Л., Язиков В.Г. Опыт реабилитации рудовмешающих водоносных горизонтов после подземного скважинного выщелачивания урана гидрохимическими методами. Уран на рубеже веков природные ресурсы. Производство, потребление. Тезисы докл.международного симпозиума по геологии урана, 29.11 -1.12.2000, Москва.-С.178-180.

4 Жалгасулы Н. Комплексная переработка бурых углей//Н.Жалгасулы, М.А. Аралабекова, М.Т.Токтамысов//Рациональное использование недр-важный, фактор устойчивого развития региона:сб.материалов межд.науч.практ.конф.- Караганда, 2006.-С.70-72

5 Токтамысов М.Т. Гуматы-продукт переработки бурого угля /М.Т.Токтамысов,Н.Жалгасулы//Вестник КазНТУ им.К.И. Сатпаева. - Алматы, 2002.-С.233-237.

6 Адрышев А.К.Перспективы промышленного использования природных материалов для очистки сточных вод//А.К.Адрышев, Н.А.Струнникова Г.К., Даумона// Вестник ВКГТУ.-2001.-№ 3.-С.98-102.

7 Оценка технологических свойств пород месторождения «Кок-Су»/ Е.А.Сычева и др. Промышленность Казахстана.-2005.-№ 4.-С.74-77.

Код МРНТИ 52.45.15

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ ДОРОЖНО-СТРОИТЕЛЬНОГО ШЛАКОВОГО ЩЕБНЯ В ЦЕЛЯХ ЭКОНОМИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

В.А. Кунаев
НАО «Карагандинский индустриальный университет», г. Темиртау, Казахстан.

В условиях высокой стоимости работ по добыче и переработке минеральных материалов для получения заполнителя дорожной одежды (щебня) актуальной задачей является максимально широкое использование отходов промышленности в качестве замены природных материалов. Одним из таких отходов является доменный шлак, образующийся в жидком состоянии при выплавке чугуна и застывающий при его охлаждении. Доменный шлак состоит в основном из пустой породы железной руды. На 1 тонну выпускаемого чугуна приходится около 500 кг доменного шлака, требующего переработки [1].

Основной проблемой, препятствующей полноценной замене природного каменного заполнителя дорожной одежды отвальным доменным шлаком является его высокое водопоглощение, обусловленное высокой пористостью отдельных зерен. Шлаковый щебень, обладающий высоким водопоглощением, как правило, отличается низкой сопротивляемостью разрушению, замораживанию-оттаиванию, а также имеет склонность к объемному расширению при длительном воздействии влаги из-за большого (около 40% состава по массе) содержания CaO [1]. Вместе с тем, зерна шлакового щебня отличаются неоднородным составом. Некоторые из них отличаются высокой пористостью и, соответственно, высоким водопоглощением, а другие имеют низкую пористость и, соответственно, низкое водопоглощение (рисунок 1).

В этой связи актуальной задачей является отделение малопористых зерен шлакового щебня (для последующего использования в качестве заполнителя конструктивных слоев автодорог) от высокопористых зерен.

По результатам предварительных экспериментов установлено, что наиболее эффективным способом снижения водопоглощения шлакового щебня из отвального доменного шлака является его избирательное дробление, позволяющее отделить малопористый шлаковый щебень от высокопористого.

Суть избирательного дробления шлакового щебня заключается в следующем [2]. Производят рассеивание шлакового щебня на фракции согласно требованиям нормативных документов (ГОСТ 25607-2009 «Смеси щебеночно-гравийные для покрытий и оснований автомобильных дорог»), промывают его от пылевидных и глинистых частиц, погружают в шаровую мельницу, в которой осуществляется избирательное дробление материала в течение 35 минут при частоте вращения барабана 60 об/мин. По результатам избирательного дробления более хрупкие зерна шлакового щебня полностью или частично разрушаются, а более прочные сохраняют свою целостность. Для отделения разрушенных зерен от целых используется вибрационный грохот. Малопористые и, соответственно, более прочные зерна шлакового щебня, прошедшие такую обработку, могут применяться при строительстве автомобильных дорог в качестве заполнителя дорожной одежды и альтернативы минеральным материалам.

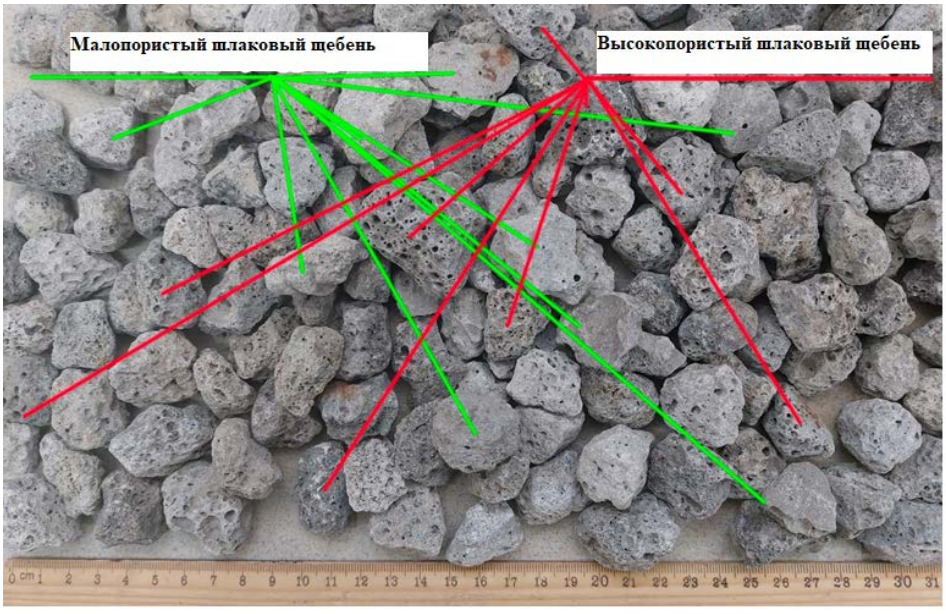


Рисунок 1 – Высокопористые и малопористые зерна шлакового щебня

Цель этого исследования заключается в оценке эффективности такой технологии и определении оптимальных параметров ее реализации, позволяющих добиться снижения водопоглощения шлакового щебня, достаточного для его применения в качестве материала подстилающих слоев автодорог.

В экспериментальных исследованиях использовался разнопористый шлаковый щебень фракции 20-40 мм, полученный из отвального доменного шлака АО «АрселорМиттал Темиртау» (Республика Казахстан, г. Темиртау). Пробы шлакового щебня для экспериментальных исследований готовились таким образом, чтобы каждая проба содержала зерна, обладающие высокой, низкой и средней пористостью в равных пропорциях. Это необходимо для обеспечения равных условий процесса обогащения с цель получения объективной оценки результатов исследований. Химический состав шлакового щебня, использованного в экспериментальных исследованиях, представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав шлакового щебня

Химическое соединение	CaO	SiO_2	Al_2O_3	MgO	MnO	FeO	S	TiO_2
Содержание, %	44.3	40.7	8.0	5.2	0.2	0.5	0.65	0.45

Для повышения плотности и, соответственно, снижения пористости и водопоглощения шлакового щебня, проводилось избирательное дробление данного материала в лабораторной шаровой мельнице (рисунок 2) с частотой вращения n = 51 об/мин и диаметром барабана, равным D = 600 мм. В качестве мелющих тел использовались 2 стальных шара (масса - 3.30 кг, диаметр – 100 мм) и 2 ципбельса (масса – 4.85 кг, диаметр – 100 мм).

Характеристики шаровой мельницы, количество и параметры мелющих тел подобраны таким образом, чтобы при избирательном дроблении более пористые (и, соответственно, имеющие более высокое водопоглощение) зерна шлакового щебня разрушались, а менее плотные (и, соответственно, имеющие более низкое водопоглощение) зерна сохраняли свою целостность.

В результате такой обработки происходит отделение более прочных зерен щебня, подходящих для использования в качестве заполнителя подстилающего слоя дороги, от менее прочных, не пригодных для дорожного строительства. Время избирательного дробления варьировалось:

$$t_{crush} = 5, 10, 15, 20, 25, 30, 35, 40, 45, 50 \text{ мин.}$$

Рисунок 2 – Лабораторная шаровая мельница

В результате экспериментальных исследований получены данные для построения графических зависимостей реального водопоглощения пробы W_{abs} и изменения водопоглощения (по сравнению с его значением до избирательного дробления) ΔW_{abs} от продолжительности избирательного дробления t_{cr} и изменения массы обогащенного шлакового щебня (малопористых зерен, сохранивших свою целостность после дробления) Δm.

Было подготовлено 10 проб шлакового щебня фракции 20-40 мм массой не менее 4 каждая. Все пробы были испытаны на водопоглощение (по требованиям [3]). Результаты представлены в виде горизонтальной гистограммы (рисунок 3). Водопоглощение проб шлакового щебня находилось в пределах W_{abs} = 4.1…4.98%. Среднее значение водопоглощения составило $W_{abs\ ave}$ = 4.54%.

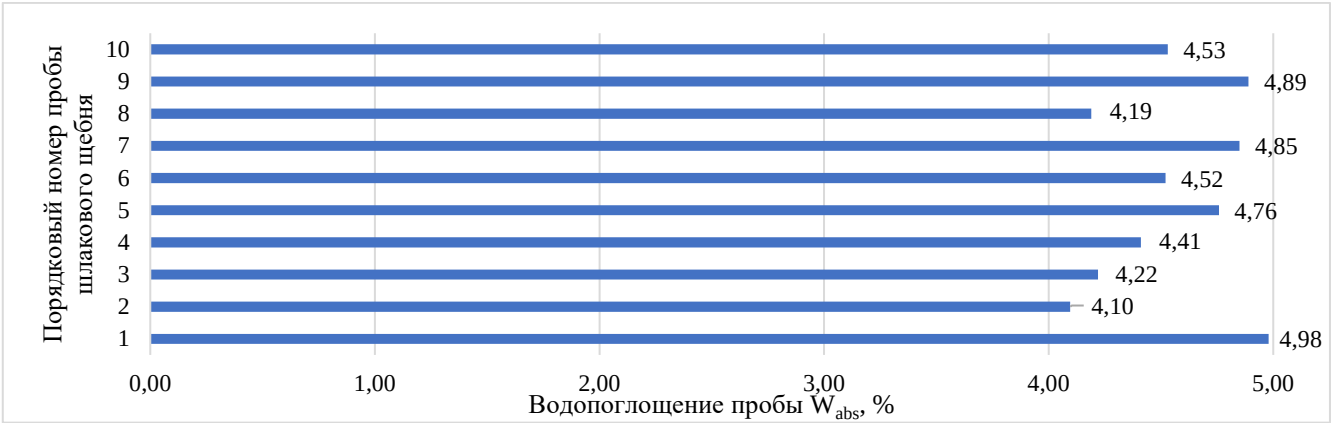


Рисунок 3 – Водопоглощение проб обычного шлакового щебня (до обработки)

Подготовленные 10 проб шлакового щебня с известным водопоглощением W_{abs} прошли избирательное дробление в шаровой мельнице в течение разного времени (t_{crush} = 5…50 мин). После дробления каждая проба была просеяна через сито с размером ячеек 20 мм. Зерна щебня, оставшиеся на сите, считались обогащенными по плотности.

Увеличение продолжительности избирательного дробления до 50 мин привело к разрушению всех зерен шлакового щебня. По этой причине увеличение продолжительности избирательного дробления $t_{crush} \geq 45$ мин не является целесообразным.

Результаты оценки влияния времени избирательного дробления шлакового щебня на изменение массы остатка шлакового щебня Δm на сите показаны на графике (рисунок 4). По графику видно наличие выраженной линейной корреляционной связи между продолжительностью избирательного дробления в шаровой мельнице t_{crush} и массы обогащенной пробы m_{enr}. Чем больше продолжительность избирательного дробления, тем меньше становится масса обогащенного шлакового щебня. Например, масса обогащенного шлакового щебня после избирательного дробления в течение t_{crush} = 5 минут составляет 80,82% от исходной массы, а при увеличении времени избирательного дробления до t_{crush} = 40 минут она уменьшается до 35.22% от исходной массы. При достижении времени избирательного дробления t_{crush} = 50 минут происходит максимальное разрушение зерен шлакового щебня, после которого масса остатка на сите с размерами ячеек d=20 мм составляет m_{enr} = 0.

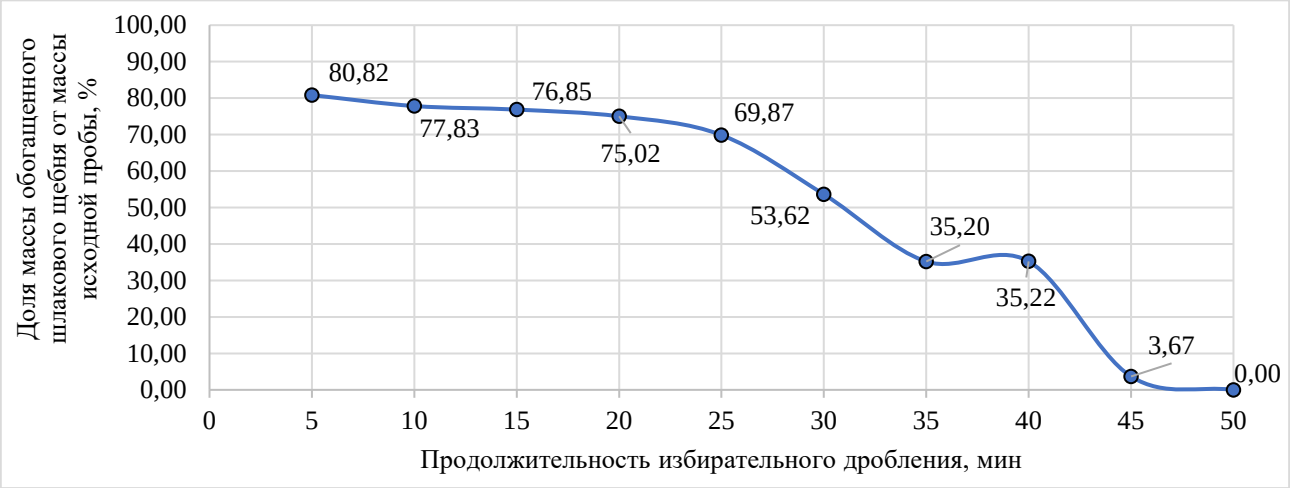


Рисунок 4 – Влияние продолжительности избирательного дробления на изменение массы шлакового щебня

По известным значениям исходных масс каждой пробы m_{in} и массы обогащенного шлакового щебня m_{enr} рассчитано относительное изменение массы каждой пробы Δm:

$$\Delta m = m_{in} - m_{enr}, \% \quad (1)$$

Пробы обогащенного шлакового щебня с известной массой m_{enr} были испытаны на водопоглощение. По результатам испытаний на водопоглощение построены графики (рисунок 5, а, б), показывающие зависимость водопоглощения шлакового щебня от продолжительности избирательного дробления и от относительного изменения массы пробы. Оба графики описываются логарифмическими уравнениями аппроксимации с высокими коэффициентами достоверности (R^2 = 0.83-0.86), что свидетельствует о наличии обратной корреляционной связи между исследуемыми параметрами. Чем больше время избирательного дробления и больше изменение массы шлакового щебня, тем ниже его водопоглощение. И, напротив, чем меньше время избирательного дробления и меньше изменение массы пробы, тем выше ее водопоглощение. Например, проба шлакового щебня, прошедшая избирательное дробление в течение 10 минут и потерявшая 22.17% от своей начальной массы, имеет водопоглощение W_{abs} = 3.57%, а проба, прошедшая избирательное дробление в течение 40 минут и потерявшая 64.77% от своей начальной массы, имеет водопоглощение W_{abs} = 2.38%.

Схожий уровень корреляционной связи имеют зависимости изменения водопоглощения ΔW_{abs} (разница между исходным водопоглощением пробы и водопоглощением после избирательного дробления) от продолжительности избирательного дробления t_{cr} и относительного изменения массы пробы Δm (рисунок 5, в, г). На данных графиках между исследуемыми параметрами присутствует прямая корреляционная связь, описываемая экспоненциальными уравнениями аппроксимации с высоким коэффициентом детерминации (R^2 = 0.9). Изменение водопоглощения шлакового щебня увеличивается при увеличении времени избирательного дробления и увеличении изменения массы пробы и, напротив, уменьшается при уменьшении времени избирательного дробления и уменьшении изменения массы пробы. Например, изменение водопоглощения ΔW_{abs} у пробы, прошедшей избирательное дробление в течение 20 минут, в 2 раза меньше аналогичного показателя у пробы, прошедшей избирательное дробление в течение 40 минут.

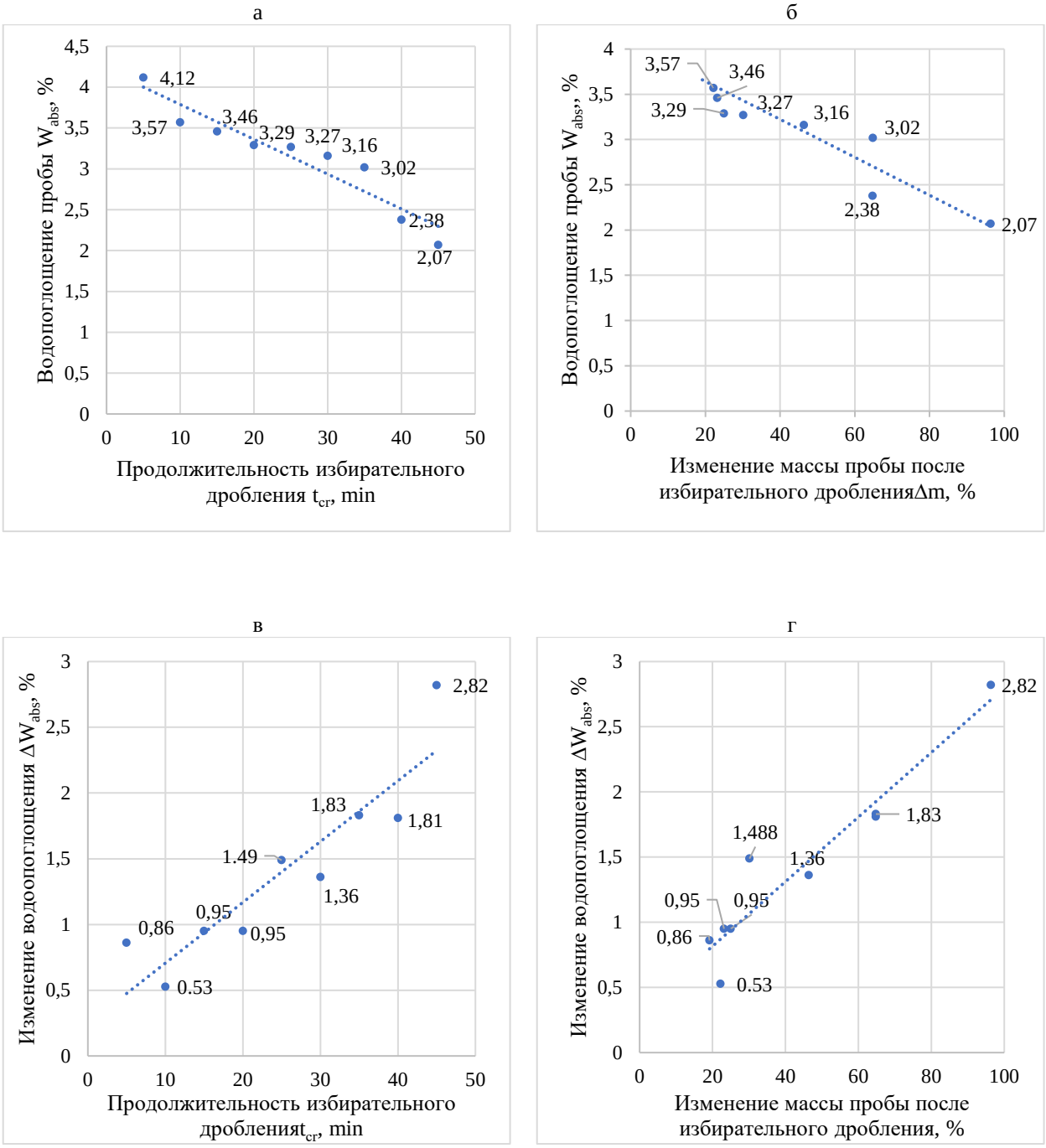


Рисунок 5 – Влияние параметров избирательного дробления на водопоглощение шлакового щебня: а – влияние продолжительности избирательного дробления на водопоглощение $W_{abs} = f(t_{cr})$; б – влияние изменения массы шлакового щебня на его водопоглощение $W_{abs} = f(\Delta m)$; в – влияние продолжительности избирательного дробления на изменение водопоглощения $\Delta W_{abs} = f(t_{cr})$; г – влияние изменения массы шлакового щебня на изменение водопоглощения $\Delta W_{abs} = f(\Delta m)$.

Заключение

Проведенные лабораторные исследования показали, что эффективность снижения водопоглощения прямо пропорционально связана с продолжительностью избирательного дробления шлакового щебня. Вместе с тем, при увеличении продолжительности избирательного времени на 45 минут и более, ведет к значительному разрушению большей части зерен шлакового щебня. В силу малой доли обогащенных зерен данный вариант становится экономически не выгодным. Более приемлемым для практического применения является избирательного дробления в течение 35-40 минут, при котором доля обогащенного шлакового щебня составляет 64.77-64.8%, а изменение водопоглощение составляет 1.83-1.81%. В этих случаях водопоглощение снижается в 1.61 раза (с 4.85% до 3.02%) для пробы, прошедшей избирательное дробление в течение t_{cr} = 35 мин, и в 1.76 раза (с 4.19% до 2.38%) для пробы, которая проходила избирательное дробление в течение t_{cr} = 40 мин. Апробированная технология избирательного дробления шлакового щебня была успешно запатентована [2].

Сведения о финансировании

Данная работа выполнена в рамках исследования, финансируемого Комитетом науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан (грант № AP15473081).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Kunaev V., Bazarov V., Tavshanov I., Kadyrov A., Abdugaliyeva G., Kydyrbayeva S. Evaluation of the effect of enrichment of slag aggregate for pavement subbase by grains density on its physical and mechanical characteristics // Results in Engineering. – 2023. – 18. – 101181 https://doi.org/10.1016/j.rineng.2023.101181 .

2 Пат. № 8677 РК, МПК C04B 41/45. Способ повышения физико-механических характеристик щебня из доменного шлака / Кунаев В.А.; заявл. 25.09.2023; опубл. 01.12.2023, Бюл. №48. – 4 с.

3 ГОСТ 8269.0-97. Щебень и гравий из плотных горных пород и отходов промышленного производства для строительных работ: Методы физико-механических испытаний [Текст]. – Введ. 1998-07-01. – М.: Изд-во стандартов, 2001. – 86 с.

Код МРНТИ 52.13.15

МЕТАЛЛУРГИЯ ҚАЛДЫҚТАРЫН ҚОЛДАНУ НЕГІЗІНДЕ ЖЕР АСТЫ КЕҢІСТІГІН ТОЛТЫРМАЛАУҒА АРНАЛҒАН ТОЛТЫРЫМ ҚОСПАЛАРЫ

З.Ж. Абдрашева[1], Т.К. Исабек[1], А.М. Габитова[1], А.И. Ананин[2], З.К. Тунгушбаева[2]

[1]Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті, Қарағанды қ., Қазақстан

[2]«Қазақстан Республикасы минералдық шикіздарды кешенді өңдеу ұлттық орталығы» Республикалық Мемлекеттік кәсіпорнының филиалы «ШҒЗКМТМИ», Өскемен қ., Қазақстан

Жер асты тау-кен өндіру технологиясын жетілдірудің қазіргі бағыты өндірілген кеңістікті толтырумен тау-кен жүйелерін кеңінен енгізу болып табылады. Жер қойнауын ұтымды пайдаланудың түбегейлі құралдарының бірі болып табылатын толтырымды пайдалану жер бетін, қоршаған ортаны сақтай отырып және өндіріс қалдықтарын қайта өңдеу кезінде ең аз жоғалым және құнарсызданумен кенді кен орындарын қауіпсіз игеруді қамтамасыз етеді. Тәжірибе көрсеткендей, өндірілген кеңістікті толтырым жүйелерін пайдалану тек түсті металдардың бағалы кен орындарын ғана емес, сонымен қатар бірқатар көмір және темір кен орындарын игеруде экономикалық тұрғыдан негізделген.

Сонымен қатар, бірқатар тау-кен өндіруші кәсіпорындар қалдық қоймаларында қоймалау мен сақтауды жүзеге асырады, бұл жерді иеліктен шығару шығындарының өсуіне әкеледі және тау-кен өндіру аймағының экологиялық жағдайына теріс әсер етеді.

Қазіргі уақытта кен орындарын пайдалану кезінде жинақталған байыту қалдықтарының көлемі жүздеген миллион текше метрге жетті. Бұл ауыл шаруашылығынан, орман шаруашылығынан және басқа да аумақтардан қалдық қоймаларын орналастыру үшін бағалы жерлердің маңызды учаскелерін алып қоюмен қатар жүреді.

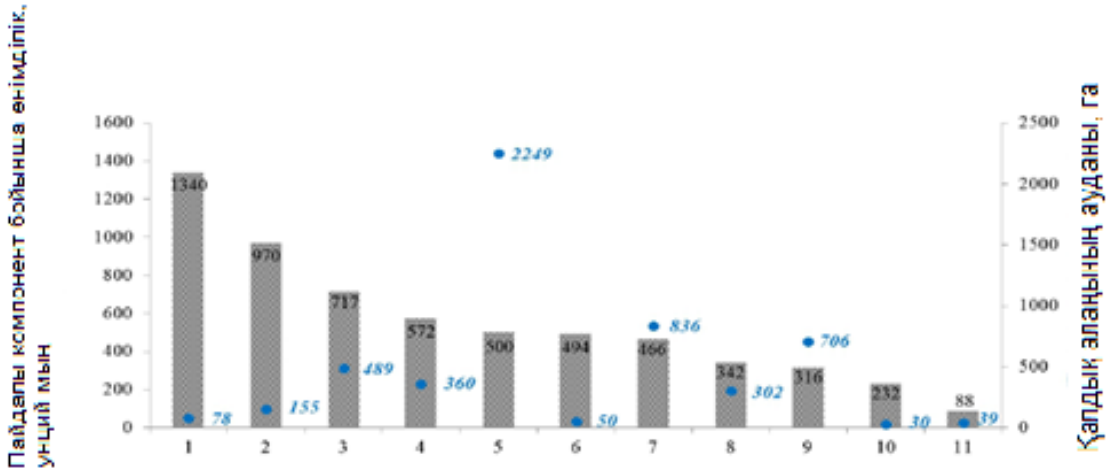
Қалдық қоймалары қоршаған ортаға айтарлықтай зиян келтіреді. Бұл ең алдымен жер үсті және жер асты суларының, сондай-ақ ауа мен топырақтың ластануына байланысты.

Мысалы, 1-суретте пайдалану мерзімі бар тау-кен өндіруші және өңдеуші кәсіпорындардың өнімділігімен қалдық үйінділерінің аумақтары көрсетілген.

Осылайша, байыту қалдықтарын пайдалана отырып, өндірілген кеңістікті толтыру технологиясын жасау өзекті ғылыми-техникалық мәселе болып табылады.

Келесі ғалымдар қазбаларды толтыру жүйелерін пайдалана отырып, тау-кен кен орындарының теориясы мен тәжірибесін құруға және дамытуға, сондай-ақ толтыру массивтерін қалыптастыру әдістерін жетілдіруге елеулі үлес қосты::М. И. Агошков, Х.И. Аглюков, У.А. Алдамбергенов, А.Н. Анушенков, В.В. Аршавский, О. А. Байконуров, Р.В. Балах, М.Ж. Битимбаев, Д. М. Бронников, И. Е. Ерофеев, Н. Ф. Замесов, В. Р. Именитов, В. Н. Калмыков, Д.Р. Каплунов, Л. А. Крупник, Е. В. Кузьмин, А.Н. Монтянова, В.С. Музгина, Г.А. Прокушев, А. Л. Требуков, К. Н. Трубецкой, М. Н. Цыгалов, Ю.Н. Шапошник және т.б.

Қазіргі уақытта технологияны дамытуда және толтырым технологиясын жетілдіруде айтарлықтай жетістіктерге қол жеткізілді. Дегенмен, көптеген тау-кен кәсіпорындарының жоғары сапалы цементтер мен қымбат инертті толтырғыштарды пайдалануы толтыру құнын айтарлықтай арттырады. Толтырым қоспаларын өндірудің үнемді жаңа технологияларын іздеу, сондай-ақ өңдеу зауыттарының қалдықтары ретінде пайдалануға болатын байланыстырғыштар мен толтырғыштарды пайдалану тау-кен тәжірибесінде толтыру жүйелерінің таралуына ықпал ететіні сөзсіз, шешуі көптеген тау-кен кәсіпорындарының шикізат базасын айтарлықтай кеңейтуге, олардың жұмысының тиімділігін арттыруға және экологиялық мәселелерді шешуге мүмкіндік беретін өзекті мәселе.



Сурет 1 – Пайдалы пайдалану мерзімі бар тау-кен байыту кәсіпорындарының өнімділігіндегі қалдық қоймаларының учаскелері:1 — 14 жыл (Cortez Gold Mine); 2 — 23 жыл (Yanacocha Mine); 3 — 23 жыл (Takwa Mine); 4 — 4 жыл (Pueblo Viejo Gold Mine); 5 — 29 жыл (Paracatu Mine); 6 — 16 жыл (Geita Gold Mine); 7 — 37 жыл («Васильев ТКБК» АҚ); 8 — 16 жыл (Morila Gold Mine); 9 — 27 жыл (Kalgoorlie Mine); 10 — 21 год (Cripple Creek & Victor Gold Mine); 11 — 10 жыл (Боголюбовское кен орны).

Төменде металлургиялық өндіріс қалдықтарын пайдалана отырып, қазылған кеңістікті толтыру мәселесі бойынша журналдардағы мақалалар, ғылыми және оқу әдебиеттері қарастырамыз.

Жерасты кендерін өндірудің шетелдік және отандық тәжірибесінде толтыруды қолдану [1] мақалада сипатталған. Вертячих К.С. және Хакуре А.М. толтырыммен әзірлеу жүйелері тау-кен компанияларына көптеген мақсаттарға жетуге көмектеседі деген қорытындыға келді. Авторлардың пікірінше, толтырым жер бетінде орналастырылған қалдықтардың жалпы көлемін азайтады. Қалдықтар өндірілген кеңістіктің тұрақтылығы мен беріктік қасиеттерін арттыруға және тау-кен қауіпсіздігі, кәсіпорынның экономикасын жақсартуға пайдаланылады.

[2] мақалада Болатова А.Б. Бақыршық кен орнындағы толтырым жұмыстарында тау-кен өндірісінің технологиялық қалдықтарын пайдалану туралы жазады. Бақыршық кен орындарында мышьяк пиротехникалық өңдеу арқылы жойылады. Пиротехникалық өңдеу нәтижесінде күйдірілген кен алтын алу процесіне түседі. Вельц пешінде күйдіру жағдайында Бақыршық алтын кенін пирометаллургиялық өңдеудің соңғы өнімі құрамында: мышьяк-0,20; көміртек – 1,10; күкірт-0,30 %-ды құрайтын күйдірілген кен болып табылады. Қалдықтарды алтын өндіргеннен кейін толтыру жұмыстарына пайдалану ұсынылады.

Г.Г.Пирогов «Байыту қалдықтарын пайдаланатын қайта толтырумен өңдеу жүйелерін классификациялау» мақаласында, [3] әдебиетте алдымен толтырым ретінде тек байыту қалдықтарын қолданатын, соның ішінде жерасты өңдеу кешендерінің ағымдағы қалдықтарын пайдалану, қазіргі заманғы толтырғыш қоспаларды қоса алғанда, толтырғышты пайдаланатын өңдеу жүйелерін жіктеуді ұсынды.

Тау-кен және кен байыту өндірісінің қалдықтарын шахталарда кәдеге жаратудың технологиялық және конструкторлық шешімдерінің ерекшеліктері [4] жұмыста көрсетілген. Сонымен, Рыльникова М.В. және бірлескен авторлар жер бетінде кен өндіру және өңдеу қалдықтарының жинақталуына талдау жасады, сонымен қатар олардың қоршаған ортаға әсерін бағалады. Отандық және шетелдік кәсіпорындардың қалдықтарды сақтау тәжірибесі қарастырылған. Кенді өндіру және өңдеу қалдықтарын қайта өңдеудің қолданыстағы технологияларының классификациялары ұсынылады. Ұсынылған технологиялық шешімдердің келешегі бағаланды.

Куликова А.А. және Ковалева А.М. мақаласында «Байыту қалдықтарын шахталардың өндірілген кеңістігіне толтырғыш ретінде пайдалану» талданып, «қоюлатылған» байыту қалдықтарын пайдалану арқылы жақсы дренаждық және беріктік қасиеттері бар жасанды массивтерді құруға болатындығы туралы қорытындылар жасалды. Өндірілген кеңістікті толтыру тау жыныстарының қысымын бақылауға, жер бетінің тұтастығын сақтайтын жасанды массивтерді жасауға, сондай-ақ тау-кен және өңдеу кәсіпорындарының қалдықтарын пайдалануға мүмкіндік береді, осылайша кен өндіруге кететін шығынды азайтады. [5].

Леонтьев А.А. және Бессонова И.И. «Жер асты өндіру кезінде Кольский түбегінің тау-кен металлургиялық комбинаттарының қалдықтарын кәдеге жарату» Кольский түбегінің кеніштерінің жерасты қазбаларында техногендік түзілімдерді қалыптастырудың мүмкіндіктерін, қасиеттері мен технологияларын зерттеуге арналған. Жасанды кентіректер, жерасты қалдық қоймалары, техногендік кен орындары, шахталық суларды тазарту және қалдықтарды орналастыру үшін массивтер функцияларын орындайтын техногендік массивтерді құру мәселелері қарастырылады [6].

Сараскин А.Б. және Гоготина А.А. «Кенді өңдеу қалдықтары негізіндегі қоспалармен өндірілген кеңістікті толтыру технологиясы» жұмысындағы эксперимент нәтижелері бойынша кеніштердегі қоқыс алаңын толтыру үшін қалдықтарды пайдалану мақсатында алтын кенін байыту кезіндегі цианидтелген қалдықтарды бейтараптандыру технологиясы ұсынылды. Бейтараптандырылған қалдықтарды толтырғыш материал ретінде пайдаланудың үш нұсқасы талданады: байланыстырғышсыз (гидравликалық толтыру); шлак-цемент қоспасы негізіндегі байланыстырғышпен; таза цемент байланыстырғышпен. Экономикалық және экологиялық тұрғыдан ең қолайлы нұсқа шлакты цементімен араласқан қалдықтардан қатайтатын толтырғыш массасын жасау екені анықталды [7].

Шығыс Қазақстан облысында орналасқан Долинное кен орнында өндірілген кеңістікті құрамында мышьяк бар өндіріс қалдықтарымен толтыруды ұсынамыз.

Әдебиеттер шолуында қол жеткізген нәтижелер мен ғалымдардың кеңістіктерді толтыру саласындағы зерттеулері көрсетілген, бірақ құрамында мышьяк бар қалдықтарды пайдалана отырып, қопсытқыштарды толтыру технологиясы жеткілікті түрде әзірленбеген және өте нашар қамтылған. Сондықтан бұл мәселе қазіргі уақытта зерттеу үшін өзекті болып табылады..

Жоғарыда айтылғандай, қазіргі уақытта мырыш өндіруде дәстүрлі схема қолданылады, оның ішінде күйдіру, сілтісіздендіру, тазарту және электровиннинг. Құрамында мырыш бар өнеркәсіп өнімдері вельц пешінде күйдіру өңдеу әдісімен өңделеді.

Макроэкономикалық факторлар қолданыстағы технологияларды шикізаттың жаңа түрлеріне бейімдеу және күрделі өнеркәсіп өнімдерін кешенді және экологиялық таза өңдеудің жаңа әдістерін әзірлеу қажеттілігін анықтайды. Металдарды өндіруде экономикалық және экологиялық мүдделердің теңгерімділігін сақтау үшін біз мырыш кегін өңдеудің баламалы әдістерін қарастырудамыз және ярозит технологиясын қолдана отырып, алынған мырыш ерітінділерін тазарту арқылы ыстық қышқылмен шаймалау сатысында сілтілеу технологиясын қабылдадық. Ярозит технологиясы бөлімінің өнімдері темір мен мышьяктан тазартылған мырыш ерітіндісі және ярофикс кегі болып табылады. Жылына 80 608 смт/жыл болатын ярозит бар шөгінділер жоюды қажет етеді.

Пайда болған ярофиксті шөгінділер төмен сұрыпты сульфидті мырыш концентраттарының атмосфералық тотықтырғыш шаймалауының (ТШ) аралас ерітінділерінен темірді алу және мырыш кегін ыстық қышқылмен шаймалау (ЫҚШ) кезінде түзіледі.

Тотықтырғыш сілтісіздендіру технологиясы төмен сұрыпты мырыш сульфидті концентраттарын, мыс зауытының қорғасын шаңын (мышьяк көзі) және мырыш тортын (темір көзі) атмосфералық қысымда, 94-98°С температурада, майда оттегін берумен бірге сілтілеуді қамтиды. процеске тотықтырғыш ретінде қатысады. Шаймалау реагенті ретінде жұмсалған мырыш электролиті пайдаланылады, ол қажет болған жағдайда сілтісіздендіру пульпасында бос күкірт қышқылының қажетті концентрациясын қамтамасыз ететіндей концентрлі күкірт қышқылымен қышқылдандырылады. Сульфидті минералдардың атмосфералық тотығу шаймалауы олардың темір катионымен тотығуына негізделген. «Таза» концентраттан немесе концентрат шихтасынан шаймалаушы темірдің жеткіліксіздігі жағдайында темір темірдің көзі ретінде мырыш кегінің пульпасы қолданылады.

Атмосфералық тотықтырғыш шаймалау нәтижесінде алынған кектерді қорғасын кегіне және күкірт концентратына флотациялық бөлуге ұшырайды.

Алынған атмосфералық тотықтырғыш сілтісіздендіру ерітіндісі ярозитті тұндыру үшін жіберіледі.

Сурет 2 – Ярозитті кек

Ыстық қышқылды сілтісіздендіру технологиясы 90-98°С температурада және жоғары қышқылдықта мырыш кегін және бірінші сатыдағы қайта өңделген кегті қарсы ағынмен екі сатылы шаймалауды қамтиды. Ыстық қышқылмен шаймалаудың екінші сатысында сілтісіздендіру реагенті ретінде жұмсалған мырыш электролиті пайдаланылады, ол қажет болған жағдайда сілтісіздендіру пульпасында бос күкірт қышқылының қажетті концентрациясын қамтамасыз ететіндей концентрлі күкірт қышқылымен қышқылдандырылады. Бірінші кезеңде ЫҚШ екінші сатысының циркуляциялық ерітіндісі қолданылады.

Алынған ыстық қышқылды шаймалау кектері флотациядан кейін тотықтырғыш шаймалаудың қорғасын кектерімен араластыруға жіберіледі.

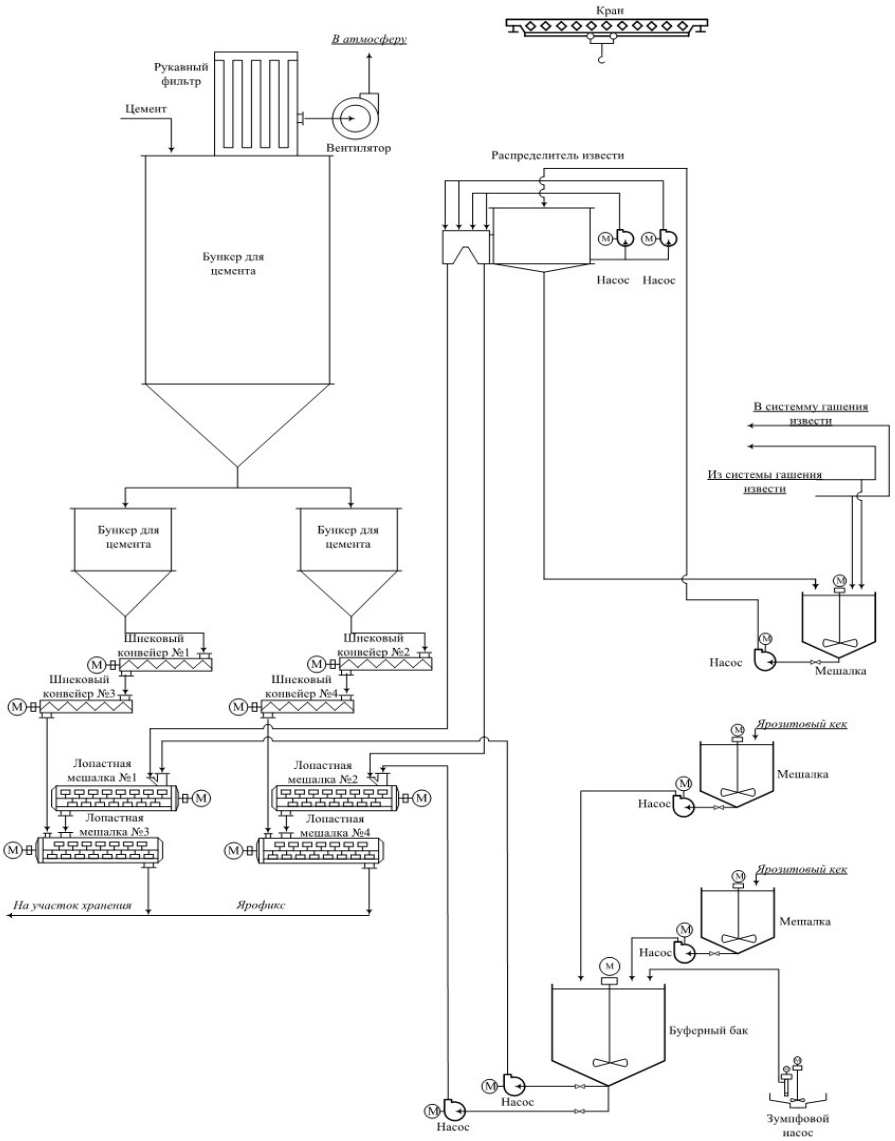
Тотығу және ыстық қышқылмен шаймалау нәтижесінде Zn, Cu және Cd-мен бірге темірдің едәуір бөлігі ерітіндіге өтеді. Мырыш ерітінділерінің электролизі кезінде темірді анодта тотықтырып, катодта кейіннен тотықсыздандырады және бұл процесс бірнеше рет қайталануы мүмкін, бұл ток тиімділігінің төмендеуіне және қуат тұтынудың жоғарылауына әкеледі. Сондықтан сілтілеу нәтижесінде ерітіндіге түсетін темірді жалпы өндірістік циклден шығару өте маңызды.

Ерітіндіден темірді жою жалпы формуласы $AFe_3(OH)_6(SO_4)_2$ болатын нашар еритін ярозит кешенінің құрамында жүзеге асырылады, мұндағы А иондары, K, Na, NH_4. Ярозит – қос негізді темір сульфатының жоғары сүзілетін кристалды түрі. Ярозитті тұндырудың химиялық процесі келесі реакциялармен өрнектеледі:

$FeSO_4 + 3/2\ O_2 + H_2O = 2Fe_2(SO_4) + 2FeOOH\downarrow$

$2FeSO_4 + 2H_2SO_4 + MnO_2 = Fe_2(SO_4)_3 + MnSO_4 + 2H_2O$

$3Fe_2(SO4)_3 + Na_2SO_4 + 12H_2O = 2NaFe_3(OH)_6(SO_4)_2\downarrow + 6H_2SO_4$



Сурет 3 – Ярофикс алудың аппараттық схемасы

Ярозит технологиясының негізгі міндеті мырыш кектерін пирометаллургиялық өңдеуден гидрометаллургиялық өңдеуге көшу, сонымен қатар ярозит шөгінділерін химиялық және физикалық тұрақтандыру болып табылады. Ярозит пульпасы фильтрацияға жіберіледі. Көлденең таспалы сүзгілерде ярозитті сүзу процесінде ярозит кегі түзіледі. Алынған ярозит кегін Еуропалық Одақ елдері үшін «Best Available Techniques (BAT) Reference Document for the Non-Ferrous Metals Industries» (Bref) анықтамасында қарастырылған «Ярофикс» процесі арқылы тұрақтандыру және кәдеге жарату үшін тасымалданады, шахтадағы бос орындарды толтыру үшін қатайтатын қоспаның бөлігі ретінде ярофиксті кәдеге жаратамыз.

Bref көрсетілгендей портландцемент, әк және судың берілген мөлшерімен араластыру арқылы ярозит шөгіндісін тұрақтандыру процесін ұсынады. Нәтижесінде ұзақ мерзімді сынғыштық деңгейін төмендететін, ілеспе технологиялық артықшылықтары бар химиялық және физикалық тұрақты материал қалыптасады. Алынған өнімнің ұзақ мерзімді экологиялық тұрақтылығын қамтамасыз етеді, процесс аты «ярофикс» деп аталады. . Ярозит шөгінділерін тұрақтандыруға арналған «Ярофикс» процесі әлемнің жетекші ілеспе кәсіпорындарында (Asturiana de Zinc (Испания), CEZinc (Канада), Nordenham (Германия) және т.б. елдерде ярозитке 11% цемент және 0,5% сөндірілмеген әк қосу арқылы қол жеткізілген. Процесс өнімі «ярофикс» деп те аталады және өңделген карьерлерді қалпына келтіру үшін қолданылады.

Біздің жағдайымызда тұрақтандыру процесі цементті қосу арқылы да жүреді, бірақ халықаралық тәжірибеден айырмашылығы, компанияның шахталарындағы шахталық бос орындарды толтыру үшін «ярофиксті» пайдалану қатайтатын қоспаның бөлігі ретінде жүреді.

Ярозит шөгінділерімен салыстырғанда «Ярофикс» деп аталатын бұл тұрақтандырылған қалдықтардың негізгі артықшылықтары келесідей:

- ярофикс химиялық инертті, ол көму кезінде және одан кейінгі барлық қысқа және ұзақ мерзімді экологиялық қауіптерді жояды;
- ярофикс - физикалық тұрақты масса. Нәтижесінде үйінді алаңын болашақта басқа мақсаттарда қайта пайдалануға болады.

Ярофиксті өндіруге арналған аппараттық схема 3-суретте көрсетілген. Ярозит технологиясы бөлімінің негізгі технологиялық жабдықтарының сипаттамалары және оның меншікті өнімділігі 1-кестеде келтірілген.

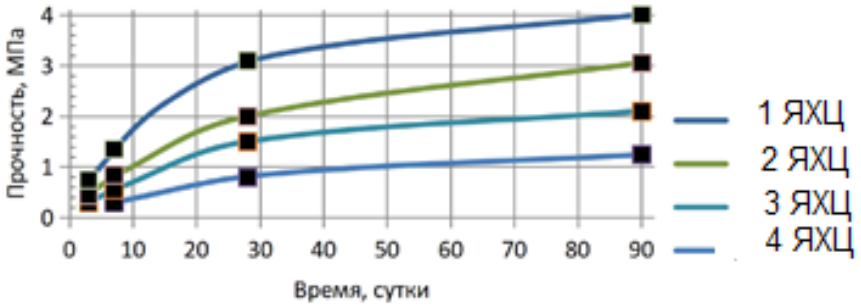
Кесте 1 – Ярозит технологиясы бөлімінің негізгі технологиялық жабдықтарының сипаттамасы

№	Жабдықтың атауы	Дана	Техникалық сипаттама
1	1-2 ярофикс реакторы	2	V = 20 м3
2	1-2 ярофикс реактор сорғысы	2	Qномин = 6,2 м3/сағ Qрасч = 7,2 м3/сағ
3	ярофикс буферлік бак	1	V = 80 м3
4	1-2 ярофикс буферлік бак сорғысы	2	Qномин = 12,4 м3/сағ Qрасч = 14,3 м3/сағ
5	Ярофикс үшін цемент сақтауға арналған бункер	1	
6	Ярофикс үшін цемент сақтауға арналған қапшық сүзгісі	2	
7	Ярофикс 1-2 үшін цемент бункері	2	
8	Ярофикс 1 үшін бұрандалы конвейер 1 цемент бункері	1	
9	Ярофикс 1 үшін бұрандалы конвейер 2 цемент бункерлері	1	
10	Ярофикс 2 үшін бұрандалы конвейер 1 цемент бункері	1	
11	Ярофикс 2 үшін бұрандалы конвейер 2 цемент бункерлері	1	
22	Ярофикс, №1-2 ауа үрлегіш	2	
13	Ярофикс үшін әк буфері	1	V = 20 м3
14	Ярофикс үшін әк буферінің резервуарының № 1-2 сорғы	2	Qномин = 13,0 м3/сағ Qрасч = 15,0 м3/сағ
15	Ярофикске арналған әк таратқыш реттегіш	1	V = 0,3 м3
16	Ярофикс үшін әк таратушы сорғы 1-2	2	Qномин = 0,9 м3/сағ Qрасч = 1,0 м3/сағ
17	1-4 ярофикс араластырғыш	4	
18	Ярофикс секциясы, аспалы кран	1	Жүк көтергіштігі = 6,3 т
19	Ярофикс секциясы, зумфты	1	Qномин = 26,1 м3/сағ Qрасч = 30,0 м3/сағ

Ерітіндіге ұқсас сұйық масса түріндегі алынған ярофикс уақытша сақтау қоймасына түсіріледі, онда жарозит цементпен әрекеттесуі үшін кемінде 8 сағат сақталады. Содан кейін ярофикс шахталық бос орындарға толтырым қоспасын өндіру және карьерлерді қалпына келтіру үшін автомобильмен тасымалданады.

Кесте 2 – Ярозит/ярофикс және ағымдағы байыту қалдықтарын қолдану арқылы толтыру қоспасы құрамының технологиялық картасы

Қоспа шифрі	Компонент шығындары, кг/м³				Қоспа тығыздығы, кг/м³
	Цемент	Ярозит/ярофикс	Қалдықтар	Су	
1 ЯХЦ	150	50	670	650	1520
2 ЯХЦ	150	100	590	650	1490
3 ЯХЦ	150	150	505	650	1455
4ЯХЦ	150	50	800	600	1600



Сурет 4 – Жарозит/жарофикс және ағымдағы байыту қалдықтарын пайдаланатын композициялар үшін толтыру беріктігінің қатаю уақытына тәуелділігі

Зерттеу нәтижелерін талдау ярозит пен ағымдағы байыту қалдықтарын пайдаланатын толтырым композицияларының беріктігіне айтарлықтай тәуелділігін көрсетті және толтырымды дайындаудың ұтымды әдісін құруға мүмкіндік берді. Қатаятын толтырымды пайдалану пайдалы қазбалар жағдайында әртүрлі сипаттағы бірқатар күрделі мәселелерді сәтті шешуге мүмкіндік береді, олардың ең маңыздылары: тау-кен жұмыстарының қауіпсіздігін арттыру, жер бетін сақтау, ауа алмасуын жақсарту, экологиялық проблемалар.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Вертячих К.С., Хакуре А.М. Аспекты применения закладки в зарубежной и отечественной практике подземной разработке руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2002 № 7 С. 88–92.

2 А.Б. Болатова. Использование технологических отходов горного производства в закладочные работы на Бакырчикском месторождении // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2012 № 6 С. 334–338.

3 Пирогов Г. Г. Классификация систем разработки с закладкой с применением хвостов обогащения // Горный информационно-аналитический бюллетень. –2021. – № 12. – С. 149–158. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_12_0_149.

4 Рыльникова, М. В. Особенности технологических и конструктивных решений по утилизации отходов добычи и переработки руд в выработанном пространстве рудников / М. В. Рыльникова, В. А. Ангелов, И. С. Туркин. - (Экология горного производства). - Текст : непосредственный // Известия вузов. Горный журнал. - 2015. - № 2. - С. 59-66. - Библиогр.: с. 66 (3 назв.). - ISSN 0536-1028.

5 Куликова А.А., Ковалева А.М. Применение хвостов обогащения в качестве закладки выработанного пространства рудников // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 2—1. — С. 144–154. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-21-0-144-154.

6 Леонтьев А.А., Бессонов И.И. Утилизация отходов горно-металлургических комбинатов Кольского полуострова при подземной разработке месторождений // Вестник МГТУ, том 1, №3, 1998 г. Стр.127-134.

7 Металлургия өнеркәсібінде мышьякты жою тәжірибесі. Аналитикалық шолу. «Қазцинк» АҚ, Өскемен қ, 2008 ж.

УДК 622.27

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ЕГО АВТОМАТИЗАЦИЯ

Т.М. Елтаев

Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет им. К.И.Сатпаева, г.Алматы, Казахстан

В статье представлены исследований и методы по повышению эффективности выщелачивания урана, ремонтно-восстановительные работы и параметров расположения технологических скважин с применением различных реагентов.

Ключевые слова: геотехнология, фильтрация, выщелачивающий раствор, водоупор.

Введение

Потребность в уране из года в год возрастает, вместе с тем, соотношение спроса и предложения урана на мировом рынке за 2002-2015 годы и прогноз до 2025 года показывает, что нехватка урана в мире составит около 20 тыс. тонн. Себестоимость добычи способом подземного выщелачивания через скважины в 2,5-3 раза ниже подземного горными выработками, поэтому он остается наиболее перспективным. Уникальной особенностью урановых месторождений Республики Казахстан является то, что 75 % из них сосредоточено в породах, связанных с региональными зонами пластового окисления.

Проблемами при применении данной технологии является снижение производительности технологических скважин. Как правило, причинами уменьшение дебита скважин является кольматация фильтров и прифильтровых зон

водоносного пласта, неправильный выбор сети скважин, которые вызывают увеличение гидравлических сопротивлений и снижение притока раствора в скважины. К настоящему времени существуют различные способы повышения производительности технологических скважин путем ликвидации кольматации фильтров, изменением схемы вскрытия и параметров расположения скважин. Если одни авторы предлагают рядную схему расположения скважин, то другие - ячеистую схему. До настоящего времени нет единого мнения преимущества той или иной схемы расположения скважин, технологии декольматации скважин.

Решением данной задачи является научное обоснование выбора сети и параметров технологических скважин, типа реагентов для увеличения межремонтного цикла работы и повышения извлечения металла. В настоящее время сеть и параметры технологических скважин, реагенты для декольматации скважин и повышения извлечения урана принимаются по аналогии, без учета конкретных горно-геологических условий разрабатываемого месторождения, окончательное решение принимается после проведения опытно-промышленных испытаний.

Описание технологии добычи урана методом подземного выщелачивание

Подземное выщелачивание относится к фильтрационным процессам и основано на химических реакциях «твѐрдое тело — жидкость». При подземном выщелачивании проницаемых рудных тел месторождение вскрывается системой скважин, располагаемых (в плане) рядами, многоугольниками, кольцами. В скважины подают растворитель, который, фильтруясь по пласту, выщелачивает полезные компоненты. Продуктивный раствор откачивается через откачные скважины. В случае монолитных непроницаемых рудных тел залежь вскрывают подземными горными выработками, отдельные рудные блоки дробят с помощью буровзрывных работ. Затем на верхнем горизонте массив орошают растворителем, который, стекая вниз, растворяет полезное ископаемое. На нижнем горизонте растворы собирают и перекачивают на поверхность для переработки.

Технологические скважины подразделяются на закачные (нагнетательные), обеспечивающие подачу реагента в недра, и откачные (разгрузочные), обеспечивающие извлечение полезного компонента. Кроме того, на предприятиях сооружаются вспомогательные скважины различного целевого назначения (наблюдательные, разведочные, контрольные, барражные и др.)

Схема вскрытия продуктивного горизонта включает схему расположения технологических скважин по площади месторождения и схему установки фильтров в разрезе продуктивного горизонта. Основной технологической единицей скважинной системы является добычная (эксплуатационная или гидродинамическая) ячейка, под которой понимают площадь, отрабатываемую одной откачной скважинной. Плановые контуры эксплуатационной ячейки могут иметь разную форму в зависимости от выбора схемы вскрытия.

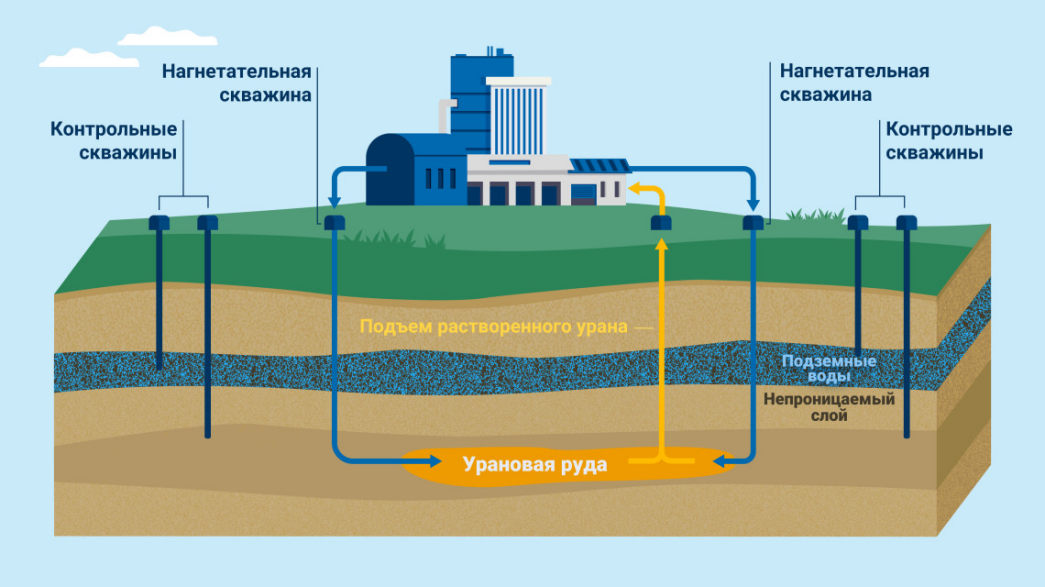


Рисунок 1 – Подземное выщелачивание. (Инфографика: А. Варгас/МАГАТЭ)

Исследование по повышению производительности скважины подземного вышелачивание

Сложная морфология рудных тел на месторождениях, отрабатываемых способом ПВ (многоярусное оруденение, маломощные рудные тела в слабопроницаемых крыльях залежей, узкие лентообразные рудные залежи) предопределили поиск способов их эффективной отработки. Опыт их эксплуатации способом ПВ показывал, что вскрытие и установка фильтров на все рудные пересечения не даѐт эффекта и уран выщелачивался преимущественно лишь из верхних рудных тел. В настоящее время в разработку методом ПСВ вовлекаются все гидрогенные месторождения урана, которые нередко имеют несколько рудных тел с ярусным их расположением в продуктивном горизонте. Как правило, эти рудные тела не ограничены по вертикали устойчивыми водоупорами и находятся друг от друга на расстоянии от 8 до 50 м.

На сегодняшний день известны различные способы отработки многоярусных рудных тел.

1) Технология одновременно-раздельной эксплуатации месторождения может предусматривать введение в отработку парных рудных тел одной скважиной с разделением рудных тел с помощью технических устройств,

оборудованных в этой скважине, или ввести отработку одновременно до трех рудных тел, применяя специальные конструкции скважин (пакетных) (рисунок 2).

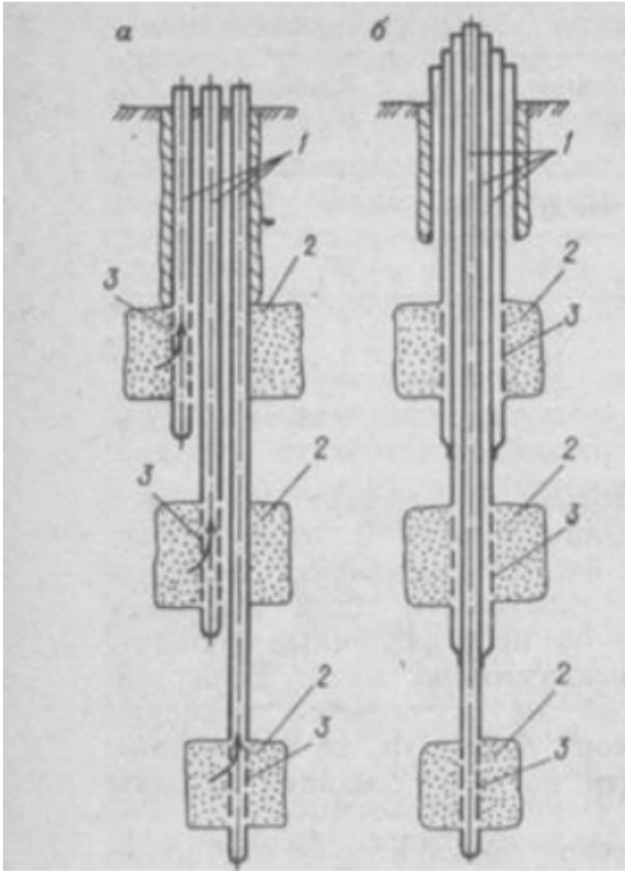


Рисунок 2 – Конструкция многоколонных (пакетных) скважин
а - с параллельным расположением обсадных колонн; б – с концентричным;
1 – эксплуатационные колоны; 2 – рудные тела; 3 - фильтры

2) Разделение потоков раствора в скважинах, вскрывающих два горизонта, осуществляется посредством разобщения двух фильтровых зон в полости скважины. Простейшим техническим мероприятием для этого является применение различных конструкций пакерных устройств и дополнительной колонны труб. Эксплуатация комбинированных скважин (откачка-закачка) и откачных эрлифтных скважин. В этих скважинах возможны варианты откачки растворов из верхнего и нижнего пласта, откачки из верхнего и закачки выщелачивающих растворов в нижний пласт и наоборот.

3) Разработан ряд схем оборудования скважин погружными насосами. В эксплуатационной скважине в нижний пласт подается выщелачивающий раствор, т.е. эта часть играет роль закачной скважины, а из верхнего пласта отбирают продуктивные растворы - эта часть скважины является откачной. Оборудование скважины включает в себя погружной электронасос с двумя пакерными устройствами, закрепленными на растворопадающих патрубках и ограничивающими от остальной части обсадной колонны фильтровую зону верхнего пласта. Выщелачивающий раствор в нижний пласт подается по межтрубному пространству обсадной колонны над верхним пакером и далее через патрубки в зону фильтра под нижним пакером. Продуктивный раствор из верхнего фильтра попадает в межпакерную зону к погружному насосу и по растворопадъемным трубам (шлангам) поступает на поверхность.

4) Вскрытие и отработка инфильтрационно пластовых месторождений с двухъярусным залеганием рудных тел в одном продуктивном горизонте через систему закачных-откачных скважин снизу вверх в три этапа, разделяющихся определяемым временем включения фильтровых колонн нижнего и верхнего ярусов в одной системе технологических скважин.

Влияние реагентов на производительнсть подземного скважинного выщелачивание Урана

Эффективность эксплуатации урановых месторождений методом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ) существенно зависит от состояния геотехнологических скважин. Применение различных химических веществ для улучшения процесса подземного скважинного выщелачивания могут носить разносторонний характер. Это может быть как применение реагентов при ремонтно-восстановительных работах, так и непосредственно для интенсификации самого процесса выщелачивания металла.

В ходе эксплуатации в большинстве случаев наблюдается снижение дебита (приемистости) скважин, обусловленное отложением на фильтре и в прифильтровой зоне кольматирующих образований химического происхождения, глинистых частиц, оставшихся в результате некачественного удаления бурового раствора при освоении скважины, и образованием песчаной пробки в фильтре вследствие суффозии песка из эксплуатируемого пласта.

Кольматация - процесс снижения пропускной способности фильтра технологических скважин и фильтрационных свойств прифильтровой зоны рудовмещающего горизонта за счет осаждения веществ, растворенных в технологических растворах, или механического перемещения частиц рудовмещающего горизонта, а также газовыделений. Различают следующие виды кольматации: механическая, химическая и газовая. Полное описание физико-химических процессов, происходящих при ПСВ урана, осуществить невозможно, поскольку для каждой физико-геологической обстановки они носят индивидуальный характер. При взаимодействии ВР с рудовмещающими породами в жидкой фазе происходит накопление (помимо рудных) целого ряда элементов, входящих в состав основных породообразующих минералов.

РВР (ремонтно-восстановительные работы) являются неотъемлемой стадией цикла добычи и переработки природного урана и имеют существенное значение в формировании себестоимости готовой продукции. Основными способами проведения РВР являются физические, химические и комбинированные (физико-химические).

Физические способы проведения РВР осуществляются следующими методами:

-эрлифтного освоения скважин компрессором;

-пневмоимпульсного воздействия;

-гидровибрации;

-механического воздействия (джетинг, сваб);

-поинтервальной промывки фильтра;

Химические способы проведения РВР осуществляются обработкой следующими реагентами:

-соляной кислотой;

-серной кислотой;

Управление процессом подземного выщелачивание

Необходимо создать трехуровневую систему управления, позволящую разделить общую задачу управления на ряд системных задач.

Управление геотехнологическим полем, оптимальное распределение раствора щелочи по блокам и выбор режимов управления.

Комплексные процессы управления техническими средствами АСУ, а также обеспечить более эффективное решение оптимизационных задач сбор информации о работе технологических обьектов в целях для развития процессов транспортировки, переработки, хранения и модернизации представляет собой комплекс технических устройств. В комплексе технических средств АСУ для разработки схемы необходимо выбрать средства автоматизации.

Счетчики на устье добывающей скважины, групповое измерение

доустановка, участие в сборе и переработке нефти, технологические помощь в проведении контроля и регулирования технологических процессов. Калькуляторы SCK следят за процессом перемещения, измерения и проверки. Также можно использовать для измерения порций. Счетчик во время работы нормированный импульсный выход для предоставления информации в системе телеметрии сигналы, а также интерфейсы EIA RS-232 и EIA RS-485, которые легко интегрируется в любую автоматизированную систему и управления.

Назначение средства измерения.

Расходомеры в системах водоснабжения и теплоснабжения

объемный расход или питьевая вода, техническая, отопительная вода и вода

объем парового конденсата, а также другой электроэнергии в трубах

для непрерывного измерения проницаемых жидкостей. Счетчики затрат

энергетика, промышленность, коммунальное хозяйство и сельское хозяйство

На предприятиях теплосчетчики в составе водоканала

для бухгалтерского учета, систем сбора данных, управления процессами и

может быть использован в системе управления.

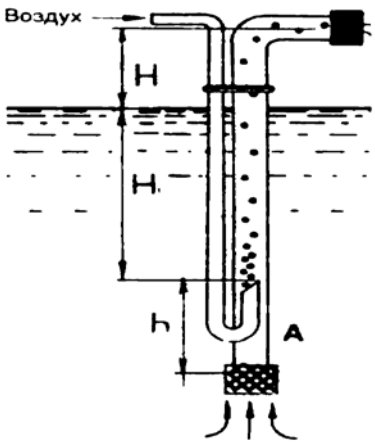


Рисунок 3 – Эрлифтная прокачка

Кратко в выводах, для ликвидации кольматации скважин и повышения извлечения урана применяются различные технологии декольматации и реагенты.

Проблемами при применении технологии подземного скважинного выщелачивания является снижение производительности технологических скважин в результате кольматации фильтров и прифильтровых зон водоносного пласта, неправильного выбора сети расположения скважин.

Для выщелачивания сближенных рудных залежей предлагается технологическая схема расположения скважин, которая отличается тем, что технологические скважины нижнего рудного горизонта необходимо располагать посередине технологических скважин верхнего рудного горизонта. И получаем зависимости величины pH от сети и параметров технологических скважин, что приводит к стабильному, равномерному прохождению процесса ПСВ и рациональному расходу реагентов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 https://www.iaea.org/ru/newscenter/news/chto-predstavlyaet-soboy-uran

2 Язиков В.Г. Особенности геологического изучения инфильтрационных (гидрогенных) месторождений урана при их доразведке и освоении.

3 Джакупов Д.А. Повышение эффективности различных схем скважинного подземного выщелачивания при разработке сложных гидрогенных месторождений

4 https://natural-sciences.ru/ru/article/view?id=34993

5 Култышев В.И. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений

Код МРНТИ 52.13.21

ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ

И. П. Бибик[1], Ш. А. Очилов [1], С. С. Норинов[2], С. М. Раимкулова[2], А. Н. Караманов[2]

[1]Университет геологических наук, г. Ташкент, Узбекистан

[2]Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

В настоящее время во всем мире роль буровзрывных работ в открытой добыче полезных ископаемых считается не менее важной. Учитывая это, дальнейшее развитие разработки буровзрывных методов в глубоких карьерах является одним из основных требований сегодняшнего дня.

Вовлечение в разработку глубокозалегающих месторождений предопределило тенденцию развития открытого способа добычи в направлении увеличения глубины карьеров. При этом наметились вполне определенные тенденции, связанные с изменением горно-геологических условий, совершенствованием технологии и техники горных работ, влиянием рыночного механизма регулирования производства и потребления минерального сырья [1-5]. В настоящее время глубина ряда карьеров черной и цветной металлургии превысила 300 м, горно-химического сырья - 100, угольных разрезов - 440 м. Проектная глубина железорудных карьеров составляет 330÷650 м, руд цветных металлов - 290-600, горно-химического сырья - 100÷150, угольных карьеров - 300-450, карьеров стройматериалов - 320÷680 м.

Понятие «глубокий карьер» не статично. За 40 лет глубина, позволяющая относить карьеры к глубоким, увеличилась с 60÷80 до 250÷-300 м. Периодичность корректировки составляла 10÷12 лет и была обусловлена техническим прогрессом и ростом средневзвешенной глубины карьеров. И сегодня к категории «глубоких» правильнее относить карьеры не просто по технологическим и геометрическим параметрам, а по объективной необходимости в переходе на другую технологию горно-транспортных работ.

Примером такого подхода, когда современному этапу развития открытых горных работ присуще непрерывное увеличение глубины карьеров, являются крупные глубокие карьеры Узбекистана Кальмакыр и Мурунтау, построенные на уникальных по своим запасам месторождениях, основные параметры которых приведены в таблице 1.

Таблица 1

Наименование карьера	Глубина по проекту, м	Размеры в плане, км	Высота уступов, м	Углы наклона бортов, град.
Мурунтау	675	3,2 x 2,5	10-15	26-32
Кальмакыр	660	4,0 x 2,5	15-22,5	32-38

Массивы горных пород на глубоких горизонтах характеризуются сложной геологической текстурой, представленной различным направлением плоскостей наслоения, складчатостью и пространственной системой трещин различных размеров и густоты, поэтому их физико-технические свойства, структура и гидрогеология в значительной мере предопределяют их степень дробления энергией взрыва. Изменение горно-геологических условий проявляется также через истощение запасов богатых месторождений и вовлечение в разработку месторождений с пониженным содержанием полезных компонентов. Другим проявлением горно-геологических условий для многих полезных ископаемых является наличие обратной зависимости содержания полезного компонента от глубины залегания руды. В

частности, такая тесная корреляционная взаимосвязь отмечается на большинстве железорудных месторождений и месторождений цветных металлов. На большинстве месторождений с глубиной изменяются мощность, угол падения и структура рудных залежей. С увеличением глубины карьера увеличивается отрицательное воздействие подземных вод как на формирование уступов и бортов карьера, так и на основные процессы горного производства - экскавацию, транспортирование, бурение скважин, взрывание и рудоподготовку.

Увеличение глубины карьеров влечет за собой ухудшение технико-экономических показателей разработки месторождений, что объясняется ростом транспортных затрат, повышением коэффициента вскрыши, ухудшением условий работы оборудования и т.п. Академиком РАН В.В. Ржевским выделены общие направления, предусматривающие предотвращение (снижение) и компенсацию отрицательных последствий роста глубины карьеров за счет применения новых технологий и техники. А поскольку синтезирующим параметром, в значительной степени определяющим технико-экономические показатели открытой разработки, является производственная мощность карьеров, то реализация указанных направлений ориентирована в первую очередь на поддержание их производительности по полезному ископаемому. При этом все факторы, воздействующие на производительность карьеров при увеличении глубины горных работ, обычно разделяют на три основные группы: горно-геологические (природные), технологические и технические. Горно-геологические факторы носят объективный характер и имеют специфические особенности для каждого месторождения. По характеру влияния на производительность карьера их можно разделить на факторы, непосредственно воздействующие на производительность карьера по полезному ископаемому (в частности, снижение содержания полезного компонента в руде и уменьшение площади рудного тела) и горной массе (гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ). При этом снижение содержания побуждает к увеличению, а уменьшение площади рудного тела – к снижению производительности карьера по руде. Гидрогеологические и геомеханические условия ведения работ влияют на угол откоса борта карьера, с уменьшением которого объемы вскрышных пород и соответственно требуемая производительность карьера по вскрыше увеличиваются. Вторая группа факторов, включающая физико-механические свойства горных пород, влияет на производительность карьера через производительность оборудования.

На основе статистического анализа установлено, что развитие рабочей зоны большинства глубоких карьеров сопровождается: уменьшением средней ширины рабочих площадок на 7-13 м на каждые 50 м; увеличением глубины разработки; снижением готовых к выемке запасов до 0,4-1,0 месяца; сокращением протяженности рабочего фронта [6]. Так, при глубине карьеров 250-350 м ширина рабочих площадок составляет 25-40 м, а доля площадок с нормативной шириной снижается до 30-40%. Следствием этого является уменьшение (в 2-3 раза) количества рядов взрывных скважин, а также объема взрываемых блоков, что в свою очередь ухудшает качество дробления пород и снижает производительность горно-транспортного оборудования.

Одним из важнейших факторов, компенсирующих негативное воздействие изменения физико-механических свойств горных пород (крепости и блочности) с ростом глубины разработки на производительность карьеров, является увеличение удельного расхода ВВ. Обеспечение оптимальных параметров взрывных работ позволило максимально ослабить влияние роста крепости и блочности горных пород на процессы экскавации, транспортирования и отвалообразования горной массы. В то же время это приводит к резкому увеличению доли БВР в себестоимости добычи горной массы на глубоких карьерах [7-9].

Развитие глубоких карьеров характеризуется необходимостью расширения их границ и возобновления работ на временно нерабочих участках бортов, а также поддержания производственной мощности по руде, снижение которой связано с уменьшением активной площади рудных тел. Интенсификация данных работ возможна за счет увеличения высоты отрабатываемых уступов [10]. Так, добыча руды на карьере «Табазимби» (ЮАР) осуществляется на уступах высотой 31 м, карьер фирмы «Винтерберг» (ФРГ) разрабатывает месторождение крепкого известняка двумя уступами высотой по 60 м, на гранитном карьере «Нью-Джерси» (США) добыча диабаза производится на уступах высотой 55÷58 м, а на карьере «Хоффман» (Австралия) высота уступа, сложенного известняком, достигает 100 м. При этом повышаются технико-экономические показатели открытых горных работ (ОГР). Увеличение высоты уступов влечет за собой: сокращение объема бурения, более равномерное распределение ВВ в разрушаемом массиве с улучшением качества дробления пород из-за увеличения продолжительности действия взрыва на массив.

Уменьшение производительности оборудования под воздействием ухудшающихся горно-геологических и горнотехнических условий разработки в определенной мере компенсируется техническим прогрессом. Это касается в первую очередь работы бурового и выемочно-погрузочного оборудования. В глубоких карьерах рост себестоимости транспортирования с глубиной работ компенсируется через последовательное внедрение менее затратных технологий транспортирования и менее энергоемкого горно-транспортного оборудования. В глубоком карьере Мурунтау решение этой задачи достигается главным образом, частичной заменой автомобильного транспорта конвейерным. Для транспортирования породы и руды используется комплекс циклично-поточной технологии (ЦПТ) со стационарными дробильными установками. Опыт эксплуатации ЦПТ показывает, что повышение его эффективность возможно при применении крутонаклонных конвейеров (КНК), преимуществом которых является снижение себестоимости транспортирования, увеличение генеральных углов погашения бортов карьеров и повышение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса. С целью оптимизации и сокращения затрат на транспортирование горной массы в карьере Кальмакыр предусматривается реконструкция транспортных коммуникаций и строительство комплекса ЦПТ, ввод которого в действие позволит увеличить добычу медной руды на 10 млн. т/год. Поэтому генеральным направлением развития горных работ с увеличением глубины разработки рудных карьеров является расширение области применения ЦПТ с использованием КНК.

С учетом перспективы развития ЦПТ на карьерах и ограниченных размеров рабочих площадок на глубоких горизонтах будут предъявляться повышенные требования к качеству дробления горной массы, ее гранулометрическому

составу, а также к параметрам развала взорванной горной массы. При этом если типовой конвейер ЦПТ с углом подъема 16 градусов надежно транспортирует куски породы с максимальным линейным размером до 400÷500 мм, то для КНК необходимо снизить крупность до 250÷300 мм с обеспечением более равномерного распределения по крупности и одновременным уменьшением количества крупнокусковых фракций.

От качества взрывной подготовки горной массы зависит производительность и эффективность всех последующих технологических процессов добычи и переработки полезного ископаемого в единой системе «карьер - перерабатывающее производство». В связи с этим одной из важнейших характеристик технологии взрывных работ являются удельные затраты энергии ВВ (удельный расход), характеризуемые как энергетическими показателями и типами применяемых ВВ, так и параметрами расположения скважинных зарядов в разрушаемом уступе. Все это обуславливает необходимость оптимизации параметров и интенсификации взрывного способа дробления как наиболее дешевого и технологичного и, как следствие, повышение эффективности функционирования производственных процессов технологических потоков в системах «карьер – завод» и «карьер – отвал» [11-13].

Интенсификация технологических процессов БВР в глубоких карьерах обусловила появление целого комплекса проблем при ведении БВР в приконтурных зонах карьера. Особую важность эти проблемы приобретают при переходе горных работ на более глубокие горизонты, где из-за усложнения геологических и горнотехнических условий усиливаются негативные сейсмические эффекты массовых взрывов, учащаются случаи динамических проявлений в виде локальных деформаций уступов и техногенных землетрясений в процессе проведения взрывных работ и промежутках между ними. В табл. 2 приведены параметры БВР, основные характеристики разрушений и влияющие на них геологические горнотехнические факторы. При этом эффективная и безопасная отработка мощных рудных месторождений открытым способом достигается за счет внедрения технологических решений, методов и способов снижения взрывного воздействия на защищаемый объект, соответствующих каждому уровню: карьер, рабочая зона, рабочий уступ.

Таблица 2

Бурение скважин	Параметры БВР	Основные характеристики разрушения	
Влияющие геологические горнотехнические факторы			
природные	технологические		техногенные
- установление физико-механических свойств отбиваемого массива - параметры выемочной единицы	- схема взрывания; - коммутационная сеть; - выбор ВВ; - интервал замедления; - глубина скважин; - расположение зарядов (пучковое, параллельное); - расстояние между скважинами в ряду и между рядами; - форма зарядов (цилиндрические, котловые)	- гранулометрический состав отбитой руды; - выход негабарита; - удельный расход ВВ;	- сохранение устойчивости массива и выработок

В табл. 3 приведены мероприятия, уменьшающие степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты, в которых показаны объекты и методы их охраны.

Таблица 3

Объекты охраны	Методы охраны		
	Экранирование	Управление энергетическими характеристиками ВВ	
- поверхностные сооружения горного предприятия; - борта карьера и земная поверхность; - подземные выработки; - целики	- контурное взрывание (последовательное, предварительное); - порядок отбойки и интервал замедления	расчет безопасных параметров БВР	- количество ВВ; - тип ВВ; - порядок отбойки; - интервал замедления; - пространственное расположение зарядов

Характерной особенностью большинства глубоких карьеров является необходимость комбинированного – открыто-подземного способа отработки месторождений. В настоящее время значительная часть рудных месторождений разрабатывается таким способом. Наибольшее число предприятий, осуществляющих комбинированную отработку запасов, приходится на руды цветных и драгоценных металлов и алмазов - свыше 65%; доля других полезных ископаемых здесь гораздо меньше: железных руд - примерно 15%, нерудного сырья - около 10%, урановых руд - 7,4%. Глубина карьеров при комбинированной геотехнологии составляет преимущественно 90÷500 м.

В этих условиях, первоочередной задачей решения проблем при разработке глубоких карьеров является применение комплексных технологических решений, обеспечивающих компенсацию отрицательных тенденций в связи с увеличением глубины разработки и повышающих производительность и эффективность открытой разработки по полезному ископаемому:

- выбор оптимального направления развития горных работ, обеспечивающего добычу руды с заданным уровнем качества на протяжении всего периода отработки осуществляемого на базе горно-геометрического анализа размещения качественных свойств руд в недрах;
- интенсификация работ по разноске временно нерабочих участков бортов карьеров и обеспечения независимости работы, верхних и нижних горизонтов делением такого участка по всей его высоте на отдельные зоны, в которых работы ведутся параллельно. Данная технология обеспечивает сокращение сроков отработки временно нерабочего участка борта карьера, подготовку запасов и ведение добычных работ на нижележащих горизонтах;
- внедрение технологии ведения горных работ с крутыми увеличенными углами откосов рабочего борта карьера для снижения объема вскрышных пород без негативных последствий для стабильности откосов и безопасности работ,
- применение и дальнейшее развитие поточной технологии на основе комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта с крутонаклонными конвейерами.
- разработка эффективных систем управления для согласования во времени и пространстве работы автосамосвалов и экскаваторов, распределения грузопотоков в соответствии с заданными критериями (качественный состав руды, ограничения во вместимости перегрузочных складов или пропускной способности транспортных коммуникаций и др.);
- анализ и учет анизотропии, механической прочности массива пород, трещиноватости и напластований, а также разработка и широкое внедрение в производство новых методов взрывных работ, позволяющих в значительной мере решить проблему качественного дробления;
- комплексная механизация подготовки и зарядки ВВ на взрываемых блоках на основе организации поточности производства, освоение и внедрение новых видов ВВ, средств инициирования зарядов ВВ и приборов дистанционного инициирования массовых взрывов на основе последних достижений науки и техники;
- повышение эффективности работы системы «карьер-завод» с вовлечением в производство техногенных ресурсов на основе принципа цикличности.
- снижения взрывного воздействия массовых взрывов на защищаемые объекты;

Таким образом, основными тенденциями в развитии открытого способа добычи являются вовлечение в разработку месторождений с измененными горно-геологическими условиями и рост масштабов карьеров, которые рассматриваются как эволюционирующие во времени и изменяющиеся в пространстве сложные природно-промышленные системы. При этом в карьерах совершенствуются технология горных работ и техника, применяются мощные конвейерные комплексы, для которых необходимо обеспечить с помощью БВР исходное дробление пород до требуемой крупности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М., Недра, 1995, 351 с.

2 Трубецкой К.Н., Краснянский Г.Л., Хронин В.В. Проектирование карьеров, в 2-х томах. М., Издательство Академии горных наук, Т.II, 2001, 535 с.

3 Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. Изд. «ФАН» АН РУз, 2003, 199 с.

4 Агошков М.И., Борисов С.С., Боярский В.А. Разработка рудных и нерудных месторождений М., 1970, 278-279 с.

5 Кучерский Н.И., Лукьянов А.Н., Демич Л..М. и др. Совершенствование процессов открытой разработки сложноструктурных месторождений эндогенного происхождения. Ташкент: ФАН, 1998, 254 с.

6 Шеметов П.А., Бибик И.П. Адаптация отработки глубоких карьеров к сокращению ширины рабочих площадок. / Горный вестник Узбекистана № 1, 2000, 32 – 34 с.

7 Бибик И.П., Сытенков Д.В. Оптимизация параметров буровзрывных работ Горный журнал - 2007-№ 5, 48-51 с.

8 Шеметов П.А., Бибик И.П. Физико-техническое обоснование параметров взрывных работ в глубоких карьерах. / Горный вестник Узбекистана - 2011-№ 1, 24-36 с.

9 Бибик И.П. Метод определения оптимальных параметров буро-взрывных работ для технологических потоков Горный информационно-аналитический бюллетень – Москва, изд. МГГУ 2005 № 3, 119-122 с.

10 Друкованный М.Ф., Ефремов Э.И. и др. Взрывания высоких уступов. М., Недра, 1964, 108 с.

11 Бибик И.П. Обоснование энергосберегающих технологий взрывных работ на сложноструктурных месторождениях Горный информационно-аналитический бюллетень – Москва, изд. МГГУ 2010 № 8, 102-110 с.

12 Тангаев И.А. Энергетическая концепция оптимального управления открытыми горными работами. Труды Международного симпозиума «Мирный-91», Проблемы открытой разработки глубоких карьеров», НИЦ Мастер, 1991, 26-31 с.

13 Пашков А.А., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Повышение эффективности рудоподготовки в системе «Карьер-обогатительная фабрика». Горный журнал» № 8, 1998, 52-54 с.

IRSTI 31.25.17

SORPTION OF INTERMEDIATE METAL IONS ONTO BENTONITE MODIFIED WITH CHITOSAN

M.T. Alieva, G.A. Ikhtiyarova
Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan

In a research study, natural Navoi bentonite clays (BC) were modified with Apis Mellifera chitosan to obtain organobentonite (OB). and BC-Ch ionite indigo (24 hours) and in artificial solutions of different concentrations at temperatures of 303, 313 and 323 K, the results of studying the duration of sorption until the equilibrium state are presented. The kinetics of the processes were studied, Lengmuir and Freundlich isotherm models were used to express the adsorption mechanism in equilibrium. Based on the obtained results, it was determined that the value of R2 isotherm parameters (0.9973) is suitable for all isotherm models. According to the Langmuir isotherm model, q_{max}= 169.4 mg/g and n=0.2109 according to the Freundlich isotherm model. This shows the sorption of indigo dyes to BC-Ch ionite. Pseudo-first and pseudo-second order kinetic models of sorption of indigo dyes to ionite were studied on the basis of scientific research. It was determined that the obtained kinetic parameters of the process obey the pseudo-second-order model and the obtained ionite sorption.

Key words: Apis Mellifera dead bee, chitosan, bentonite, organobentonite, modification, indigo dye, description, adsorption.

Since many organic dyes are harmful to humans and toxic to microorganisms, much attention has been paid to the removal of dyes from wastewater. In recent decades, textile wastewater is usually treated by physical, chemical, and biological processes such as adsorption, oxidation, flocculation, biosorption, filtration, and electrochemical treatment [1-2]. The adsorption process is used especially in the field of water treatment. Color removal with activated carbon [3-4] and chitosan is the most common adsorbent. It has a good ability to adsorb organic molecules. However, it has a number of disadvantages. Activated carbon and chitin are quite expensive, the higher the quality, the higher the cost.

Organominerals [5-6], in particular bentonites, are now widely used in the textile industry. Natural clays such as bentonite have shown good results as adsorbents for the removal of various metals, organic compounds, and various dyes [7-8].

Adsorption of surfactants on bentonite is of great technological importance and fundamental in adsorption processes [9-10].

Currently, textile waste water is traditionally cleaned by physical and chemical processes such as adsorption, oxidation, flocculation. Adsorption is one of the widely used and effective methods for this type of wastewater.

In the case of polymer modifier - chitosan, instead of hydrate-ion layers on the outer surfaces of montmorillonite crystals, associates with one layer thickness of modifier cations are observed. At the same time, an increase in the size of modifier molecules leads to an increase in the level of three-dimensional order in the packing of silicate layers. Under the electron microscope, it can be seen that the large particles of organobentonites are mostly rectangular in size and are about 1 μm in size. These assumptions fully correspond to the results of X-ray phase analysis. In order to determine the quantitative properties, thermogravimetric studies were performed. According to the results of thermogravimetric analysis in the temperature range of 350-450ºC, the effect shows the amount of organic modifier that was absorbed, that is, it did not remain on the surface of the packages, but entered the interlayer space.

It is known that the progress of sorption processes of anionic dyes depends on the electrosurface properties of sorbents in different environments. Based on these rules, the adsorption of this dye was studied at different pH values of the solution (from 1 to 11) and at different temperatures from 20 to 400C. When the composition of textile industrial wastewater was studied, it was found that various metal ions, dissolved salts and pigment dye residues are formed. Indigo dye solutions of different concentrations were prepared for wastewater treatment and reuse. The absorbance level of indigo dye was determined in a UV-5100 spectrophotometer at a wavelength of 200-780 nm. (fig. 1, table 1)

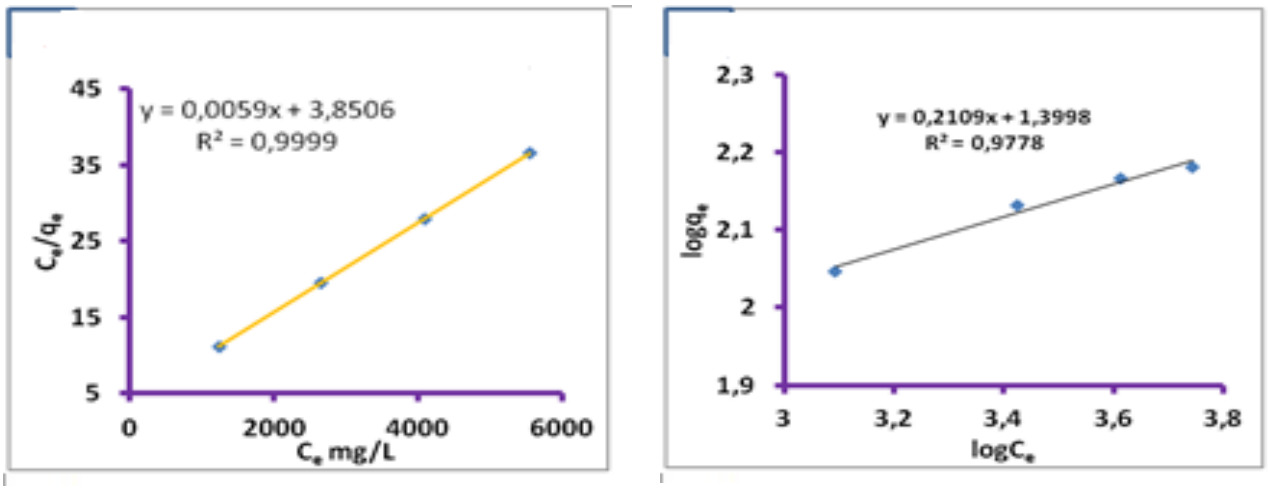


Figure 1 – Isotherm of sorption of indigo dye to VB-XZ ionite at 25^{0}C for 5 hours.

Table 1 – Langmuir and Frendlich isotherm model parameters of indigo dye sorption onto chitosan-modified adsorbents

Lengmuir isotherm model				
Adsorbent	**K_L**	**R_L**	**q_{max} mg/g**	**R^2**
BG+XZ	0,0015	0,34	169,4	0,9999
Frendlich isotherm model				
	K_F	**n**	**R^2**	
BG+XZ	4,05	0,2109	0,9778	

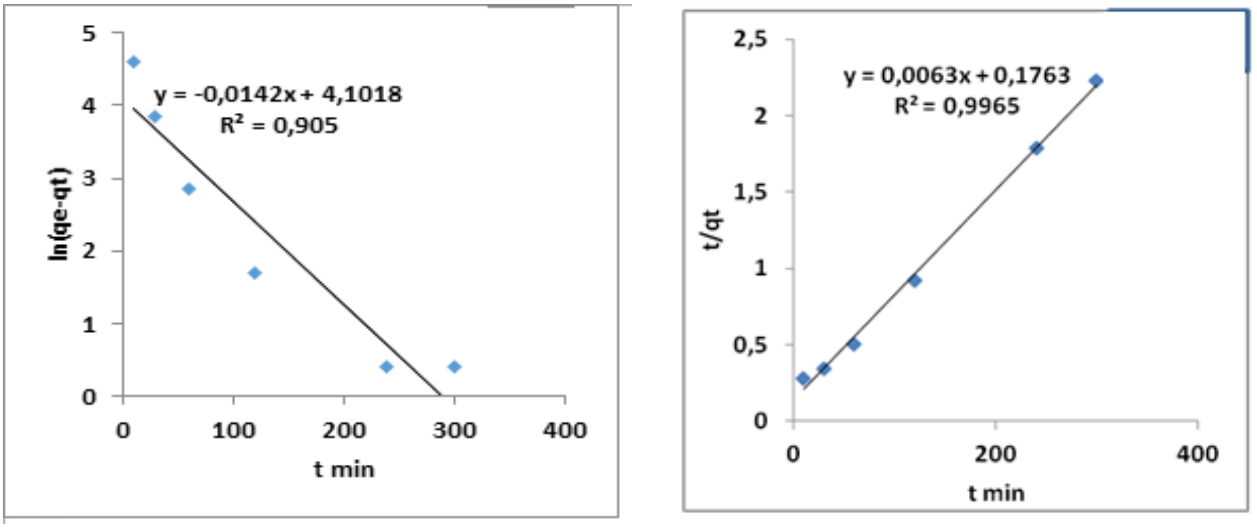


Figure 2 – Graph of time dependence of sorption of indigo dye (0,05 mol/l) on chitosan-based adsorbents at 25^0C

Table 2 – The results of the calculated parameters of pseudo-1st-order and pseudo-2nd-order kinetic models of sorption to indigo dye (0.05 mol/l) on chitosan-based adsorbents at a temperature of 25^0C

Adsor-bent	pseudo 1st-order model				pseudo 2nd order model			
	C mol/l	q_e мг/г	K_1	R^2	qe (mg/g)	K_2 (g $mg^{-1}min^{-1}$)	q_e^2	R^2
BC-Ch	0,05	60,3	-4,73E-05	0,90	158,73	0,000225511	25195,26	0,99

The results of the research showed that in the adsorbent+ BC-Ch system, lowering the pH value of the medium to 2 significantly increases adsorption (Fig. 2, Table 2. Further lowering the pH value of the medium has a negative effect on the values of the adsorption capacity of organosorbents, probably, this is due to the adsorption of extremely high amounts of H+ on its surface, and as a result even to the destruction of the structure of the sorbents. Increasing the pH value of the medium to 6 causes a decrease in the adsorption value at the same values of the initial adsorbate concentration, further increasing the pH value to 10 does not cause a significant change in the indicator. Such a change in the adsorption capacity shows that the adsorption of an active anionic dye to X depends not only on the amount of cation exchange centers, but also on the size of its possible surface. Indigo is According to the parameters, kinetics and isotherm results of Lengmuir and Freundlich isotherm model of oil sorption on chitosan-modified adsorbents, it was determined that it corresponds to the pseudo second-order kinetic model.

REFERENCES

1. Aliyeva M.T., Ikhtiyarova G.A., Xolturayeva N.R. Analysis of processes of adsorption of organvermiculite to benzene and water vapor. Academic Research in Educational Sciences. Volume 4. Issue 1. 2023. ISSN: 2181-1385. PP.186-191.
2. Aliyeva M.T., Xolturayeva N.R., Ikhtiyarova G.A. Obtaining compositions based on local raw materials for textile industrial wastewater treatment. Австрский журнал технических и естественных наук. AJTNS. 9-10. 2022. P. 36-40. (https://doi.org/10.29013/AJT-22-9.10-36-40.)
3. Алиева М. Т. Вермикулитни хитозан асосида модификациялаш ва олинган сорбентнинг физик кимёвий хоссаларини таҳлил қилиш. Innovatsion Technology and Science Education. Volume 1. ISSUE 5. ISSN 2171-381X., 2023, P. 40-48.
4. M. Aliyeva Zamonaviy usullar yordamida modifikatsiyalangan bentonitning organik bo'yog'idagi sorbsiyasi. O'zMU xabarlari. 2023. N1. 365-368б. Sorption of modified bentonite in organic paint using modern methods. Vestnik NUUz.
5. FP-225. Alieva M.T., Ikhtiyarova G. A. Adsorption to benzene and water vapor of bentonite modification based on chitosan. Международная научно-практическая конференция **"**Фундаментальные и практические аспекты функциональных полимеров**".** Ташкент**,** 17-18 марта 2023 . С. 945-947.

6. Aliyeva M. T, Ikhtiyarova G. A., Turabdjanov S.M., Geldiyev O. A. Study of sorption of intermediate metall ions on bentonite-modified with chitosan based ionite under static conditions. Proceeding X International Conference «Industrial Technologies and Engineering» ICITE – 2023, Volume I.M. Auezov South Kazakhstan University Shymkent, Kazakhstan November 18, 2023., PP.176-180.

7. Aliyeva Mukaddas Tuychiyevna, Ikhtiyarova Gulnora Akmalovna Indigo bo‘yogining to‘qimachilik chiqindi suvidan xitozan bilan modifikatsiyalangan vermikulitga adsorpsiyasi**. (**Adsorption of indigo dye from textile wastewater onto vermiculite modified with chitosan**)** “WOMEN IN STEM” International festival, Tashkent, February 13 – 15, 2024., PP. 167-168. https://doi.org/10.5281/zenodo.10643244.

8. *Алиева М. Т., Ихтиярова Г. А. “*Изучение термомеханических свойств, модифицированных бентонитовых глин и их использование при очистке промышленных сточных вод” Международной научно практической конференции «Современные достижения в биомедицине и экологии», посвященной 70-летию доктора биологических наук, профессора, член-корреспондента МАН ВШ, Шалахметовой Тамары Минажевны. 21.04.2023. С. 172-175.

9. Alieva M. T., Ikhtiyarova G. A. Study of some thermo-mechanical properties of modified bentonite clay and their application in industrial wastewater treatment. Международ. конф. Шайхутдинов Казахистан. 10-12.05.2023. P. 60-61**.**

10. Alieva M. T., Iktiyarova G.A., Kholturayeva N.R. Research on the physical and mechanical properties of chitosan-based modified mineral clays and their use in industrial wastewater treatment. Международный конф. Ukraina, Xarkov. 18.05.2023y.PP. 5-6.

Код МРНТИ 52.01.94

СНИЖЕНИЕ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

М.О. Косимов[1], Т.И. Шакаров[1], У.Т. Тоштемиров[2]

[1]Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», г.Алмалык, Узбекистан.

[2]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета имени И. Каримова, г.Алмалык, Узбекистан

Освещены вопросы снижения и предотвращения экологической опасности при строительстве горных выработок подземным способом, охарактеризованы прогнозирование видов моделирования, таких как натурное, лабораторное, логическое, математическое, знаковое, а также рассмотрены методы комплексной оценки воздействия на окружающую среду при подземном строительстве.

Развитие человечества во все времена, а в последние два века особенно, во многом определялось научно-техническим прогрессом, связанным с созданием новых технологии материального производства, направленных на удовлетворение потребностей человека, все возрастающих по мере выхода на новые уровни материального благополучия. Ущерб, наносимый природной сфере от производственной деятельности и планирование безопасной жизнедеятельности становиться глобальной проблемой для человечества.

Подземное строительство характеризуется целым рядом специфических особенностей, определяемых природными и техногенными условиями, при которых ведутся строительство, эксплуатация и поддержание подземных объектов.

Подземное строительство оказывает воздействия на окружающую среду, вызывая в ней те или иные изменения, угрожающие здоровью и жизнедеятельности людей и приводящие к негативным преобразованиям экологической системы Земли в целом.

Кроме того, подземное строительство в настоящее время характеризуется тенденцией постоянного усложнения горно-геологических условий, обусловливающих необходимость использования специальных способов строительства и поддержания выработок в рабочем состоянии (1).

Так как система «подземное сооружение - породный массив» является чрезвычайно сложным комплексом, быстро реагирующим на любое изменение в одном из элементов системы, возможна ситуация, при которой определенное сочетание природных и техногенных факторов может привести к аварии в подземном сооружении.

А в а р и я - внезапное, общее или частичное повреждение оборудования, горных выработок, сооружений, различных устройств, сопровождающееся длительным нарушением производственного процесса, работы участка или предприятия, сооружения в целом. Аварии всегда связаны с экономическими убытками; в некоторых случаях сопровождаются травмами людей.

Под действием взрыва порода претерпевает различные виды остаточных деформаций: от пластических до полного разрушения и образования микротрещин. При строительстве промышленных объектов известны случаи, когда вредное сейсмическое действие взрыва не проявляется сразу после взрывных работ. При этом в зону сейсмического очага взрыва может попадать часть зданий или сооружений. Поскольку

в этой зоне всегда происходят остаточные деформации, со временем под действием атмосферных осадков и статических нагрузок возможны просадки грунта под фундаментами. В таких случаях деформации в стенках зданий или сооружений могут быть весьма похожи на деформации при просадке грунта.

При взрывах в *подземных условиях* вредному действию сейсмических волн подвергаются в первую очередь подземные горные выработки, попадающие в зону сейсмического очага взрыва. В результате неизбежно

возникают деформации. Недостаточное внимание мерам обеспечения устойчивости выработок и отсутствие должного контроля приводят к отслоениям заколов и обрушениям выработок.

Санитарно-гигиеническое состояние окружающей среды нормируется установлением предельно допустимых концентраций (ПДК) вредных веществ, ориентировочных безопасных уровней воздействия (ОБУВ), ориентировочных допустимых норм (ОДУ), предельно допустимого сброса вредных веществ в водный объем, санитарных правил и норм и т.п.

Перечисленные нормативы открывают практические возможности для оценки санитарно-гигиенического состояния среды при строительстве и эксплуатации любого промышленного объекта и перспективы оптимизации техногенной деятельности.

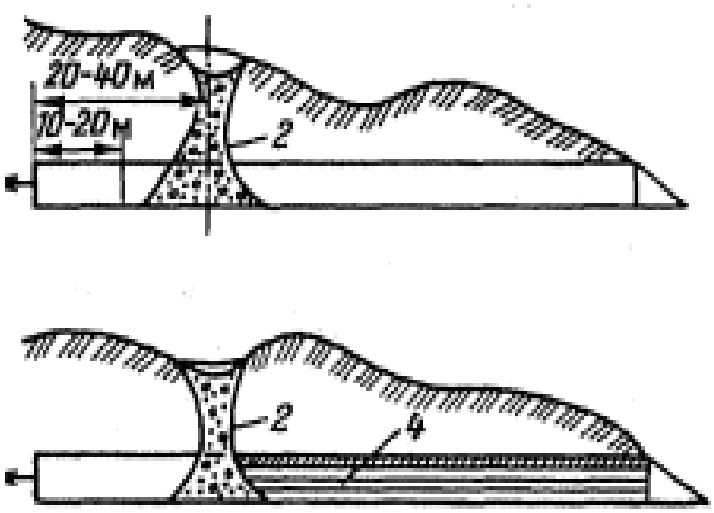


Рисунок 1 – Схемы обрушения породы в строящемся подземном сооружении: 1 - забой; 2 - вывал породы; 3 - сбросовая зона; 4 - обделка тоннеля; вверу - обрушение в призабойной зоне; внизу - обрушение в плоскости переднего торца обделки.

П р о г н о з и р о в а н и е занимает важное место в практике подземного строительства и является конечной целью проведения всех видов полевых, лабораторных и камеральных изысканий.

И н ж е н е р н о - г е о л о г и ч е с к и й п р о г н о з - это предсказание места, интенсивности и сроков изменения геологической среды под влиянием горно-строительной или хозяйственной деятельности человека. Получение достоверного инженерно-геологического прогноза невозможно без учета конкретных техногенных факторов, действующих на изучаемой территории.

Инженерно-геологические прогнозы при проектировании и строительстве подземных сооружений имеют ряд особенностей по сравнению с другими видами техногенного воздействия на природу. Эти особенности связаны главным образом с ограниченностью объемов изысканий и получаемой информации. В этих условиях к прогнозируемым параметрам относятся состав и свойства породы, гидрогеологические условия по трассе подземного объекта, возможности развития неблагоприятных геологических процессов (горное давление, пучение пород, прорывы воды, плывунов и газа, изменение температурных условий и др.).

Из-за сложности и взаимосвязанности процессов, развивающихся между подземными объектами и окружающей средой, не все они поддаются точным прогнозам: для большинства из них возможна лишь оценка качественных изменений.

Массовое нарушение земель горно-добывающими отраслями промышленности в мире относится к числу все возрастающих с течением времени экологических проблем. Во многом это связано с тем, что не во всем мире охране окружающей среды традиционно не уделялось достаточного внимания. В результате практически во всех горно-добывающих отраслях, за последние годы накопились сложные экологические проблемы, решение которых постоянно отодвигается.

Основное антропогенное воздействие оказывают твердые отходы и нарушенные земли в районах добычи полезного ископаемого, прежде всего открытых разработок.

Поскольку нарушенные земли и соответствующие трудности их восстановления представляют собой проблему не отдельной страны, существует безотлагательная потребность не только в межотраслевом и межрегиональном, но и международном сотрудничестве в области восстановления и повторного использования нарушенных земель.

Программа научных исследований в этой области должна быть разработана в полном соответствии с международной, в кооперации с горно-добывающими странами мира.

Такой научный системный подход должен стать важным ресурсом в структуре преобразования экономик стран. Такая работа, направленная на защиту охране окружающей среды и восстановления нарушенных земель заслуживает необходимой финансовой поддержки со стороны мирового сообщества.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Б.С. Мастрюков и др. Безопасность жизнедеятельности. –М., «Академия», 2012. -304 с.

2 А.Г. Ветошкин. Теоретические основы защиты окружающей среды. –М. :Высш. Шк., 2008. -397 с.

3 Умнов А.Е. Охрана природы и недр в горной промышленности. - М.: Недра, 1987.

4 Храпов В.Г., Демешко Е.А., Наумов С.Н. Тоннели и метрополитены. - М.: Транспорт, 1989.

5 Шахтное и подземное строительство: Учеб. для вузов. Б.А. Картозия и др. -- М.: Изд-во АГН, 1999. - Т. I, II.

6 Экология, охрана природы и экологическая безопасность: Учеб. пособие для вузов / Под общ. ред. В.И. Данилова-Данильяна. - М.: МНЭПУ, 1997.

7 Ю.Л. Хотунцев. Экология и экологическая безопасность. –М: «Академия», 2004. -480 с.

8 Реструктуризация угольной прмышленности (Теория. Опыт. Программы. Прогноз)/Ю.Н.Малышев, и др. – М.1996.

9 Каплунов Ю.В. и др. Эколого-экономическая оценкр деятельности предприятий угольной промышленности России. – М. Изд.АГН, 1996.

10 Станкус В.М., Баранник Л.П. Рекультивация нарушенных земель как ноосферная технология. //Уголь. - 1997. - №1

Код МРНТИ 52.13.23

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

У.Т. Тоштемиров[1]., М.О. Косимов[2]., Т.И. Шакаров[2]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета имени И. Каримова, г.Алмалык, Узбекистан

[2]Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», г.Алмалык, Узбекистан.

Установка анкерных горных крепей является одним из самых долговечных и надёжных способов поддержки горных массивов — за счёт высокой несущей способности. Анкерная крепь — это система анкеров, закреплённых в шпурах и расположенных по определённой сетке. Сами по себе анкеры представлены в виде прута или стержня с гайкой и демпфирующей шайбой.

«Обработке» подвергается каждый забой шахты или рудника. Важно, что перед началом работ участок необходимо привести в безопасное состояние. Кровлю выработки обстукивают, чтобы обнаружить отслоившиеся породы, бурение в которых недопустимо. Затем в кровле пробуривают шпуры под анкерную крепь, в отверстия заводится клей, который затягивают гайкой и шайбой. Замок анкера прочно закрепляется в породах, окружающих выработку. Благодаря поддерживающим элементам породы кровли как бы сшиваются, за счёт чего происходит упрочнение массива пород и повышение его устойчивости. Для большей эффективности борта и кровля анкерных крепей обрабатываются специальными составами, которые сдерживают поступление кислорода в пласты горных пород.

Все многообразие конструкций анкеров можно систематизировать следующим образом:

1. По материалу анкеров − дерево, металл, железобетон, полимеры, резина и др.
2. По типу стержня − жесткие, гибкие.
3. По виду замка − однозамковые, двухзамковые, многозамковые и беззамковые.
4. По типу замка − клиновые, клинощелевые, распорные, винтовые.
5. По способу закрепления − механический, химический, взрывной, растворами.
6. По числу стержней − одностержневые, двухстержневые, многостержневые.
7. По типу опорных элементов − со сферической, плоской, фигурной шайбой и др.

В настоящее время применяют металлические, железобетонные, деревянные и сталеполимерные анкеры. Анкер состоит из каната арматурного, муфты, гайки, трубки жёсткости и проволочного шнека. Выпускается различной длины. Область применения:

1. Крепление капитальных и подготовительных подземных горных выработок, а так же их сопряжений, в том числе монтажных и демонтажных камер, сопряжений лавы с подготовительными выработками без использования мехкрепи сопряжения, сохраняемых выработок и т.д.

2. Является эффективным для крепления выработок в следующих горно-геологических условиях:

- массивы с высокими геодинамическими и тектоническими напряжениями;
- зоны ПГД под целиками и краевыми частями на сближенных пластах;
- горные выработки, ранее закреплённые анкерной или рамной крепью.

3. Бесфундаментный монтаж технических средств, в том числе станций ленточных и скребковых конвейеров, насосов и пр.

Подробные сведения об анкерах, их конструкции и способах закрепления имеются в многочисленной литературе, посвященной применению такого вида крепления [1,2,3,4,5,6,7].

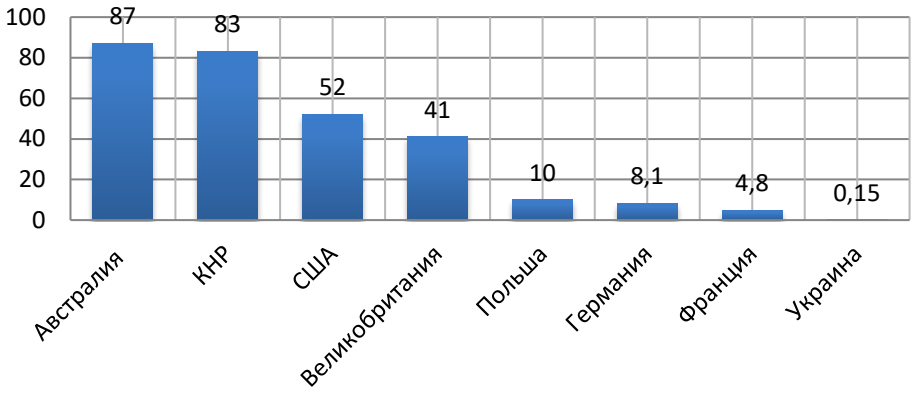


Рисунок 1 – Доля выработок, закрепленных анкерной крепью.

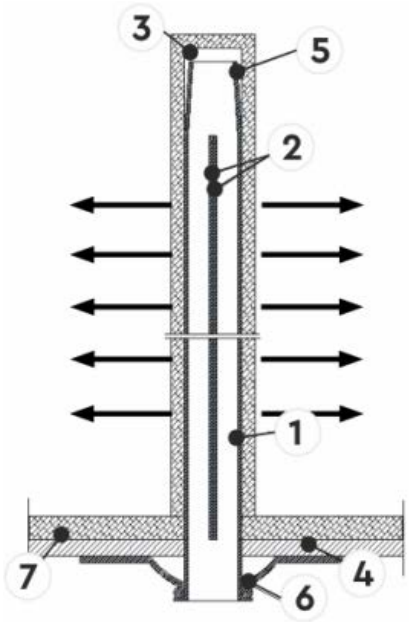


Рисунок 2 – АТФ, установленный в шпур: 1 - стержень анкера; 2 - распирающие грани; 3 - шпур; 4 - опорная шайба АТФ; 5 - конический конец анкера; 6 - хвостовая часть анкера; 7 - массив горных пород.

В последние годы все большее распространение получает анкерная крепь [8]. Доля использования этой крепи в некоторых странах приведена на рис.2. Так в США в 1951 году 450 шахт использовали анкерную крепь, ею было закреплено более 35% всех горных выработок, а в 1991 г. – свыше 50%. Она также занимает господствующие положение и в горнорудной промышленности.

Процесс установки композитных анкеров отличается быстротой и удобством. Все мероприятия по их монтажу осуществляются в следующей последовательности:

1. Выполняется бурение шпура.
2. С помощью анкероустановщика или вручную в шпур вводятся специальные ампулы с минеральной или полиэфирной композицией.
3. Анкер закрепляется в шпуре, предварительно оснащенный гайкой и опорной шайбой.
4. После затвердения состава ампулы гайка анкерного стержня дотягивается до необходимых показателей, чтобы создалось первичное натяжение.

Крепь анкерная трубчатая фрикционная АТФ применяется для крепления бортов и кровли горных выработок шахт и рудников. Принцип действия анкерной крепи с фрикционным закреплением основан на установке фрикционного анкера определенного диаметра в шпур с меньшим диаметром. При этом стержень анкера сжимается, что приводит к появлению распорного усилия стенок стержня анкера на стенки шпура. При последующем нагружении анкера он удерживается в шпуре за счет силы трения между анкером и породой.

В результате выполненных мероприятий композитный анкер становится готовым к нанесению нагрузок. Его можно с одинаковым успехом применять для горных выработок в рудниках и шахтах. Анкерная крепь имеет большие экономические преимущества по сравнению с обычными видами крепи. Экономия в основном достигается за счет сокращения затрат на крепежные материалы, доставку и возведение крепи и за счет уменьшения затрат на выемку и транспортировку горной массы. Применение анкеров в сочетании с другими видами крепи также дает значительный экономический эффект.

а) б)

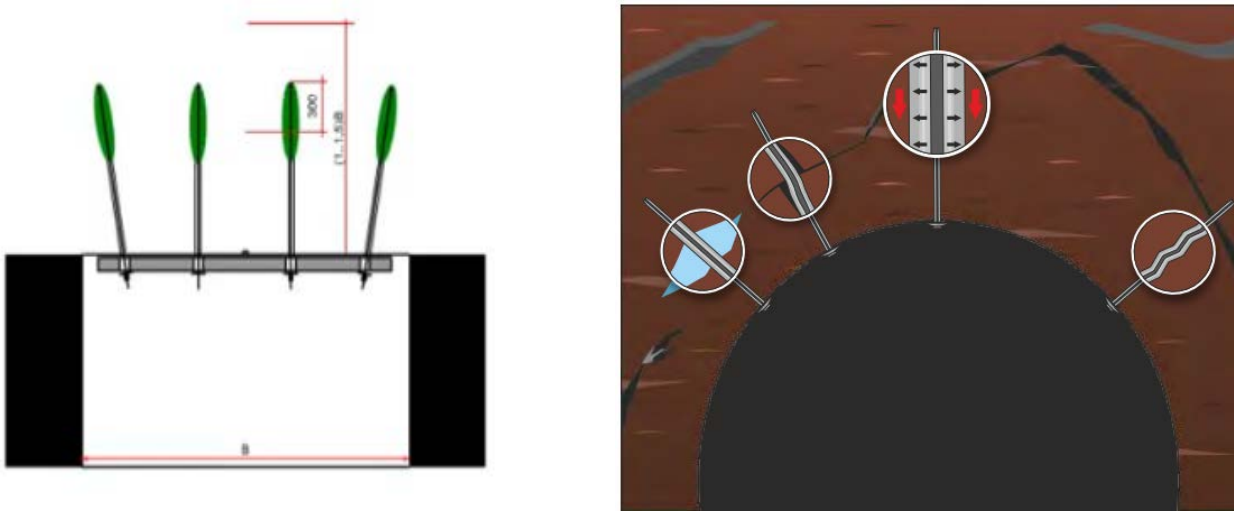


Рисунок 3 – а,б. Работа анкерной трубчатой фрикционной крепи

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Быков А.В. Анализ конструкции крепей и пути их совершенствования // Шахтное строительство. 1981; №9. С. 7-9.

2 Гелескул М.Н., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных горных выработок. М.: Недра; 1982; С. 479

3 Худойназаров Х.Х., Каримов М.Б. Деформация полупространства ослабленного глубокой цилиндрической выработкой Узб. журнал Проблемы механики, 2003, №2. -С.56-60.

4 Shamayev, M. K., Toshtemirov, U. T., Alimov, S. M., Melnikova, T. E., Berdiyeva, D. K., & Ismatullayev, N. A. (2022). Determination of the Installation Density of Anchors in the Walls of a Working with a Quadrangular Cross Section. *Child Studies in Asia-Pacific Contexts*, *12*(1), 362-367.

5 Toshtemirov, U. T. (2021). Современные методы оценки устойчивости пород и расчета анкерной и набрызг-бетонной крепей горных выработок. *Scienceweb academic papers collection*.

6 Еременко В. А. и др. Разработка инструкции по выбору типа и параметров крепи выработок рудников Талнаха на основе количественной оценки состояния массива горных пород //Горный журнал. – 2018. – №. 10. – С. 101-106.

ҒТАМР 52.13.17

АШЫҚ ТАУ-КЕН ӨНДІРІСІНДЕ ДАЙЫНДАЛҒАН ҚОРЛАРДЫҢ НОРМАТИВТЕРІН НАҚТЫЛАУ

А. Б. Сайдуллаев, Е.Қ.Талқанбаев, Б.Б.Жумадилдаев

М.Х. Дулати атындағы Тараз өңірлік университеті, Тараз қ., Қазақстан

Қатты пайдалы қазбалардың (ҚПҚ) кен орындарын игерудің жобалық құжаттамасын жасау кезінде қаржылық-экономикалық үлгіні есептеудің негізгі сәттерінің бірі дайындалған, ашылған және қазуға дайын қорлар нормативтерінің техникалық-экономикалық негіздемесі болып табылады. Тау-кен жұмыстарының салыстырмалы түрде төмен рентабельділігімен және кендердегі пайдалы құрамдас бөлігінің құнымен және төмен қозғалғыштығы бар тау-кен жабдықтарымен игерілген кен орындарының құнымен жаңа кен орындарына қатысты. Жобаларды құрастыру кезінде Қазақстан Республикасы Төтенше жағдайларды және өнеркәсіптік қауіпсіздікті мемлекеттік бақылау комитетінің 2013 жылғы 19 қыркүйектегі № 42 бұйрығымен бекітілген «Тау-кен өндіру кәсіпорындарын технологиялық жобалау бойынша әдістемелік ұсынымдарда» келтірілген есептеулер қолданылуы міндетті болып табылады.

Ең жиі кездесетін жағдайларды қарастырайық. Тау-кен массасының жылдық өнімділігі 2,5 млн $м^3$ немесе одан да көп, сондай-ақ электрмен жабдықтау саласында бұрыннан қалыптасқан, дамыған инфрақұрылымы бар коллекторлық кен орындарын игеруді басқаратын карьерлер үшін электрмен жұмыс істейтін экскаваторлар неғұрлым оңтайлы болып табылады.

Көптеген кен орындарда 10 $м^3$ немесе одан да көп шөміш көлемі бар ЭКГ-10 және ЭКГ-12,5 типті электр жетегіндегі «тік күректі» экскаваторларын пайдалана отырып игерілуде. Бұл жабдықтың осы түрінің жоғары өнімділігімен, қазудың салыстырмалы түрде төмен құнына байланысты. Жер қазу құнын әр түрлі экскаваторлармен (дизельдік отынмен және электр қуатымен жұмыс істейтін) салыстыру бұл жағдайда қарастырылмайды, өйткені есептеу

дұрыс болмайды. Бұл үшін қызмет көрсету құнын, жабдық, стандартталған материалдар және әрбір нақты жағдайға қойылатын техникалық талаптар ескеру қажет болады.

Ең жиі кездесетін жағдайларды қарастырайық және негізгі тау-кен жабдықтары ретінде стандартты жұмыс жабдығы бар ең көп таралған ЭКГ-10 және ЭКГ-12,5 экскаваторларын қабылдаймыз.

ЭКГ-10 экскаваторына арналған жұмыстардың ең аз ұзындығы, шелек көлемі 10 м^3, 600 метрді құрайды. ЭКГ-12,5 үшін жұмыс майданының ең аз ұзындығы кемінде 700 метр болуы тиіс. Сол ұсыныстарға сәйкес, жұмыстардың алдыңғы жағы экскавацияға дайындалған тау жыныстарынан тұруы керек. Кертпелердің әртүрлі биіктіктерінде, жарылатын блоктың геометриялық өлшемдерінде және көбінесе 50÷65 метрлік экскаваторлық кіреберістің енінде қазуға дайындалған тау массасының көлемі кең шектерде өзгереді және олардың орташа мәндері 1-кестеде келтірілген [1,2].

Кесте 1 – Экскавацияға дайындалған тау массасының көлемі.

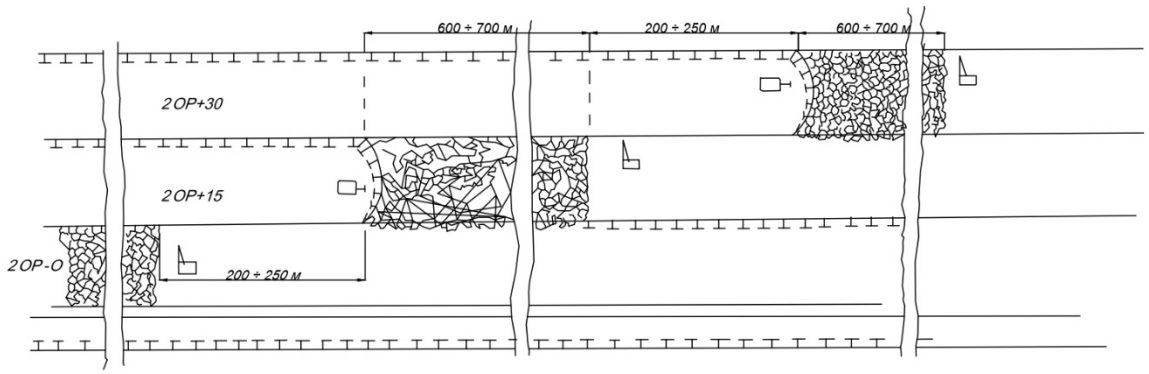
Атауы	Өлшем бірлігі	ЭКГ-10 өңделетін қырдың биіктігінде			ЭКГ-12,5 өңделетін кертпе биіктікте		
		5 м	**10 м**	**15 м**	**5 м**	**10 м**	**15 м**
Жұмыс алаңының ұзындығы	м	600	600	600	700	700	700
Жұмыс алаңының ең аз ені	м	49,5	49,5	49,5	53	53	53
Жарылатын блоктың ені	м	60	60	60	60	60	60
Қазуға дайындалған тау массасының көлемі	мың м^3	180	360	540	210	420	630
ЭКГ орташа айлық өнімділігі	мың м^3	80	90	100	100	110	125
Қазуға дайындалған тау массасының қоры	айы	2,3	4	5,4	2,1	4,2	5

Әрі қарай есептеу үшін экскаваторлардың максималды өнімділігі 15 метр биіктікте болатын жұмыс жағдайындағы мәндер қабылданады. Қазбаға дайындалған қорлардың орташа құны 5 айды құрайды.

Есептеулер бойынша әрбір экскаваторды горизонттармен қамтамасыз ету үшін 5–5,5 айлық қор көлемінде жарылған тау-кен массасының қорын жасау қажет. Жұмыс алаңдарының енін ұлғайту арқылы (кесілген траншеялар және т.б.) ашылмаған қорлар көлемі экскаватордың айына 6–7 өнімділігін қамтамасыз етеді. Сонымен қатар, карьердегі электр желілерінің ұзындығы артады, бұл желілерде жоғалтуларға әкеледі. Есептелген кернеудің төмендеуі 1 км-ге 0,3 кВ дейін. Тау-кен фронты стационарлық электр қосалқы станцияларынан 3 км және одан да көп қашықтықта болған кезде қосалқы станцияларды қосымша салу қажеттілігі туындайды, бұл күрделі шығындардың және пайдалану персоналының санының өсуіне әкеледі [3].

Тау массасын тасымалдау үшін экскаваторлардың осы түрлерін пайдаланған кезде БелАЗ-75131 немесе CAT-777 сияқты жүк көтергіштігі 90-150 тонна тау-кен автосамосвалдарын қолданған дұрыс.

Карьердегі тау-кен жабдықтарының шамамен схемасы 1-суретте көрсетілген.



Сурет 1 – Карьердегі тау-кен жабдықтарының орналасу схемасы.

Орналасу схемасы бойынша әртүрлі горизонттарда жұмыс істейтін экскаваторлардың орташа қашықтығы 800÷900 метрді құрайды, оның 600÷700 метрі жарылған жыныс массасына және 200÷250 метр бұрғылау блогына тиесілі. Бұл опциямен қашықтықты азайту бұрғыланатын блоктың геометриялық өлшемдерін азайту арқылы мүмкін болады, бұл жарылыс кезеңінде экскаватордың «бос» жұмыс істеуіне байланысты тоқтап қалудың артуына әкеледі, өйткені өнеркәсіптік стандартқа сәйкес жабдық үшін ең аз рұқсат етілген қашықтық. қауіпсіздік талаптары, кем дегенде 150 метр.

1 м^3 тау-кен массасын бұрғылауға, жаруға, экскавациялауға және автокөлікпен әкетуге жұмсалған шығындар көбінесе карьердің тау-кен техникалық параметрлеріне (геологиялық жағдайлар,карьердің тереңдігі және тасымалдау қашықтығы, т.б.) байланысты болады, жұмысты ұйымдастыру схемалары орта есеппен 1300÷1500 теңгені құрайды, оның ішінде жоспарлау жұмыстары мен БЖЖ-на арналған жиынтық шығындар, қабылданған технологияға байланысты - 360÷480 тг/м^3, бұл жалпы өндіріс шығындарының 30% құрайды [3,4].

Шығындар құрылымы 2-кестеде келтірілген.

Кесте 2 – Тау-кен жұмыстарын ашық тәсілмен жүргізу кезінде тау-кен массасын дайындауға, экскавациялауға және әкетуге арналған шығындардың құрылымы.

№ п/п	Шығындар баптарының атауы	Жалпы шығындардың % *	Ескерту
1.	Жоспарлау жұмыстары	5	
2.	Бұрғылау жұмыстары	10	Қайталама ұсақтау шығындарын қоса
3.	Жарылыс жұмыстары	15	
4.	Жарылған тау массасын экскавациялау	35	
5.	Тау-кен массасын автокөлікпен тасымалдау	35	Жүк көтергіштігі 90-150 тн ауыр жүк автосамосвалдарын пайдаланған кезде
	Барлығы:	100	

Ескертпе: * - көпжылдық бақылаулар бойынша қабылданды.

Тау-кен массасын экскавацияға дайындауға арналған шығындар (жоспарлау +БЖЖ) оны экскавациялау мен тасымалдау басталғанға дейін кемінде 5 ай бұрын жүргізіледі. Бухгалтерлік есеп талаптарына сәйкес 3 айдан астам қозғалыссыз тауарлық-материалдық құндылықтар өтімді емес болып табылады. Яғни, экскавацияға дайын тау массасының кемінде 2 айлық көлеміне "өтімді емес" ұғымы қолданылады. Тау-кен жұмыстары өз қаражатына жүргізіліп жатқандығын ескере отырып, бұл көлемді дайындау шығындары үнемі "мұздатылған" күйде болады және кен орнын игеру аяқталғаннан кейін ғана өтеледі. 2019 жылға бекітілген Қазақстан Республикасы Ұлттық Банкінің қайта қаржыландыру мөлшерлемесі 9,25% құрайды. Ай сайын аяқталмаған өндіріс ретінде ауысатын және шығындарды есептен шығару кезінде қозғалысы жоқ экскавацияға дайындалған тау массасының орташа көлемі ЭКГ-10 үшін - 200,0 мың $м^3$, ЭКГ-12,5 үшін - 250,0 мың $м^3$ құрайды. Ақшалай түрде бұл:

ЭКГ-10 үшін - 200 000 $м^3$ х 420 тг/$м^3$ х (9,25% /100) = 7 770 мың тг.

ЭКГ -12,5 үшін - 250 000 $м^3$ х 420 тг / $м^3$ х (9,25% /100) = 9 712,5 мың тг.

мұндағы: 420 тг/$м^3$ – тау массасын экскавацияға дайындауға жұмсалатын шығындардың орташа мөлшері.

Шығындарды оңтайландыру мақсатында жаңадан жобаланатын кен орындарында дайындалған, ашылған және өндіруге дайын қорлардың нормативтерін есептеу және негіздеу кезінде басқа тәсіл ұсынылады.

Кез келген қатты пайдалы қазбалар кен орындарын игерудің негізгі талаптары өнеркәсіптік қауіпсіздік талаптарын сақтау, қоршаған ортаны қорғау, жер қойнауын кешенді және ұтымды пайдалану, экономикалық негізділік болып табылады.

Ұсынылып отырған тәсіл жарылыс және тау-кен жұмыстарын жүргізу кезінде өнеркәсіптік қауіпсіздік талаптарының басым болуына және қорларды 3 айдан аспайтын көлемде қалдырудың орындылығына негізделген. Бұл ретте қоршаған ортаға әсер ету қарқындылығының артуы байқалмайды, қоршаған ортаны қорғау және жер қойнауын ұтымды пайдалану талаптары толығымен орындалады.

Экскаватордың теориялық өнімділігін есептеу кезінде ұйымдастырушылық-техникалық іс-шараларды орындауға арналған үзілістерге жарылыс жұмыстарын жүргізуге арналған үзілістер кіреді, олар орташа есеппен айына 6 ауысымды құрайды. Бұрғылау-жару объектісі тоқтаған кезде, экскаватор жарылғыш блокты зарядтау басталғанға дейін қауіпсіз жерге шығарылуы керек, электр желілерін ажырату, бөлшектеу және қауіпті аймақтан тыс жерге қойылуы керек. Жарылыс жұмыстары аяқталғаннан кейін бұл жұмыстар кері тәртіпте жүргізіледі. БЖЖ-ы кезінде экскаватордың орташа жұмыс уақыты тәулік ішінде 8÷10 сағатты құрайды. Экскаватор қуаттарының резерві болған жағдайда, экскаваторды тоқтату бұл уақытта маңызды емес, өйткені босатылған технологиялық автосамосвалдар басқа учаскелерде және горизонттарда жұмыс істейді. Резерв болмаған жағдайда қарапайым технологиялық автокөлікке де қолданылады.

Дайындалған қорлардың нормативтері 10 $м^3$ шөміш көлемі бар экскаваторлар үшін 250 метрге және 10 $м^3$ шөміш көлемі бар экскаваторлар үшін 300 метрге дейін төмендеген кезде, сондай-ақ жобалық экскаватордан төмендегі горизонт бойынша жарылыс жұмыстарын жүргізу орнына дейін "қалқымалы" қашықтықты қосымша енгізу кезінде, бірақ 150 метрден кем емес жұмыс уақытының құрылымы өзгереді. Тау-кен массасының жекелеген бөліктерінің ұшуы және жабдықтар үшін соққы ауа толқынының әсері бойынша ең аз рұқсат етілген арақашықтық есептеу бойынша және нақты жағдайларды ескере отырып айқындалады, бірақ кемінде 150 метр болуы тиіс.

Тау-кен жұмыстарын жүргізу кезінде жабдықтар арасындағы қашықтықты шектейтін негізгі факторлар жарылыс жұмыстарын жүргізу кезінде қауіпсіз жерде болуы керек. Тау-кен жабдықтары үшін қауіпсіз жердегі тау-кен массасының жекелеген бөліктерінің ұшуы және соққы толқынының әрекеті бойынша анықталады. Жылжымалы жабдықтар үшін сейсмикалық әсер ету қашықтығы анықталмайды. Жарылатын блогының жарылу көлемі, онда оңтайлы қауіпсіз қашықтық қамтамасыз етіледі және 40÷50 мың $м^3$ құрайды [4]. Бұл жағдайда БЖЖ кезеңіндегі экскаватордың негізгі аялдамалары:

- жұмыс горизонт бойынша жаппай жарылысты жүргізу кезеңіне тоқтау-айына 3 рет 1,5-2 сағаттан, қызмет көрсетуші персоналды қауіпті аймақтан тыс шығаруға байланысты. Экскаватор жарылыс алдында кенжардан 20-30 метрге қауіпсіз жерге қойылады;

- жарылатын блоктың қауіпті аймағы арқылы технологиялық автокөліктің қозғалысын шектеуге байланысты, негізгі көкжиек бойынша жаппай жарылысты жүргізу кезеңінде - айына 3 рет 8 сағаттан тоқтату және осы уақытта жабдыққа профилактикалық жөндеу жүргізуге болады;

- тау массасының габаритті емес бөліктерін екінші рет жару уақытына тоқтату-айына 2 рет 1,5-2 сағаттан.

Барлығы 34÷36 сағат немесе 4,5 ауысым, оның ішінде 3 ауысым жөндеу жұмыстарымен байланысты болуы мүмкін.

Қосымша уақыт есебінен (1÷1,5 ауысым), экскаватордың өнімділігі артады (айына 1,2÷1,8 мың $м^3$), ал жарылыс жұмыстарын жүргізу кезеңінде мәжбүрлі толық ауысымдық аялдама кезінде экскаваторға техникалық қызмет көрсету жұмыстарын жүргізу есебінен жұмыс уақытына тағы 1,5÷2 ауысым қосылады, олар пайдаланылуы мүмкін басқа уақыт. Экскаваторлардың жалпы өнімділігі айына 2,5÷4 мың $м^3$ дейін артады [5].

Тау массасын экскавациялау кезінде пайда болған және қайталама ұсақтауға жататын тау массасының габаритті емес бөліктері бұл ретте тау массасынан ашылған алаңға қойылады және айына екі рет ұсақтауға жатады. Габаритті емес бөліктердің орташа шығымы 3% - ға дейін болғанда, қайталама ұсақтаудың орташа айлық көлемі ЭКГ-10 - 3,0 мың $м^3$, ЭКГ-12,5 - 3,75 мың $м^3$ құрайды. Ұсақталғаннан кейін экскаватор бортты аршып, ұсақталған габаритті жөнелтеді. Бұл ретте экскаватордың кері аралығы 150 метрден аспайды.

Жоғарыда айтылғандардың негізінде экскаваторлар үшін дайындалған қорлардың ең төменгі нормативін 250 метрге дейін төмендету және нормативтік құжаттамаға қажетті өзгерістер енгізу ұсынылады, бұл кен орындарын игеруге кететін шығындарды азайтуға және экскаваторлардың есептік өнімділігін 2-4% - ға арттыруға мүмкіндік береді.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Рақышев Б. Карьер алаңдарын ашу және ашық игеру жүйелері: Оқулық. – Алматы, 2013. – 304 б.

2 Цой С. Тау-кен кәсіпорындарын жобалау негіздері [Мәтін]: Оқулық / С. Цой, С.Т. Рүстемов. - Алматы: ЖШС Экономика, 2013. – 256 б.

3 Ильмухамедов Т.Г. Кен қазбаларын жүргізу технологиясы [Мәтін]: оқулық / Т.Г. Ильмухамедов. - Алматы: Эверо, 2017. - 283 б.

4 Секисов Г.В., Алексеев В.С. Проектирование карьеров: Учебное пособие. / Тихоокеанский государственный университет. - Хабаровск: Изд-во Тихоокеанского гос. ун-та, 2017. – 146 с.

5 Технический регламент «Требования к безопасности процессов разработки рудных, нерудных и россыпных месторождений открытым способом». - Астана, 2009. №1939

UDC 622.281(574.32)

APPLICATION OF ANCHORING TECHNOLOGY TO REDUCE SOIL HEAVENING IN WORKINGS

V.F. Demin[1], B.R. Rakishev[2], I.D. Arystan[1], A.M. Zakharov[1], Y.A. Abeuov[1]

[1]Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan

[2]Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

Relevance

In coal deposits, rocks located in the immediate vicinity of workings are weakened by fracturing and the manifestation of plastic deformations, which leads to the formation of inelastic deformations around the workings, in which stresses are redistributed, and the stress zone moves into the rock mass. In the rock mass surrounding the development workings, in which zones of high and low stresses are formed (base pressure zone).

When maintaining excavations during operation, as a rule, work is carried out to eliminate the effects of heaving of soil rocks that occurs during plastic deformations with their squeezing into the excavation cavity under the influence of supporting rock pressure.

For different mining conditions, mining development schemes and stages of the existence of workings, the processes of heaving are different and this determines the ways to combat this phenomenon. The most commonly used method is periodic demolition of soil rocks, which leads to a disruption of the equilibrium state of the “support - zone of destroyed rocks” system, an increase in the intensity of rock deformation on the contours of excavations and an increase in displacement of the soil type. [1, 2].

To compensate for the resistance of extracted rocks, progressive technological solutions are required using a dispersed targeted load to increase the effect of counteracting the squeezing out of soil rocks. One of them is carrying out preparatory workings with strengthening of the host rocks with a system of rod and cable (rope) anchor supports, which are installed for a specific working, taking into account the mining and geological conditions of development, the nature of interaction with the rock mass at given loads and speeds deformations [3, 4].

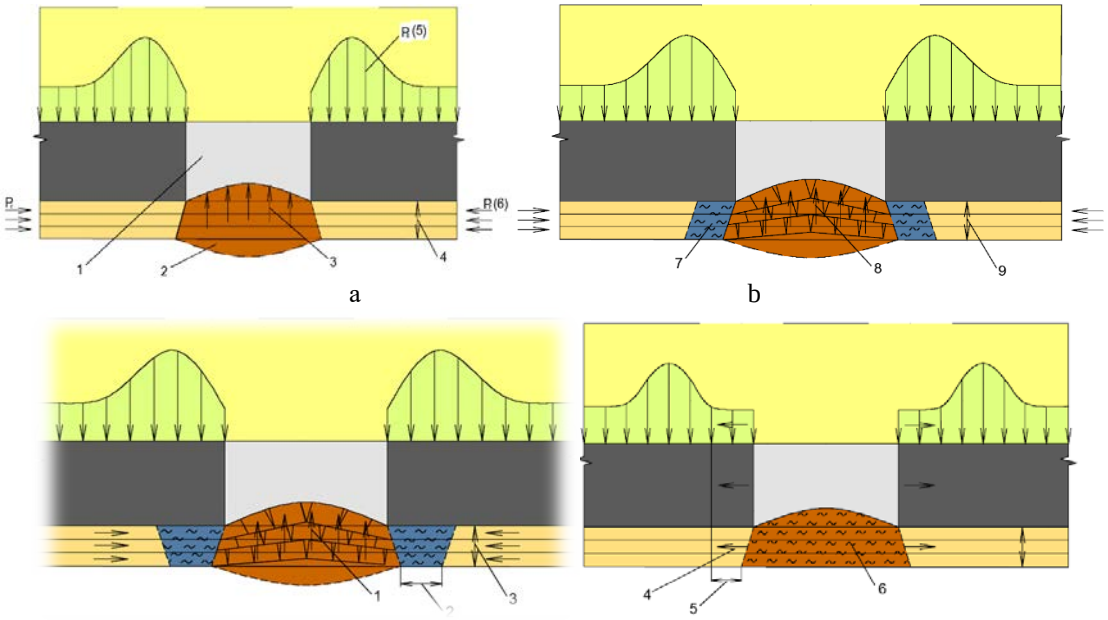
With a slight difference in the strength parameters of the rocks of the roof, sides and soil, under conditions of all-round compression, deformation of the rocks occurs along the entire perimeter of the excavation, while with an increase in their size, the tangential component of the stress tensor increases, and the displacement of the contours increases. It is necessary to differentiate between soil heaving that occurs under the influence of the stress-strain state (SSS) of the entire massif rocks around the excavation from the squeezing of rocks from under the pillars that play the role of stamps.

Heaving is most intensely manifested from the side of the soil of coal seams in preparatory workings. Rock layers of soil affected by heaving have a thickness of up to 2 - 5 m, and at the same time, the thicker the layers of weak rocks, the more intense the heaving process [5].

In preparatory workings located in the zone of influence of mining operations, as the lava approaches, an increase in the intensity of heaving is noted up to a certain maximum. As the lava recedes, the heaving intensity gradually decreases, asymptotically approaching a certain constant value. In single workings, the intensity of heaving over time is, as a rule, monotonous in nature and fades over time [6].

In the seam preparatory workings of the Karaganda coal basin, when layers of layered mudstones and siltstones occur in the soil, three stages of development of deformation processes are distinguished: stratification along the bedding surface without breaking the layered rocks (Figure 1,a); fracture of the layered rocks under the excavation into blocks in the form of multi-jointed arches (Figure 1, b); destruction of soil rocks under the sides of the excavation with squeezing them into the excavation (Figure 1, c). The nature of the change in stress in the roof of a mine opening and the decrease in the intensity of soil friction when strengthening the contours of the excavation with steel-polymer anchorage (see Figure 1, d) [7].

The general established pattern is: with an increase in the value of the volumetric weight of the roof rocks, the depth of distribution of the heaving zone in the excavation soil decreases, and an increase in the volumetric weight of the side rocks and the height of the excavation leads to an increase in the depth of distribution of the heaving zone.



1 – mine opening cavity; 2 – zone of soil rock deformation; 3 – heaving deformation of mine workings; 4 – depth of layering of excavation soil rocks; 5 – $P_в$=2kgH - vertical component of rock pressure; 6 – Pr – horizontal component of rock pressure; 7 – zone of inelastic deformations; 8 – fracture deformation; 9 – destruction zone;

a - delamination, b - destruction of layered rocks, c - destruction of rocks in the sides of the mine; d – the nature of the stress distribution when strengthening the contours of the steel-polymer anchor support (the direction and magnitude of the displacement of the zone of maximum deformations deep into the mountain range; 6 – the zone of reduced deformations in the soil rocks of the excavation

Figure 1 – Stages of development of deformation processes

Technological schemes for reducing heaving of soil rocks in workings

Technological schemes for reducing heaving of soil rocks in mine workings are used in the mines of the Karaganda coal basin to increase the stability of preparatory mine workings. Due to the effective and safe fastening of boundary rocks during mining on flat and inclined coal seams. The deformations and stresses of both lateral and soil rocks in the excavation are predominantly influenced not by ground anchors, but by lateral anchors. Below are the diagrams for anchoring the rock massif of the immediate soil. [8].

Scheme 1. Installation of ground anchors (Figure 2, a) is carried out in the soil along the sides of the mine opening in inclined holes at an angle of 20 - 40° to the vertical; their length is determined by the technical possibility of drilling (1.6, 2.4 and 2.9 m) . Anchors are installed crosswise (at right angles) into the soil layers.

The hole from the mouth to half its depth has a larger diameter and is not filled with a fixing composition (Figure 2, b). This is necessary to unload the side rocks in this area, then filling is carried out to the bottom of a hole with a diameter of 28 mm.

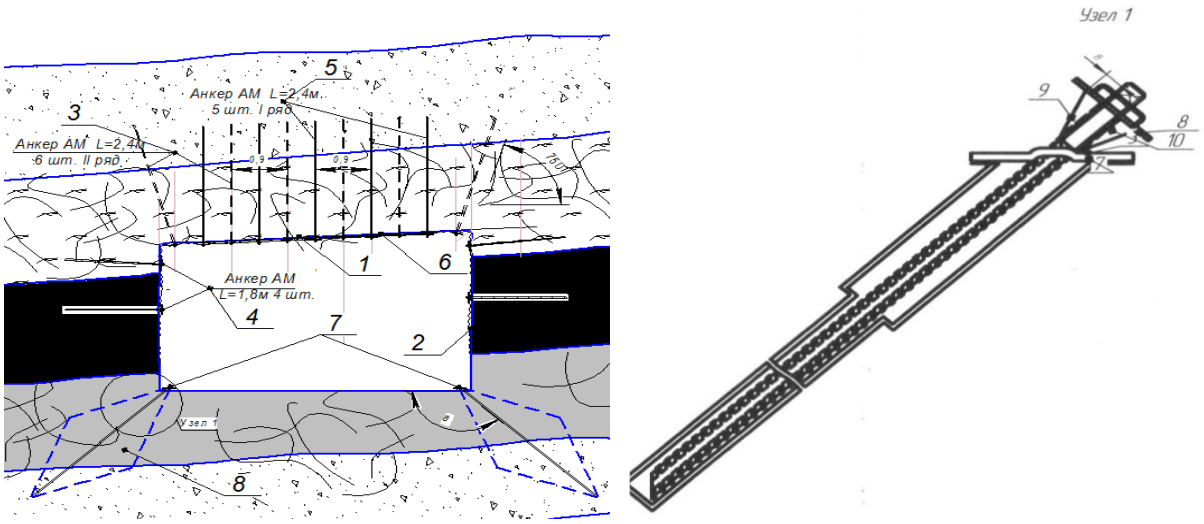


Figure 2 – Installation for fixing the soil (a) and hole design (b)

During the mining process, for the next tunneling cycle, holes are drilled in rows into the roof 1 and sides 2 of the mine. The length, diameter and installation angles of the drill holes are determined by the excavation fastening passport, as well as by the size of the holes in the metal supports. Fastening begins with the installation of the first row of six roofing steel-polymer anchors 3 (2.4 m long) and four side fiberglass anchors 4 (1.8 m long). As you move, a second row of five roofing steel-polymer anchors 5 (2.4 m long) is installed. First, a metal mesh 6 is installed under the strips. After the excavation, before the start of clearing work, and determining the thickness of the heaving layer, inclined steel-polymer anchors 7 (2.4 m long) are installed in the soil at the sides of the excavation and laid under an angle of 30 - 45° to the bedding, as they are fixed in the holes with the help of ampoules, rock blocks are formed around the anchors, interconnected by the adhesion forces of the strengthened rocks, and due to this, a load-bearing arch (strengthening contour) 8 is created to reduce compressive forces from the sides production. To ensure relief of soil rocks from stresses, holes 9 for installing anchors are drilled to a depth of 1.0 - 1.2 m with a diameter twice as large. This will disrupt the integrity of the heaving layer and slow down (eliminate) the development of longitudinal-transverse bending of the layers. The rock layers of the soil cut by a slit are relieved of horizontal stresses. To increase the load-bearing capacity and ensure the compliance of the supporting elements of the anchor, a conical spacer 10 is installed. Due to the presence of support pressure ahead of the face, the installation of anchors in the soil is carried out with an irreducible advance of the working face by an amount exceeding the length of the zone of advanced support pressure of 1.5 - 2.0 times. The length of anchors installed in the excavation soil is determined by the empirical formula:

$$L = \frac{K_Э \cdot B \cdot П}{P}, \text{ м} \qquad (1)$$

where $K_э$ – empirical coefficient (for the Karaganda coal basin is 6.75);
B – rough width of mine workings, m;
$П$ – soil heave value, m;
P – compressive strength of soil rocks, MPa.

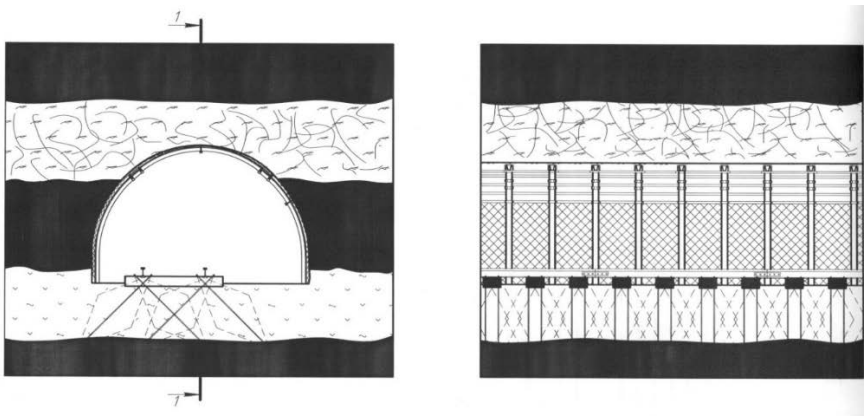
The installation step for ground anchors is recommended to be double the number of metal arch support arches per 1 linear meter of excavation.

Scheme 2. Figure 3 shows the anchoring of railway sleepers to the soil of the formation, with a cross arrangement of securing anchors.

The pattern of changes in the predicted value of heaving of soil rocks (P, mm) of the excavation from the ratio of the length of the anchors (L) and the width of the excavation (B) is described by the equation:

$$P = 1{,}22\text{-}1{,}51L/B, \text{ m} \qquad (2)$$

A pilot experiment on the installation of near-soil boundary anchors at the Kazakhstanskaya mine of the Karaganda coal basin was carried out in a conveyor mine along the upper layer of the thick D6 seam in the anti- and syncline zones of the seam at PK 104-103. The technological passport for installing ground-level edge anchors at the Kazakhstanskaya mine is shown in Figure 4.

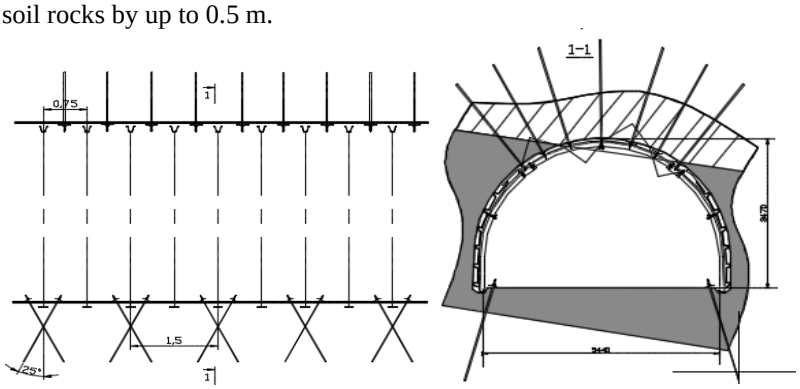


a b

a – section; b – profile

Figure 3 – Anchoring railway sleepers to the formation soil

The installation of anchors was carried out on the running and non-running sides, 0.5 m from the arch support frames. To drill holes and install anchors in the soil, three workers were involved; a SuperTurbo drilling rig of the 1st standard size with a length of 1.0 m was used (standard sizes 1.0; 1.2; 1.4; 1.6 m). We used drill bits with a length of 1.2 (two-lobe drill bit), 1.8 and 2.2 m (three-lobe drill bit), and then to speed up the work we switched to the last two standard sizes. The holes were drilled with an offset of 45° beyond the excavation contour and at 45° along the axis of the excavation. Under the holes to be drilled, a hole with a depth of 0.2–0.4 m was cleared to prevent drilling fines from getting into the hole when installing chemical ampoules. The time for drilling and installing one anchor was 8 minutes. The displacement of adjacent anchors was ensured by up to 0.1–0.2 m and their overlap in soil rocks by up to 0.5 m.



a b

a-plan; b – production profile

Figure 4 – Technological data sheet for installing near-soil boundary anchors at the Kazakhstanskaya mine

Twisted steel anchors 2.4 m long were installed on three chemical ampoules: an accelerated one 0.35 m long (hardening time 15–20 sec.) and two slow ones 0.6 m long (hardening time 3 min.), then switched to only two latest.

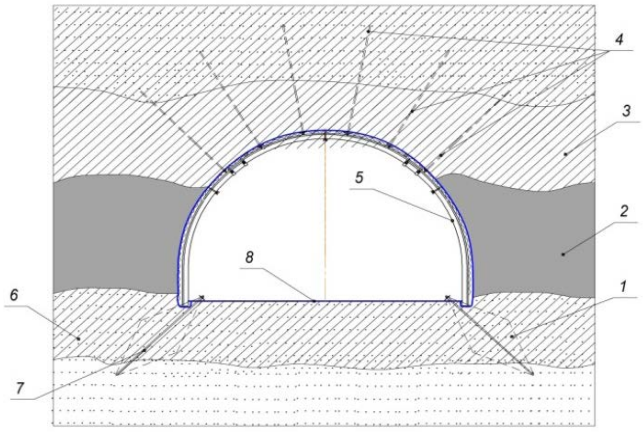
The installation of bushes from double contour ground anchors was carried out every 1.5 m along the length of the excavation.

At the mine. Kostenko of the Karaganda coal basin installed ground anchors (Figure 5) in the development face of the 4th eastern conveyor drift R4 on PK42-PK62, but only on one side of the working. The anchors were installed at an angle of 45° every 1.0 m, which led to a decrease in the convergence of the soil (by 0.6–0.7 m) and the sides of the excavation (by 0.2–0.3 m). It is recommended by the technological passport (Figure 5) to install ground anchors on both sides of the excavation together with anchoring the sides of the excavation in order to obtain greater effect.

According to the results of the experiments, a reduction in heaving of soil rocks to 0.5 m was achieved with complete neutralization of underblowing from the soil.

Conclusion

Identified patterns of changes in the stress-strain state of coal-rock massifs (displacements, stresses, crack formation zones), depending on the main mining-geological and mining-technical factors, will make it possible to establish optimal parameters for fastening soil rocks; technological schemes have been developed to reduce the heaving of soil rocks in mine workings to increase stability of preparatory mine workings. The development of new and improvement of existing technologies for effective and safe fastening of boundary rocks during mining on flat and inclined coal seams is substantiated. It has been established that the deformations and stresses of both lateral and soil rocks in the excavation are influenced not by ground anchors, but by lateral anchors.



1- Zone of fixing influence, 2- Coal seam, 3- Types of non-consecutive roofing, 4- Roof anchors,
5- Metal arch support, 6- Soil species, 7- Ground anchors, 8- Excavation soil

Figure 5 – Technological diagram with the installation of ground anchors at the mine named after Kostenko of the Karaganda coal basin

REFERENCES

1 Kuzmin S.V. Factors and classification characteristics that determine heaving / S.V. Kuzmin, I.A. Salvasser // Bulletin of Kuzbass State Technical University: Kemerovo. - 2014. - No. 3. - P. 43-44.

2 Kuzmin S.V. Search for promising methods of combating soil heaving in the workings of the mines of OJSC SUEK-Kuzbass / S.V. Kuzmin, I.A. Salvasser // Mine surveyor's bulletin: Giprotsvetmet. - 2014. - No. 3. - P. 39-43.

3 Brady B.H.G., Brown E.T. Rock Mechanics for underground mining. –Dordrecht: Kluwer Academic Publishers, 2004. - 628 p.

4 Laubscher D.H. and Jakubec J. The IRMR/MRMR Rock Mass Classification System for Jointed Rock Masses // SME. – 2000. – P. 475-481.

5 Hudson J.A., Harrison J.P. Engineering Rock Mechanics: an introduction to the principles and applications. – London: Elsevier Science, 1997.

6 Zadavin G.D. Establishment of anchor support parameters when carrying out development workings in the mines of the Karaganda basin: dissertation...candidate of science. tech. Sciences: - Karaganda: KarSTU, 25.00.22, 2008. - 130 p.

7 Demin V.F., Nemova N.A., Demina T.V., Zeitinova Sh.V. Control of geomechanical processes to increase the stability of the coal rock mass / Scientific Bulletin of NSU - Dnepropetrovsk - 2016. - No. 2. - P. 5–10.

8 Demin V.F., Nemova N.A., Demina T.V., Karataev A.D. Deformation of host rocks around mine workings depending on influencing factors - Dnepropetrovsk. Scientific and technical journal of the “National Mining University” - 2015. - No. 4 (148).–P. 35–38.

УДК 622.85:504.064

АНАЛИЗ ИСТОЧНИКОВ ВРЕДНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА И ПУТИ ИХ УМЕНЬШЕНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ

З.С. Юлдашматова
Алмалыкский филиал НИТУ МИСиС, г.Алмалык, Узбекистан

В статье рассматривается анализ потенциального вреда, наносимого различными видами карьерного транспорта на окружающую среду. Более того, предлагаются различные способы и методы снижения негативного воздействия карьерного транспорта на окружающую среду, включая оптимизацию использования топлива, разработку эффективной системы очистки выбросов и внедрение экологически устойчивых практик.

Современные горнодобывающие предприятия не могут функционировать без использования различных средств карьерного транспорта. Карьерный транспорт - это комплекс оборудования и инфраструктуры, используемых для перевозки горных материалов при открытой разработке месторождений. Однако, с ростом масштабов горнодобывающих работ по всему миру возникает необходимость в защите окружающей среды от негативного воздействия карьерного транспорта. Разнообразный ассортимент оборудования и транспортных систем неблагоприятно влияет на почву, водные ресурсы, качество воздуха, растительный и животный мир, а также на здоровье людей. Сохранение природной среды и эффективное использование природных ресурсов становятся важными экономическими

и социальными проблемами. Процесс добычи полезных ископаемых сопровождается значительным уровнем загрязнения окружающей среды.

Хорошо известно, что автомобильный транспорт карьеров является одним из основных источников загрязнения окружающей среды.

• Загрязнение воздуха: выбросы отходов при разработке карьеров и выхлопы от двигателей автомобилей могут загрязнять окружающий воздух токсичными веществами, что негативно сказывается на качестве воздуха и здоровье людей.

• Разрушение почвы: Движение крупных грузовиков и машин может вызвать компактацию почвы, уменьшая ее плодородие и способность удерживать влагу.

• Окружающая среда: Пыль, шум и вибрации, создаваемые карьерным автотранспортом, могут оказывать негативное воздействие на животный и растительный мир, включая снижение биоразнообразия.

• Водоохранные проблемы: Неправильное обращение с топливом и маслами на карьерах может привести к загрязнению водных ресурсов, включая реки и озера.

Железнодорожный транспорт более экологичен, чем автомобильный, благодаря меньшему удельному расходу топлива, широкому использованию электрической тяги и меньшей площади отчуждения земель. С другой стороны, железнодорожный транспорт в карьерах может оказывать негативное воздействие на окружающую среду в силу следующих факторов:

• Загрязнение воздуха выхлопами тепловозов. Это приводит к увеличению концентрации в воздухе оксидов азота, углерода, сажи и других вредных веществ.

• Загрязнение водных источников нефтепродуктами, тяжелыми металлами, пестицидами и другими химическими веществами, которые могут просачиваться в почву и грунтовые воды при авариях,разливах и неправильной утилизации отходов.

• Загрязнение почвы и растительности пылью, газами, жидкостями и твердыми отходами от железнодорожного транспорта и железнодорожной инфраструктуры. Это может нарушить естественный элементный баланс, снизить плодородие почвы и биоразнообразие растений.

• Может оказывать негативное влияние на здоровье и поведение животных и людей. Может вызывать стресс, беспокойство, нарушения сна, потерю слуха и другие проблемы.

Конвейерный транспорт имеет ряд преимуществ перед автомобильным или железнодорожным транспортом, таких как высокая производительность, низкая стоимость, меньшее отчуждение земель и снижение выбросов отработанных газов. Однако конвейерный транспорт также оказывает вредное воздействие на экологию карьеров, например:

• Загрязнение воздуха пылью, которая поднимается при движении конвейера и разгрузке материалов. Пыль может содержать токсичные вещества, такие как тяжелые металлы, сера, азот и другие элементы. Пыль может проникать в дыхательные пути человека и животных, вызывать аллергии, бронхит, астму и другие заболевания.

• Загрязнение водных источников сточными водами, которые образуются при мытье конвейеров или при дождях. Сточные воды могут содержать нефтепродукты, химические реагенты, пестициды и другие опасные вещества, которые могут проникать в почву и грунтовые воды. Это может привести к снижению качества питьевой воды, снижению биоразнообразия водных организмов и нарушению гидрологического режима.

• Загрязнение почвы и растительности отходами конвейерного транспорта, такими как изношенные ленты, тросы, ролики, шкивы и другие детали. Отходы конвейерного транспорта могут содержать полимеры, резину, металлы и другие материалы, которые могут разлагаться долгое время и выделять вредные вещества. Это может нарушать естественный баланс элементов, снижать плодородие почвы и биоразнообразие растений.

• Шум и вибрация от работы конвейерного транспорта, которые могут негативно влиять на здоровье и поведение человека и животных. Шум и вибрация могут вызывать стресс, беспокойство, нарушение сна, снижение слуха и другие проблемы.

Пути уменьшения вредного воздействия

Существует несколько способов уменьшить влияние ДВС на экологию,например:

• Использовать более эффективные и экологичные виды топлива, такие как сжиженный природный газ (LNG), биотопливо или водород.

• Улучшить конструкцию и настройку ДВС, чтобы повысить их эффективность, снизить расход топлива и уменьшить выбросы.

• Переходить на более экологичные виды транспорта, такие как электромобили, гибридные автомобили, велосипеды или общественный транспорт. Например, гибридные автомобили имеют два типа двигателей: электрический и ДВС. Электрический двигатель питает автомобиль при низкой скорости или при остановке, а ДВС включается при высокой скорости или при необходимости зарядки аккумуляторов.

• Соблюдать правила экономичной езды, такие как избегать частого торможения и разгона, поддерживать оптимальную скорость, проверять давление в шинах и своевременно менять масло и фильтры.

Для уменьшения влияния конвейерного транспорта на экологию необходимо принимать различные меры по предотвращению, контролю и устранению загрязнений. Например:

• Использовать более экологичные виды конвейеров, такие как закрытые ленточные конвейеры или аэроконвейеры . Закрытые ленточные конвейеры имеют специальную оболочку, которая предотвращает подъем пыли и утечку материалов. Аэроконвейеры используют воздушный поток для перемещения материалов, что снижает трение и износ ленты .

• Улучшать конструкцию и настройку конвейеров, чтобы повысить их эффективность, снизить расход энергии и уменьшить шум и вибрацию. Например, можно использовать более легкие и прочные материалы для лент и тросов, устанавливать бесшумные ролики и шкивы, регулировать скорость и натяжение конвейера.

• Применять различные системы очистки пыли и сточных вод, такие как фильтры, циклоны, осадители, очистные сооружения и другие средства. Например, можно устанавливать фильтры на выходах конвейера, чтобы задерживать пыль, или циклоны, чтобы отделять пыль от воздуха. Также можно собирать сточные воды в специальные емкости и очищать их от нефтепродуктов и других веществ.

• Переходить на более экологичные виды транспорта, такие как трубопроводный или вертикальный транспорт. Трубопроводный транспорт использует гидравлический или пневматический привод для перемещения материалов по трубам. Вертикальный транспорт использует подъемники или лифты для перемещения материалов по шахтам или колодцам

Для снижения влияния железнодорожного транспорта в карьерах на экологию необходимо принимать различные меры по предотвращению, контролю и устранению загрязнений. Например:

• Использовать более эффективные и экологичные виды топлива, такие как сжиженный природный газ, биотопливо или водород.

• Улучшать конструкцию и настройку тепловозов, чтобы повысить их эффективность, снизить расход топлива и уменьшить выбросы.

• Применять различные системы очистки выхлопных газов, такие как каталитические нейтрализаторы, фильтры твердых частиц, системы рециркуляции отработанных газов или системы избирательного каталитического восстановления.

• Переходить на более экологически безвредные виды транспорта, такие как электровозы или гибридные локомотивы.

Заключение

Важно подчеркнуть, что снижение вредного воздействия карьерного транспорта требует совместных усилий отрасли, государства и общества в целом. Экологическая осознанность и стремление к устойчивым практикам важны для сохранения окружающего мира.

Исследования и разработки в сфере уменьшения воздействия карьерного транспорта на окружающую среду остаются актуальными и должны продолжать развиваться, чтобы минимизировать экологические риски и создать более устойчивую будущую для наших экосистем и планеты в целом.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Журнал "Природа и человек". №8. 2003. Издательство: Наука, Москва, 2000.

2 Бондаренко, Е.В., Ерохов, В.И. Статья: "Экспериментальные исследования режимов работы автотранспортных средств в промышленных условиях эксплуатации". Вестник ОГУ, 9, 2004.

3 Журнал "Золото и технологии". №4 (58), декабрь 2022 г.

4 Сиваракша, Д.М., Ракишев, Б.Р., Молдабаев, С.К., Шулаева, Н.А. Стратегия снижения риска опасного загрязнения окружающей среды на открытых разработках. Горный журнал Казахстана. 2010. №6. С.37.

Код МРНТИ 52.01.11

ВАРИАНТ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АКТИВНОЙ ЗАБОЙКИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ДЛЯ УМЕНЬШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ПЫЛИ

А.К. Мамбетов, Ш.Ш. Хайруллоев, Д.Н. Иброхимов

Нукусский горный институт, г. Нукус, Узбекистан

Взрывные скважины в карьере используются для разрушения пород при добыче минеральных ресурсов, таких как камень, гравий или песок. Этот метод помогает улучшить процесс добычи, увеличивая эффективность и скорость разработки карьера. Взрывы позволяют разрушить массивные породы, делая их более доступными для дальнейшей обработки и транспортировки. Однако использование взрывов требует строгого контроля и безопасности для предотвращения негативных воздействий на окружающую среду и обеспечения безопасности работников.

Ключевые слова: Скважина, забойка, концентрация, эффективность, переработка.

Для пылеподавления взрыва на карьере важно использовать специализированные методы и средства. Это может включать в себя применение химических составов для подавления пыли, использование воды или других жидкостей для увлажнения поверхности и предотвращения образования пылевых облаков. Также следует принимать меры предосторожности, такие как использование защитного оборудования и проведение дополнительных контрольных мер для минимизации рисков.

В современной горнодобывающей промышленности пыль может представлять серьезную угрозу для безопасности и окружающей среды. В данной статье рассмотрим важность и эффективные методы пылеподавления после взрыва на карьере.

Текущие усилия по совершенствованию буровзрывных работ (БВР) направлены на уменьшение непроизводственных потерь энергии взрыва и повышение качества взрывания горной породы в зажатой среде. Важной задачей является определение и прогнозирование размеров частиц разрушаемой горной массы. На сегодняшний день существует множество расчетных моделей, позволяющих определить этот параметр на этапе проектирования. Процесс взрыва описывается как быстрая химическая реакция окисления с выделением тепла, в результате которой взрывчатое вещество превращается в газы. Для максимальной эффективности взрывания необходимо предотвращать "утечку" энергии. Одним из факторов, влияющих на условия и эффективность взрыва, является внутренняя забойка шпуровых и скважинных зарядов взрывчатого вещества. Для уменьшения концентрации и содержание ядовитых газов после взрыва считается лучше использование эмульсионных взрывчатых веществ так как они состоят из селитры.

Изучение различных авторов [1] показало, что внутренняя забойка играет важную роль в процессе взрыва, обеспечивая полную детонацию взрывчатого вещества и максимальное выделение энергии. Это в свою очередь определяет основные характеристики взрыва, такие как равномерность раздробления массива и количество пыли и ядовитых газов, поступающих в окружающую атмосферу при взрыве. Также для обеспечения полного возгорания взрывчатых веществ можно использовать раздельную схему подключение инициаторов и использование короткозамедленной схемы.

Пыль, поднимающаяся после взрыва на карьере, может создавать опасные условия для работников и окружающей среды. Анализ рисков - первый шаг к разработке эффективных стратегий по пылеподавлению. Использование специальных химических составов может эффективно подавлять образование пыли. Обсудим различные виды химических реагентов и их применение на карьерах. Применение воды или других жидкостей для увлажнения поверхности после взрыва - еще один эффективный метод пылеподавления. Рассмотрим технологии распыления и оптимальные параметры увлажнения. Внедрение мер предосторожности и обучение персонала ключевым аспектам безопасности помогают предотвратить возможные проблемы и минимизировать риски. Обзор последних технологических разработок в области пылеподавления, таких как автоматизированные системы контроля и реагирования на образование пыли. Важность эффективных мер по пылеподавлению и призывает к постоянному совершенствованию методов в интересах безопасности и устойчивости горнодобывающих процессов.

Целью забойки взрывных скважин является увеличение эффективность взрыва, но имеется ряд недостатков такие как образование большого количества пыли. Забойка состоит в основном от бурового шлама, мелких частиц горной породы. Как вариант можно использовать забойку скважины с помощью различных видов жидкостей, тем самым уменьшая образование пыли. К примеру, можно использовать вторичные воды так называемые технические воды для уменьшения экономических затрат.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Курчин, Г. С. Эффективность применения забойки в скважинах / Г. С. Курчин, М. А. Лобацевич, Т. А. Петушкова, П. Ю. Ефремов. — Текст : непосредственный // Науки о Земле: вчера, сегодня, завтра : материалы IV Междунар. науч. конф. (г. Казань, май 2018 г.). — Казань: Молодой ученый, 2018. — С. 17-19

2 Хайруллоев Ш.Ш., ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ПРИКОНТУРНЫХ ЗАХОДОК И ЗАОТКОСКИ УСТУПОВ, Научно-практический электронный журнал, Моя профессиональная карьера,2023 — с.154с.

Код МРНТИ 52.43.29

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КВАРЦА ОБУХОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАК ТОВАРНОГО ПРОДУКТА НА СОВРЕМЕННОМ РЫНКЕ

Н.Н. Смагулов, Д.Р. Галимжанов, С.Д. Уланов
КазНИТУ им. К.И.Сатпаева, г.Алматы, Казахстан

Ключевые области использования кварцевого песка - стекольная промышленность, производство цемента, металлических отливок, строительных и сварочных материалов, фарфора и различных гончарных изделий, системы очистки воды, пескоструйная обработка (в качестве абразивного материала) и т.д. Фундаментальными причинами роста рынка являются общее положение экономики, которое выражается в росте ВВП, а также положение главных потребляющих отраслей, включая строительство. [1]

Постковидный экономический кризис очень сильно ударил по мировой экономике. По данным экономистов, пандемия подтолкнула многие страны к увеличению государственного долга. Согласно долгосрочному сценарию ОЭСР опубликованному осенью 2020 г., замедление темпов роста крупных развивающихся экономик, демографические изменения и затормаживание роста производительности труда приведут к понижению темпов экономического роста среди 38 членов ОЭСР и стран G20 до 1,5% в 2060 году с сопоставлением в примерно к 3% в нынешнее время. На основании этого мы должны задумываться о развитии высокотехнологичных производств на территории Казахстана. [2]

Кварцевый песок производимый в Тайыншинском районе, Северо-Казахстанской области используется в основном в строительстве и производстве строительных материалов преимущественно на территории Северного Казахстана. Его стоимость примерно базируется от 15 до 35 $ за тонну по среднемировым ценам. Что делает его не конкурентоспособным в виде сырья, по сравнению с добычей редкоземельных металлов. Исходя из этого можно сделать выводы, о крайней необходимости его переработки и создания высокотехнологичных производств на основе данного

сырья. Самыми простыми вариантами являются производство строительных материалов и кирпичей, стекольной промышленности, керамики. На территории Северного Казахстана существует много компаний занимающиеся производством строительных материалов и кирпичей, особенное внимание нужно уделить компании ENKI, которое является одной из крупнейших производителей кирпича в регионе, поэтому мы не рассматриваем данный рынок. В КНР себестоимость керамических изделий и фарфора крайне мала, поэтому вхождение в данный рынок экономически не выгодно и не конкурентно по сравнению с китайскими производителями. Поэтому наиболее привлекательный и технически простой является рынок стекольной промышленности.

Минеральный комплекс рудных песков Обуховского месторождения делится на легкую (с плотностью менее 2900кг/м) и тяжелую (с плотностью более 2900кг/м) фракции. Легкая фракция представлена, в основном, кварцем (60 – 70% до 80%), полевыми штампами, глауконитами, карбонатами, слюдой и др. Основной минерал легкой фракции кварц концентрируется в классе – 0,5+0,02мм, выход его в этом классе составляет около 90% от общего количества. Кварцевые пески Обуховского месторождения содержат примеси оксидов железа и двуокиси титана.

Также необходимо отметить мировой рынок сверхчистого кварцевого концентрата. К высокочистому кварцу в мировой практике относят продукт с содержанием SiO2 более 99,99%, при этом примеси составляют менее 100 ppm. Также к высокочистому кварцу относят некоторые кварцевые наполнители для полупроводниковой промышленности с более низким содержанием SiO2 – не менее 99,7-99,8%. Цена продукта пропорциональна чистоте и может изменяться в диапазоне 40-50 раз – до нескольких тысяч долларов за тонну для самых дорогих разновидностей. Специалистами отмечается тенденция увеличения спроса на высокочистые кварцевые концентраты, что связано с ростом потребления этой продукции на уровне 5-8% в год. [3]

Высокочистые кварцевые концентраты используются в настоящее время в следующих отраслях мировой промышленности: Электронная (полупроводниковая) – выпуск кварцевых тиглей, используемые для производства мульти- и монокристаллического кремния; диффузионных реакторов, кассет и контейнеров для кремниевых пластин; Светотехническая отрасль – производство трубок из плавленого кварца для вольфрамовых галогенных и ртутных ламп, уличного и прожекторного освещения; Волоконно-оптическая – выпуск волноводных труб, держателей и др.; Оптическая – производство зеркал, призм, линз, труб; Выпуск стекол специального назначения – для реакторов, жидкокристаллическое стекло, стекловолокно и стеклоткани; Научные инструменты и другое – производство эпоксидных наполнителей, камеры, химическая посуда и другое. Исходя из среднегодовой цены на экспортируемый из США особочистый кварцевый концентрат на уровне 3500 долл/т, емкость рынка можно оценить на уровне 140-150 млн долларов. Так как данный вариант требует много вложений, и технологический уровень Казахстана не высок и наблюдается дефицит кадров в химической и горнорудной промыленности.

До 2021 года листовое стекло импортировалось преимущественно из России и Китая. В 2023 году был запущен завод по производству листового стекла на территории Кызылординской области, который должен покрыть 98% объема рынка, но при этом мы должны учитывать то, что рынок листового стекла в среднем растет 17% в год, и в следствии этого можно сказать что через 5 лет доля данного завода упадет в 1,5-2 раза. Поэтому данный рынок очень привлекателен для вложения. Также очень перспективным рынком является производство изделий из стекла, после напряжения геополитической ситуации в мире в них возросла необходимость.

Обогащение стекольных песков осуществляют для удаления примесей, содержащих повышенное количество оксидов железа. Кварцевые пески различного минералогического состава требуют различной технологии обогащения. Например, пески, содержащие пылевидные фракции с высоким содержанием оксидов железа, эффективно обогащаются путем промывки или воздушной сепарации. Если в песке содержатся минералы с высокой магнитной восприимчивостью, то пески должны подвергаться магнитной сепарации. Наиболее распространен в настоящее время флотооттирочный способ обогащения стекольных песков.

Технология флотооттирочного обогащения состоит из следующих стадий:

1. Стадия грохочения для отсева частиц песка размером более 0,8 мм;

2. Подача пульпы (взвесь песка в воде) во флотационную машину, состоящую из нескольких последовательно расположенных камер с мешалками с одновременной подачей в пульпу воздушных струй для ее эффективного перемешивания;

3. Подача в 2 - 3 последние камеры сульфатного мыла для отделения различных минералов, присутствующих в песке, в мыльную пену, которая скребками сбрасывается с поверхности жидкости в канализационный лоток;

4. Подача в последнюю камеру соды для оттирки с поверхности песчинок железосодержащих пленок;

5. Подача пульпы с отмытым песком на реечный классификатор для отделения твердой фракции от жидкости;

6. Подача мокрого песка в центрифуги для отделения оставшейся влаги;

7. Досушка песка в сушильном барабане.

Таблица 1 – Структура себестоимости производства стекольной продукции

Расходы (по элементам затрат)	**Доля в структуре себестоимости производства, %**
Материальные затраты	52%
- энергоносители (электроэнергия, газ)	20%
- сырье и материалы	30%
Затраты на оплату труда	12%
Отчисления на социальные нужды	3%
Амортизация	10%
Прочие затраты	23%
Итого по элементам затрат	100%

В процессе флотации песок очищается от зерен тяжелых минералов и от пленок глинистых веществ, обогащенных оксидами железа. Пески глинистые и некоторые пленочные могут эффективно обогащаться простой промывкой и оттиркой в контактном чане и на реечном классификаторе.

В результате обогащения содержание оксидов железа в большинстве песков месторождений может быть снижено до 0,02 - 0,05%.

Помимо флотационного метода очистки песка от примесей оксидов железа и других минералов имеются и другие методы очистки песка, например, термохлорирование (обработка нагреваемого песка хлором с целью перевода оксидов железа в легко летучее хлорное железо) или обработка суспензии песка ультразвуком с целью разрушения прочных пленок оксидов железа на поверхности зерен кварца. При повышенных требованиях к чистоте стекольного песка его прокаливают, обрабатывают соляной и азотной кислотами или щелочью.

Данная таблица позволяет нам примерно понять структуру себестоимости производства, то есть позволяет нам рассчитать примерные затраты на 1 м2 листового стекла. [4]

Общемировые мировые цены на 1 м2 листового стекла варьируется от 12 до 20 $, то примерная цена за 3000 м2 в день составит 36000$. Учитывая геополитическую ситуацию в мире и в Казахстане, можно сделать вывод, о том, что в кратко и среднесрочной перспективе, себестоимость листового стекла в Казахстане будет намного ниже европейских и, следовательно, более привлекательным на общемировом рынке.

Таблица 2 – Структура закупок сырья для производства стекольной продукции

Сырье	**Доля в общем объеме закупок сырья**		**Доля в структуре себестоимости производства бутылок**
	Натуральное выражение	**Денежное выражение**	
Песок кварцевый ВС-030-В	52,6%	22,4%	6,7%
Сода кальцинированная	17,3%	49,1%	14,7%
Мука доломитовая	15,3%	5,5%	1,7%
Мел технологический	5,3%	1,8%	0,5%
Глинозем	1,2%	9,5%	2,8%
Стеклобой бесцветный	7,0%	8,2%	2,5%
Сульфат натрия	0,8%	1,2%	0,4%
Селитра натриевая	0,4%	1,5%	0,4%
Декол	0,0%	0,0%	0,0%
Селен СТ-1	0,0%	0,0%	0,0%
Прочее		0,8%	0,3%
Всего	100%	100%	30%

В таблице 2 представлена структура закупок сырья для производства стеклотары на примере Балахинского стекольного завода. Что дает примерное представление примерных затрат на сырье и материалы. Исходя из этих данных, мы предположить, что оптимальным местом для расположения стекольного завода может послужить Тайыншинский или Зерендинский район.

Примерные затраты на создание фабрики по производству стеклотары начинаются от 100 000 $, создание фабрики по производству листового стекла по флоат-технологии начинается от 1 000 000 $, при этом срок окупаемости завода по производству листового стекла достигает максимум до 3х лет

Стоимость обогатительного комбината по обогащению кварцевого песка Аральского района составила 1 000 000 $, а строительство стекольного завода обошлась в 10 000 000 $.

На основании вышеперечисленных данных мы можем сделать вывод, что использование кварца в чистом виде как товарный продукт является актуальным, используя его в качестве сырья для промышленности можно добиться высоких результатов и большой финансовой выгоды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Буянов Ю.Д., Шпанский О.В. Технология и комплексная механизация добычи нерудного сырья для производства строительных материалов Недра, Москва, 1996 г., 462 стр., УДК: 622.35/.37.232, ISBN: 5-247-01039-6

2 Andrews D., Charlton A., Moore A. COVID-19, productivity and reallocation: Timely evidence from three OECD countries // OECD Economics Department Working Papers. 2021. No. 1676. OECD Publishing, Paris. URL: https://doi.org/10.1787/ d2c4b89c-en

3 Бурьян Ю. И., Борисов Л. А., Красильников П. А. Кварцевое сырье – важнейший вид минеральных ресурсов для высокотехнологичных отраслей промышленности // Разведка и охрана недр. 2007. № 10. С. 9–12.

4 К вопросу об управлении издержками производства на стекольных предприятиях на основе математического моделирования [текст] / // Материалы VII Международной научной конференции молодых ученых, аспирантов и студентов «Молодежь и экономика», том IV, 22 апреля 2010 г. – Ярославль, ВФЭИ ВУ, 2010.– 0,13 п. л

Код МРНТИ 52.13.29.

ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ УВЛАЖНЕНИЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА КАК СРЕДСТВО БОРЬБЫ С ПОЖАРАМИ, ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЕМ И ПОНИЖЕНИЯ КРЕПОСТИ УГЛЯ

М.А. Исраилов, Д.Р. Махмудов, В.Н. Баротов
Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Эффективность предварительного увлажнения пластов как средство предупреждения возникновения пожаров основано на способности воды понижать химическую активность не окислённых бурых углей.

Уменьшение склонности углей к самовозгоранию при пропитке их водой объясняется двумя факторами [1.2.3.]

1. Механической закупоркой пор и трещин, в связи с чем уменьшается возможность проникновения воздуха в массив и к реагирующей поверхности угля в кусках.

2. Изменением термических свойств угля, выражающихся в возрастании коэффициентов температура проводимости, теплопроводности и теплоемкости, в связи с чем генерируемое при окислении углей тепло в увлажненном массиве рассеивается с большей скоростью, что снижает возможность самовозгорания.

Проведенные нами исследования показали, что химическая активность неокислённых Ангренских бурых углей понижается при увлажнении до 63%, что позволило сделать вывод об эффективности предварительного увлажнения угля в массиве как средство понижения химической активности и возможности самовозгорания.

Нагнетание воды в пласты угля может быть использовано и как средство тушения пожаров в сильно нарушенных массивах угольных уступов. Так как горение угля происходит в основном на стенах трещин, по которым подводится воздух, нагнетание воды в скважины может производится непосредственно из водоотливного трубопровода, т.к. не требуется создавать больших давлений. Дебит же при этом может быть обеспечен любой. Нагнетаемая вода при этом будет не только подавлять горение и охлаждать массив, но за счет увлажнения угля и заполнения трещин будет уменьшать возможность возникновения рецидивов от самовозгорания.

Для установления зон возможного возникновения пожаров в пределах угольных уступов нами были проведены специальные исследования.

Установлено, что массив уголных уступов нарушены трещинами. Характеристика трещиноватости на площадках и откосах уступов Ангренского карьера охарактеризована достаточно полно.

Распространенность трещин в глубину массива установить применявшимся методом было невозможно. Для установления наиболее пожароопасных зон в пределах угольного уступа проведены исследования фильтрационных свойств угля на разной глубине от плоскости уступа.

Фильтрационные свойства массива на глубине 0,4; 0,6; 1,0; 2,0; 3,0 м от плоскости откоса уступа изучались путем нагнетания воды. При этом за показатель состояния массива и косвенную характеристику его фильтрационных свойств принимались величина падения давления в нагнетательном шпуре (разность $P_н$ - $P_к$) при прекращении насыщения ($P_к$ = const) и время t. При $\frac{Q}{H}$ =const эти величины как известно являются определяющими при вычислении истинного коэффициента фильтрации среды.

Что только на глубине 0.5 м от плоскости забоя состояние уголного массива при малых $\boldsymbol{\ell_ф}$ и давлении нагнетаемой жидкости до 10 атм характеризуется относительно высокой проницаемостью ($P_к$ = 0,5-1,0 кг/см^2). В более глубоких зонах проницаемость по воде значительно ниже указанной ($P_к$ = 1,5-3,0 кг/см^2). Причем, такая проницаемость при низконапорном проникновении жидкости характерна также для участков массива длиной 0,8-1,0 м.

Из сказанного следует, что зоны угольного массива, наиболее опасные в отношении самовозгорания угля, располагаются на глубине до 1,0 м от плоскости откоса уступа. Этим же можно объяснить факт, что эндогенные пожары на карьерах в ненарушенных массивах уступов не наблюдаются, т.к. при отсутствии искусственной вентиляции фильтрация воздуха в массиве угля практически невозможно.

Наиболее нарушенной частью является массив угля у верхней бровки уступа. Зона сильной нарушенности трещинами в этой части распространяется на 1-2 м от площадки и откоса уступа. Под влиянием солнечной радиации и ветра в этой зоне возможно циркуляция воздуха и возникновение эндогенных пожаров, что и подтверждается наблюдениями.

Распространение горения в глубину массива угольных уступов при экзогенных пожарах так же будет определяться условиями притока воздуха в нарушенной трещинами части массива. У верхней бровки уступов экзогенные пожары, по нашим наблюдениям, распространяются на 1-2 м. При выгорании угля образуются каверны и каналы в направлении движения воздуха по трещинам. При тушении этих пожаров простым поливом ликвидировать их трудно. В этом случае наиболее эффективным будет нагнетание воды в массив угольного уступа в районе верхней бровки.

Исследования по оценке эффективности предварительного увлажнения, как средство борьбы с пылью проводились на пласте «Мощный» (участки 1,5). Нагнетание воды при увлажнение производилось насосом Д-1250-125 и от магистрального водоотливного трубопровода. Состояние работ на уступе при увлажнении показано на рис. 1. Контроль за качеством увлажнения осуществлялся путем бурения скважин и отбора проб на влажность на различной глубине от площадки уступа и на различном расстоянии от скважины.

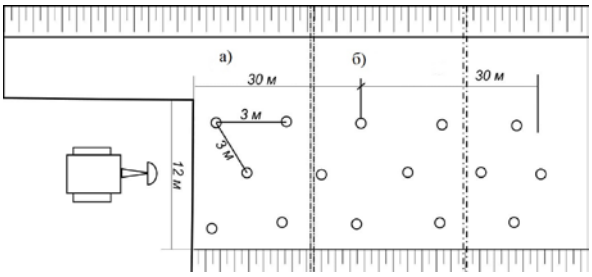


Рисунок 1 – План уступа участка опытного увлажнения пластов. а) увлажнение насосом Д-1250-125, б) увлажнение от водоотливного трубопровода

Отбор проб на запыленность до и после увлажнения осуществлялся приборами АЭР-1и АЭР-А.

По полученным результатам определялась среднесменная запыленность по виду выполняемых операций и подсчитывалась эффективность пылеподавления. Аналогично обрабатывались данные по интенсивности пылевыделения до и после увлажнения [4.5.6].

Среднесменная пылевая нагрузка определялась по формуле:

$$П = \frac{\sum C_i \cdot t_i}{t_i} \quad (1)$$

где C_i –запыленность за время t_i, мг/м^3

t_i –время отбора пробы.

Эффективность пылеподавления в зависимости от среднесменной пылевой нагрузки подсчитывалась по формуле:

$$\eta = \frac{П_н - П_к}{П_н} \cdot 100\ \%; \quad (2)$$

где η- эффективность пылеподавления, %;

$П_н - П_к$- среднесменная пылевая нагрузка до и после увлажнения.

Эффективность уменьшения интенсивности пылеобразования после увлажнения определялась по формуле

$$\eta_э = \frac{j_н - j_к}{j_н} \cdot 100\ , \quad (3)$$

$\eta_э$ –эффективность уменьшения интенсивности пылеобразования. %;

$j_н - j_к$- интенсивность источника пылевыделения до и после увлажнения, мг/с. $j_н$ и $j_к$ определялись по методике В.С Никитина

Для быстрого определения коэффициента крепости был принят метод толчения как наиболее простой и наименее трудоемкий. Коэффициент крепости при этом определяется по формуле:

$$f = \frac{20 \cdot n}{l}\ , \quad (4)$$

где n – число сбрасываний гири,

l – высота столбика мелочи в объемомере, мм.

Для исследований были отобраны пробы увлажненного и не увлажненного угля, по всей высоте уступа. Перед отбором проб производилась оборка откоса уступа на глубину 10-15 см. Пробы увлажненного угля помещались в полиэтиленовые мешки и выдерживались в течение 168 час. Определение коэффициента крепости $\boldsymbol{f}$ производилось сразу после отбора проб и через каждые 24 часа.

Предварительное увлажнение угля является эффективным средством борьбы с пылью во всех звеньях технологического процесса карьера. Все вышеизложенное позволяет рассматривать предварительное увлажнение пластов как комплексное средство предупреждения возникновения эндогенных пожаров, как эффективное средство борьбы с пылью и понижения крепости угля и прочности массива угольных уступов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Миронов Н.П. Некоторые вопросы теории увлажнение нетронутого горными работами угольного массива // Тезисы докладов ВостНИИ. – Кемерово, 1963. – С 55-58

2 Акбаров Т.Г., Махмудов Д.Р., Исраилов М.А. Расположение и развитие очагов самовозгорания угля горных выработках // Вестник ТашГТУ. –Ташкент, 2019. – № 2. – С. 249-254

3 Исраилов М.А. Выбор способа нагнетания воды для самовозгорающих угольных пластов // II Республика ёш олимлар илмий-амалий анжумани тўплами. – Ташкент, 2020. – С. 95-98.

4 Панов Г.Е. Предварительное увлажнение массивов на угольных шахтах и карьерах. – М.: 1970. – С. 42-63.

5 Бурчаков А.С., Панов Г.Е. Предварительное увлажнение угольных и породных массивов. – Издательство, Недра, 1965. – С. 68-70 с.

6 Чернов О. И. Скорость поглощения кислорода сухим и увлажненным углем // Уголь, 1968. – № 5. – С. 65–68.

УДК 622.235

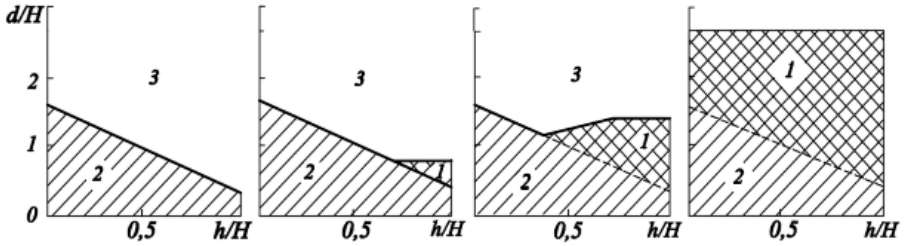
ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ ЗОН ДЕФОРМАЦИИ ПО ВЫСОТЕ УСТУПА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ГЛУБИНЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ЩЕЛИ

У.Ф. Насиров[1], Ш.Ш. Заиров[1], Л.О. Шарипов[2], А.У. Фатхиддинов[3]
[1] Филиал НИТУ «МИСИС», г. Алмалык, Узбекистан
[2] Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан
[3] Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И. Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

Основой решения задачи определения основных закономерностей влияния параметров буровзрывных работ на сейсмическое действие взрыва является информация, которая базируется на учете физико-механических и горнотехнических свойств пород и руд с учетом блочности и трещиноватости массива.

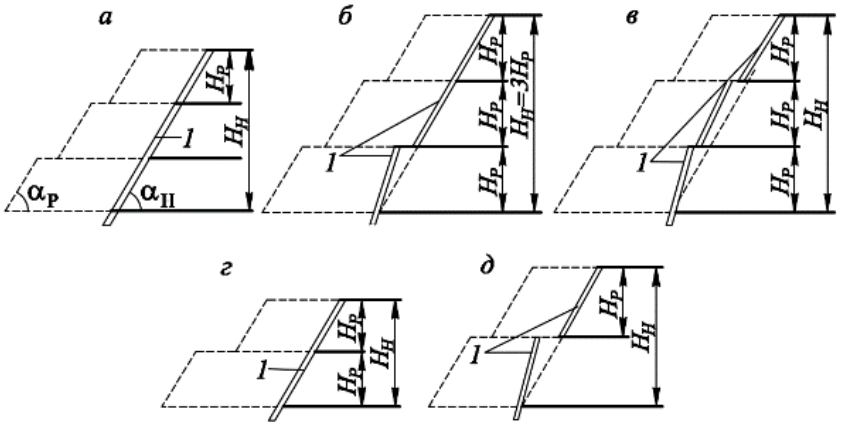
В результате проведенных исследований установлено изменение размеров зон деформаций по высоте уступа в зависимости от глубины предварительной щели (рис. 1).

Возможные варианты создания предварительной щели при ограниченных возможностях бурового оборудования в зависимости от высоты, группируемых в предельном контуре уступов приведены на рис. 2. Все схемы предусматривают предохранение массива пород, слагающих нерабочие уступы, от разрушающих нагрузок и позволяют получить устойчивые откосы, которые в меньшей степени подвержены процессу осыпания и обрушения.



1 – область законтурной деформации; 2 – область приконтурной деформации; 3 – область недеформируемого законтурного массива; *d/H* – относительная величина зоны деформации; А – глубина щели по вертикали; *h/H* – относительная высота уступа.

Рисунок 1 – Изменение размеров зон деформации по высоте уступа в зависимости от глубины предварительной щели



а, б, в – при страивании рабочих уступов; *г, д* – при сдваивании рабочих уступов; $H_н$ – высота нерабочего уступа; 1 – предварительная щель

Рисунок 2 – Технологические схемы создания предварительной щели (1) при отстройке нерабочих уступов в предельном контуре бортов карьера

Устойчивые углы α определяются расчетным методом с учетом трещиноватости массива, физико-механических свойств горных пород, а ширина бермы *Б* – технической характеристикой применяемого бурового оборудования. В этом случае ширина бермы [1, 2]

$$Б \geq H_р\left(\operatorname{ctg}\alpha_н - \operatorname{ctg}\alpha_р\right), \quad (1)$$

где $\alpha_н$ – устойчивый угол нерабочего уступа, град.; $\alpha_р$ – устойчивый угол рабочего уступа, град.; $H_р$ – высота рабочего уступа, м.

При невыполнении этого неравенства необходимо производить укрепление откосов. Практика открытых разработок месторождений полезных ископаемых, сложенных скальными и полускальными породами, обследование состояния высоких естественных откосов горных массивов свидетельствуют о том, что во многих случаях предельные углы наклона бортов глубоких карьеров в крепких породах могут достигать 50-60°, преобладающих в настоящее время 40-45°.

Увеличение углов наклона бортов карьеров достигается за счет:

– выбора рациональных конструкций устойчивых бортов;

– эффективной техники и технологии отстройки оптимальных конструкций бортов в предельном контуре;

– искусственного укрепления откосов и их дренажа;

– совершенствования системы контроля за устойчивостью карьерных откосов.

Основные параметры конструкции неиспользуемых участков бортов карьера включают в себя высоту откосов, ширину платформ, распределение платформ по профилю борта карьера, а также углы наклона откосов.

Главный угол наклона всего борта и его отдельных сегментов оказывает значительное воздействие на объем вскрышных работ, количество извлекаемых запасов, план вскрытия, эффективность и безопасность горных операций в период эксплуатации.

Схема управления карьерными откосами приведена на рис. 3.

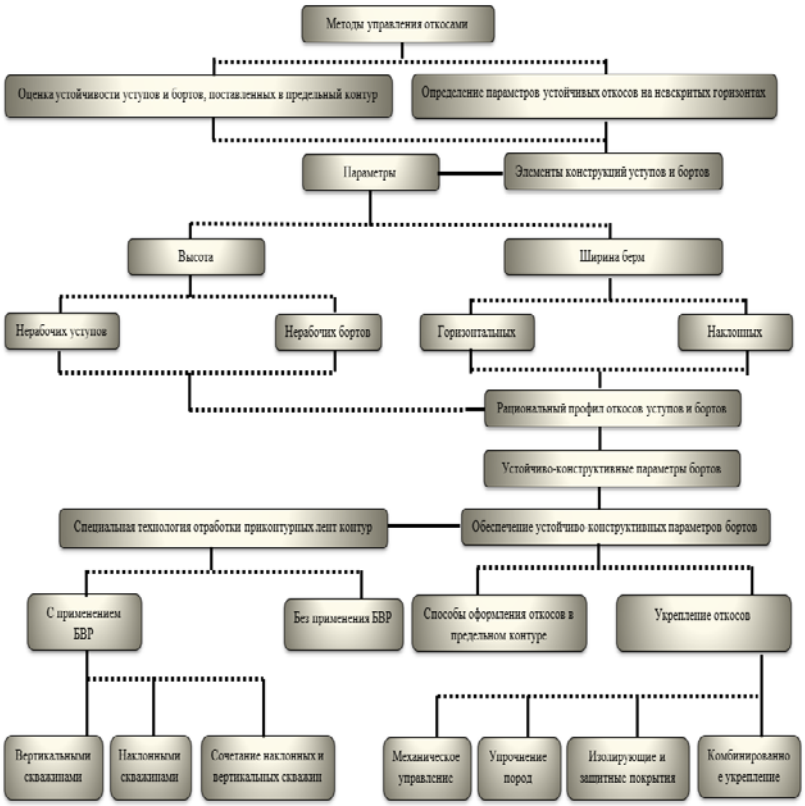


Рисунок 3 – Схема управления откосами карьеров

Недостаточно обоснованно принятые параметры ухудшают технико-экономические показатели работы предприятий. Поэтому необходимо уже на первых стадиях проектирования объектов учесть все многообразие конкретных горно-геологических условий и иметь научные рекомендации по этим важнейшим параметрам карьера.

В настоящее время имеющиеся нормативные материалы дают весьма приближенные показатели из-за ограниченности учета природных условий эксплуатации.

Таким образом, в каждом конкретном случае рекомендуется осуществлять отработку приконтурной зоны с использованием лент небольшой ширины, применяя параметры буровзрывных работ, которые могут быть определены как расчетным, так и экспериментальным путем. Применение разработанных методов позволяет получать проектные значения углов уступов, обеспечить сохранность пород, слагающих уступы, и тем самым значительно повысить устойчивость откосов и безопасность ведения горных работ в рабочей зоне карьера.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Равшанова М.Х. Обеспечение устойчивости бортов карьеров при ведении взрывных работ. – Монография. – LAP LAMBERT Academic Publishing. – Germany, 2020. – 175 с.

2 Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Равшанова М.Х., Номдоров Р.У. Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ. Монография. – Бухоро: изд-во «Бухоро», 2020. – С. 101-163.

IRSTI 52.13.19

TECHNOLOGY OF SOLID MINERALS EXTRACTION ON THE ARCTIC SHELF

V.E. Kislyakov[1], P.V. Katyshev[1], N.A. Tsimbalyuk[2]
[1]Siberian Federal University, Krasnoyarsk, Russian Federation
[2]OOO NTC Geotekhnologiya, Krasnoyarsk, Russian Federation

The existing as well as projected demand for all types of metals is attributed to the needs of various industrial and business activities.

For example, the automotive industry and the production of electronic devices form the demand for palladium and platinum, while the latter is also used in the jewellery and chemical industries, as well as in the production of mirrors.

Nickel is mainly used in the metallurgy and battery industries.

The structure of copper consumption has a large number of participants: power generation, construction, utilities, as well as household appliances and the automotive industry.

Aluminium, due to its physical characteristics, is mostly used in high-tech industries such as automotive, construction, aviation, building, electrical and chemical.

The majority of all gold produced is used in the jewellery industry, another part is mainly used to meet investment demand generated by governments, corporations or individuals, and only a small part is used in electronics or medicine.

Demand for titanium is generated mainly by the aviation and space industries, but also in small quantities by medicine and the industry involved in the construction of drilling and oil platforms.

A metal such as tin is in demand mainly in metallurgy.

And this is not the whole list of produced and used metals nowadays, when there is a high intensity of development of modern technologies, including alternative energy [1-3] and semiconductor industry.

The current circumstances in the commodities market require the mining industry to find new sources of essential metals. Thus, one of the promising sources for meeting the entire demand may be the Arctic shelf.

On the Arctic shelf of the Russian Federation there are 13 known underwater placer deposits with estimated reserves and more than 50 objects with inferred resources, which concentrate such metals as gold, tin, titanium, iron and zirconium, and platinum [4, 5].

The development of these deposits requires specialised equipment and mining technology that will not be adversely affected by the harsh conditions of the Arctic and its waters. The main complicating factors inherent in these areas include: constant negative temperatures; icing of mining equipment; ice and wind conditions, as well as wave processes.

One of the available ways to improve the efficiency of mining operations in the given conditions is the development of technology that will be able to use the disadvantages of the external environment (negative temperatures) as a basis for the implementation of the process of extraction of solid minerals from the Arctic shelf.

Developed technology for the development of offshore alluvial deposits

One of the possible technologies is a complex for mining from the bottom of water bodies (Fig. 1) [6], which uses air with negative temperature to reduce the cost of transporting minerals and thereby increasing the efficiency of mining operations.

The proposed technology is based on the use of two vessels, a mining vessel and a transport vessel. The former, in turn, controls the underwater unit, which continuously loosens the rock and supplies negative temperature air (refrigerant) to the underwater face, thus creating conditions under which an ice shell is formed on the suspended mineral particles, which has negative hydraulic coarseness and transports the mineral to the surface of the water area from which it is collected by the transport vessel.

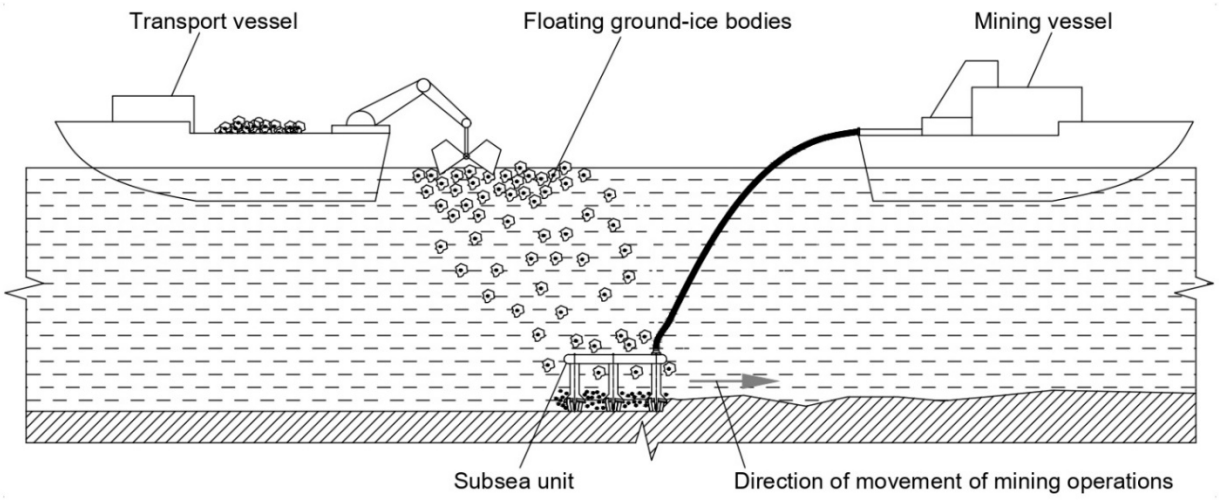


Figure 1 – General view of the proposed technology for extraction of solid minerals from the bottom of water bodies

A formed body in the form of a mineral particle with an ice shell on its surface is named – ground-ice body (GIB).

In order to justify the conditions and parameters of application of this technology, the following studies were made.

Theory and methodology of the study

The law of motion of solid bodies in liquid is the basis for consideration of the developed technology, as the following forces act on the GIB formed in water and floating to the surface of the water area: gravity force, Archimedes force and drag force.

The force of gravity (1) and the expulsive Archimedean force (2) for the conditions under consideration can be determined using the density of the external medium, i.e. in this case, the liquid; the density of the body and the volume of the given body, which is conventionally assumed to be of circular shape

$$F_g = 4 \cdot r \cdot 3 \cdot g/3, \quad (1)$$

$$F_A = 4 \cdot r \cdot 3 \cdot \rho \cdot g/3, \quad (2)$$

here, r – particle radius, m; g – free-fall acceleration, m/sec^2; ρ – density of the fluid in which the particle is moving, kg/m^3.

The drag force in turn can be defined by the following expression

$$F_d = 6 \cdot r \cdot v, \quad (3)$$

Here, v – particle lift rate (negative hydraulic coarseness), m/sec.

Based on Equations (1-3) can determine the negative hydraulic coarseness as follows

$$v < (2 \cdot r^2 \cdot g(\rho - 1))/9. \quad (4)$$

In order to bring the present study closer to practical application, an experiment was performed in laboratory conditions allowing to determine the necessary amount of ice part in the GIB to transport one gram of rock.

Rock samples with different masses (in increments of 0.02 g) and water were placed in ice moulds to freeze them together and obtain experimental GIB samples. At the same time, the mass of ice in each sample was the same in order to be able to determine at what ratio of ice to rock in the GIB composition the effect of negative hydraulic coarseness is observed.

Results of the laboratory experiment

Higher surfacing velocity was observed in the GIB samples with light rounded rock particles with the smallest particle size, so it can be concluded that the hydraulic coarseness of the GIB is influenced by: rock density, as well as the shape and size of its particles.

In the laboratory experiment, the phenomenon of negative hydraulic coarseness in GIB samples was examined, and the lifting capacity of the ice portion of the GIB was determined.

On the example of one of the GIB samples, we will give the data that were obtained during the experiment: hydraulic coarseness of 0.033 m/s is characteristic for a GIB sample consisting of a rock particle with the following characteristics - mass of 1 g, coarseness of 6.5 mm, and ice crust on its surface - mass of 13 g.

The results of the laboratory experiment are presented in Figure 2, which shows the relationship between ice mass and rock particle size within the GIB, which has a negative hydraulic coarseness.

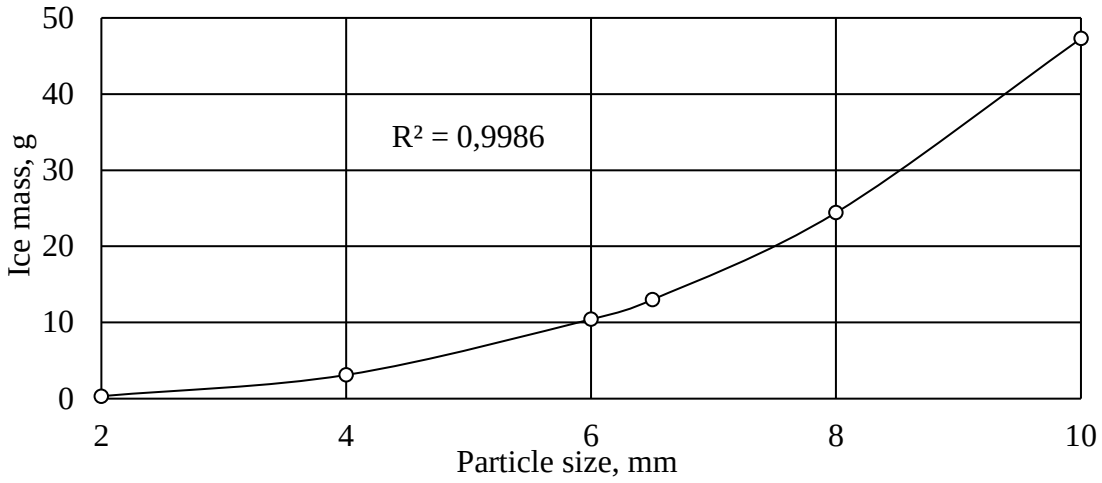


Figure 2 – Dependence between ice mass and linear size of rock particle in GIB composition to create the effect of negative hydraulic coarseness

Figure 2 shows that when the particle size is changed from 2 to 10 mm, the mass of ice required to provide negative hydraulic coarseness changes from 0.32 to 47.29 grams.

Based on the results of the experiment, a mathematical model was obtained, which allows obtaining the value of the required ice mass for rock particles with different linear dimensions

$$m_i = 0{,}717 \cdot d^2 - 2{,}836 \cdot d + 2{,}157, \quad (5)$$

Here, m_i – is the mass of formed ice on the rock particle, required to achieve negative hydraulic coarseness of GIB, g; d – rock particle size, mm.

Conclusion

Practically complete absence of technologies of solid minerals extraction, which have found their wide application on the Arctic shelf providing for complex and full utilisation of mineral raw materials is unacceptable by modern standards.

The presented mathematical model (5) is necessary for determination and substantiation of technical and technological parameters of solid minerals extraction with the help of the proposed technology in conditions of subzero temperatures, which implies reduction of energy, and, consequently, of transportation costs during extraction works, which, in its turn, can affect the prospective industrial development of the Arctic shelf in the near future.

The emergence of modern technological solutions for the development of solid mineral deposits on the Arctic shelf will accelerate the process of development of these territories, which is becoming an urgent need, especially in the context of high demand for precious and rare metals.

REFERENCES

1 Yun Yu. Evolution of energy and metal demand driven by industrial revolutions and its trend analysis / Yun Yu, Teng Ma, Cuiguang Zhang, Quan Wang // Chinese Journal of Population, Resources and Environment. 2021. Vol. 19, Iss. 3. P. 256-264.

2 T. Watari. Major metals demand, supply, and environmental impacts to 2100: a critical review / T. Watari, K. Nansai, K . Nakajima // Resour. Conserv. Recycl. 2021. 164. P. 105-107.

3 S.M. Jowitt. Future availability of non-renewable metal resources and the influence of environmental, social, and governance conflicts on metal production / S.M. Jowitt, G.M. Mudd, J.F.H. Thompson // Commun Earth Environ. 2020. 1, 13. P. 1-8.

4 Смирнов А.Н. Шельфовые месторождения россыпного касситерита Российской Арктики / А.Н. Смирнов, В.И. Ушаков, В.Д. Крюков // Горный журнал, 2013. – № 4. – С. 4-9.

5 Смирнов А.Н. Подводные месторождения твердых полезных ископаемых в шельфовых областях России / А.Н. Смирнов, А.М. Иванова, Е.А. Пашковская // Горный журнал, 2013. – № 11. – С. 51-58.

6 Патент № 2810662 Российская Федерация, МПК E21C 50/00 (2006.01), E21C 45/00 (2006.01). Комплекс для добычи полезных ископаемых со дна водоема : № 2023103905 : заявл. 20.02.2023 : опубл. 28.12.2023 / В.Е. Кисляков, П.В. Катышев, Н.А. Цимбалюк, А.Н. Лопатина ; заявитель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего образования "Сибирский федеральный университет". – 8 с.: ил.

Код МРНТИ 06.51.21

РАССМОТРЕНИЕ ВОПРОСА УЛУЧШЕНИЯ ЛОГИСТИЧЕСКИХ СВЯЗЕЙ БЕЗ ВЫХОДА К ВОДНЫМ ПУТЯМ В РАЗВИВАЮЩИХСЯ СТРАНАХ НА ПРИМЕРЕ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН

Н.К. Джулибеков, А.Ш. Ашуров

АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», г. Навои, Узбекистан

Развитие инфраструктуры, транспорта и логистических операций в развивающейся стране как Узбекистан без выхода к морским портам является сложной задачей, но существуют различные подходы и решения для облегчения этого процесса.

Один из возможных подходов - развитие транзитных коридоров и транспортных связей с соседними странами, такими как Грузия или Китайская Народная Республика которые имеют доступ к морским портам. Это может включать строительство и модернизацию дорог, железных дорог, аэропортов и других транспортных инфраструктур, чтобы обеспечить более эффективную и быструю доставку товаров и грузов. За годы независимости в республике были проведены крупномасштабные структурные и институциональные преобразования в транспортной логистике. Узбекистан является одним из участников международной интеграции и полноправным субъектом глобальных экономических процессов. Были реализованы крупнейшие проекты по строительству железных дорог на направлениях Учкудук – Нукус, Ташгузар – Бойсун – Кумкурган, Ангрен – Пап через перевал Камчик, обеспечивший прямой выход из Ферганского региона по железным дорогам в центральную часть страны. Впервые в Центрально-азиатском регионе введены в эксплуатацию высокоскоростные сообщения на направлениях Ташкент – Самарканд, Ташкент – Карши и Ташкент – Бухара. Построен новый аэропорт в Ташкенте, расширены и реконструированы действующие аэропорты, получившие международный статус, в т.ч. в Нукусе, Самарканде, Андижане, Намангане, Фергане, Бухаре, Карши, Навои, Ургенче, Термезе. Поэтапно формируются опорная сеть магистральных автомобильных дорог и национальные

участки международных транспортных коридоров, до каждого населенного пункта в регионах построены автодороги с твердым покрытием. Также важно развивать логистические операции, такие как складирование, упаковка, сортировка и доставка грузов. Это поможет оптимизировать процесс перемещения товаров и снизить затраты на логистику. Для успешного развития инфраструктуры, транспорта и логистики в развивающейся стране без выхода к морским портам необходимо также обеспечить поддержку со стороны правительства, привлечение инвестиций и разработку стратегических планов развития. Развитие логистических операций в странах без морского выхода является важной задачей для обеспечения эффективной торговли и перемещения товаров. Вот несколько подходов, которые могут быть использованы в нашей стране:

Развитие мультимодальных транспортных систем: Это подразумевает использование нескольких видов транспорта, таких как дороги, железные дороги, речные пути и авиация, для доставки грузов. Создание хорошо связанных транспортных сетей позволяет эффективно перемещать грузы из одной точки в другую.

Развитие внутренних транспортных инфраструктур: Строительство и модернизация дорог, железных дорог и аэропортов внутри страны помогает облегчить перемещение грузов и улучшить логистические операции. Это может включать улучшение дорожной сети, строительство современных железнодорожных линий и модернизацию аэропортов.

Развитие логистических центров: Создание логистических центров и складских помещений в стране позволяет эффективно управлять и хранить грузы. Это помогает сократить время доставки и улучшить общую эффективность логистических операций.

Улучшение таможенных процедур: Упрощение и автоматизация таможенных процедур может значительно сократить время, необходимое для прохождения границы и таможенного контроля. Это способствует более быстрой и эффективной доставке грузов.

Установление международных партнерств: Сотрудничество с соседними странами и установление международных партнерств может помочь в развитии транспортных связей и логистических операций. Это может включать соглашения о транзитных коридорах, совместное использование портов и развитие международных логистических цепочек.

Все эти подходы могут быть использованы в сочетании для развития логистических операций в странах без морского выхода. Улучшение инфраструктуры и логистических операций в развивающейся стране, не имеющей выхода к морю: пример транспортных альтернатив и стратегий экономического роста. Развивающиеся страны, не имеющие выхода к морю, сталкиваются с уникальной проблемой ограниченного доступа к транспортным маршрутам и сетям. Поэтому крайне важно предоставить транспортные альтернативы и стратегии для улучшения инфраструктуры и логистических операций в этих странах. Развитие инфраструктуры имеет решающее значение для обеспечения транспортной доступности центров экономического роста, отдаленных территорий и ключевых туристических объектов. Также необходимо обеспечить безопасное и доступное транспортное сообщение, связывающее страну с остальным миром, что будет способствовать торговле и коммерции. Разработка транспортных альтернатив и стратегий важна для экономического роста в развивающихся странах, не имеющих выхода к морю. Создание инфраструктуры имеет решающее значение для активизации логистических операций в этих странах, поскольку повышает эффективность цепочек поставок, снижает транспортные расходы и повышает конкурентоспособность бизнеса. Поэтому государственным органам следует уделить приоритетное внимание развитию инфраструктуры и инвестировать в транспортные альтернативы и стратегии, направленные на улучшение сообщения страны с остальным миром. Это приведет к увеличению торговли, иностранных инвестиций и туризма, что в конечном итоге будет способствовать экономическому росту.

Данный анализ проведен и содержит ряд ключевых факторов для успешного развития инфраструктуры, транспорта и логистики в развивающейся стране без выхода к морским портам. Вот несколько аспектов, которые должны учтены при создании концепции развития логистики Узбекистана:

Технологические инновации: Внедрение новых технологий, таких как системы отслеживания грузов, цифровые платформы для управления логистикой, искусственный интеллект для оптимизации маршрутов и управления запасами, может значительно улучшить эффективность логистических операций.

Образование и обучение: Развитие квалифицированных кадров в области логистики и транспорта также крайне важно. Это позволит стране лучше использовать свои ресурсы и эффективнее управлять логистическими процессами.

Экологическая устойчивость: При проектировании и модернизации инфраструктуры следует уделять внимание экологическим аспектам. Развитие транспортных средств с низким уровнем выбросов, использование возобновляемых источников энергии в инфраструктуре и управление отходами могут содействовать экологической устойчивости.

Партнерство с частным сектором: Привлечение частных инвестиций и партнерство с частным сектором может стимулировать инвестиционные проекты и обеспечить необходимый опыт для эффективного управления проектами.

Эффективное управление государственными ресурсами: Эффективное управление государственными ресурсами и процессами планирования также играет важную роль в развитии инфраструктуры. Прозрачность, открытость и учет интересов всех заинтересованных сторон помогут в создании успешных стратегий.

Интеграция с мировыми транспортными сетями: Активное участие в международных транспортных и торговых соглашениях может расширить возможности для страны и обеспечить доступ к мировым рынкам.

В целом, комплексный подход, включающий в себя финансовую поддержку, технологические инновации, образование и управление ресурсами, поможет создать устойчивую и развитую систему инфраструктуры и логистики в стране.

UDC 622.271.3

TECHNICAL AND ECONOMIC ASSESSMENT OF THE FEASIBILITY OF USING VARIOUS TYPES OF TRANSPORT FOR OVERBACK ROCK

S.P.Kim[1], S.Murtazin[1],V.F.Demin[2], A.M. Zakharov[2], T.V.Demina[3]
[1]Shubarkolkomir LLP
[2]Abylkas Saginov Karaganda Technical University, Karaganda, Kazakhstan
[3]Ural State Mining University

Relevance. In relation to a suite of gently sloping or horizontally lying coal seams of various structures, progressive directions for the formation of mining operations are: priority mining in more coal-saturated areas (with greater thickness of the seams and higher quality of coal); intensive formation of mined-out space along the lower layer in order to accelerate internal dumping and increase its volume; maximum possible use of non-transport technology; deep entry of railway transport with electric traction into long-distance quarry fields.

To determine the directions for improving the technology of stripping operations and the selection of equipment, calculations of the technical and economic indicators of the use of possible technologies, modes of transport, types of excavators, locomotives and dump trucks were carried out at various distances for transporting overburden rocks.

The average costs for stripping operations and specific capital investments for a given bench height in a non-transport system can be determined using the following formulas [1-5]:

$$C_o = \frac{H_1 C_1 + \Delta H C_{сд}}{H_1 + \Delta H} \quad , \qquad K_6 = \frac{H_1 K_1 + \Delta H K_{сл}}{H_1 + \Delta H}$$

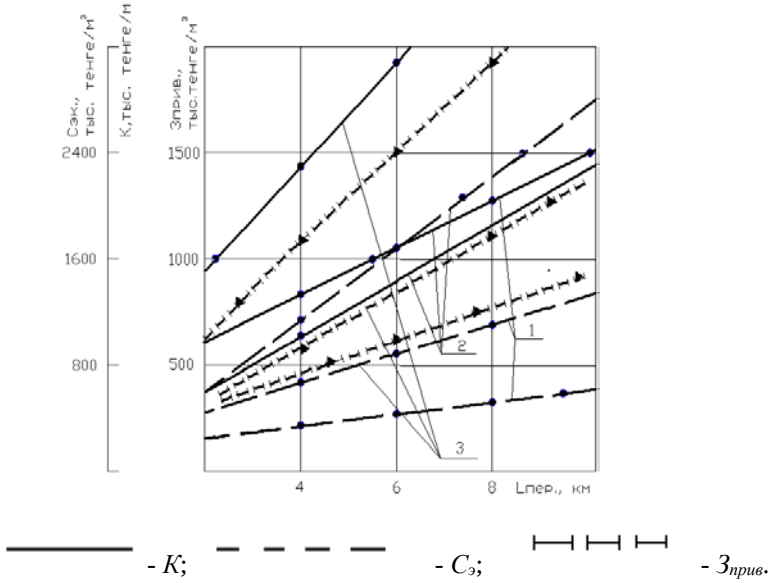
where H_1 – height of the lower overburden bench, m;

C_1, K_1 – respectively, the cost of stripping work and specific capital investments when developing a bench height H_1, tenge/m^3;

ΔH – overburden bench height increment, m;

$C_{сл}$ и $K_{сл}$ – accordingly, the costs of stripping work and specific capital investments in the development of a layer of overburden with a thickness of ΔH, located above a bench height H_1.

Effective indicators (Figure 1) are ensured by using non-transport development technology, according to which it is advisable to work out the maximum possible stripping power based on the parameters of the excavators used, without reducing the equipment load; equivalence of transport technology indicators is ensured with a rock movement range of 0.5 km by dump trucks and 4.5 - 6 km by rail. In open-pit conditions, the average distance of rock transportation by road is 2 km, while the costs are 20% higher than for rail transport, even when transporting to an external dump (8 km) [6-10].



- K; - $C_э$; - $З_{прив}$.

Figure 1 – Dependence of capital (K), operating ($C_э$) and reduced costs ($З_{прив}$) according to technological schemes, with rail and road transport, on the distance of transportation of overburden rocks

Technological diagrams. Therefore, it is advisable to carry out the bulk of the stripping of the forward benches by rail transport; when using various excavators of the EKG series, practically equivalent technical and economic indicators are provided and therefore the choice of excavator model as the fleet wears out should be made taking into account the price and operating experience of the latest models.

When mining seams for stripping operations, it is possible to use technological schemes with railway and partially road transport (option 1), with railway and combined road-railway transport (option 2) – table 1. A comparison of options shows that with combined transport mining and transport work is growing by 10%. Therefore, it is advisable to use a technological scheme using mechanical shovels and railway transport to perform the main volume of work and partial use of road transport - for local areas [11-15].

Table 1 – Economic indicators for technological scheme options

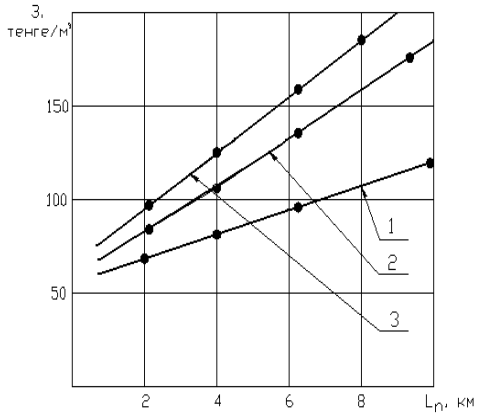
Indicators	Expenses, million tenge	
	Option 1 with rail and partially road transport	Option 2 with railway and road-rail transport
Capital investments:		
excavation and loading works	92	91
overload	-	36
transportation	1050	1020
increase in the cost of rail repairs	85	-
total	1227	1147
the same, for 1 ton of coal, tenge	190	185
unit cost ratio, %	106,9	100
Operating costs:		
excavation and loading works	58	59
overload	4,5	21
transportation	323	352
increase in the cost of rail repairs	51	-
total	395	432
the same, for 1 ton of coal, tenge	60	65
unit cost ratio, %	100	108,3
Given costs per 1 ton of coal, tenge	76	85
Ratio of given costs, %	100	111,8

When using railway transport, it is necessary to reconstruct transport schemes on horizons that are not directly accessible through exit trenches, including the re-laying of permanent tracks, the construction of new checkpoints and stations in a limited period of time; difficulties arise when working out dead-end parts of the work front when it is impossible to organize two exits from the horizon and when finalizing part of the front with railway track radii less than 200 m, excavation in zones of tectonic disturbances.

This is solved by forming a track development scheme with a minimum number of dead-end posts and stations; electrification of railway transport with an increase in the guide slope of railway tracks to 40 ‰, and in the future up to 50 ‰; the use of draglines to reduce the depth of entry of railway transport; partial use of other modes of transport [16-22].

Discussion of research results. To determine the area of effective use of automobile and electrified railway transport when changing the transportation range of overburden, it was established that in terms of costs per 1 m^3 of overburden, railway transport is more economical with a transportation range of more than 2 km.

Of the two types of BelAZ dump trucks considered, the options differ slightly (BelAZ is more economical with a load capacity of 110 tons); with a distance of movement of overburden by rail from 8 to 10 km, the equivalence of the technical and economic indicators of both types of transport is achieved with a transportation range by road within 3.5 - 5.5 km (Figure 2).



1 - railway transport; 2 and 3 – road transport with a carrying capacity of BelAZ 110 and 130 tons

Figure 2 – Costs for transporting overburden rocks of internal benches depending on the type of transport and transportation distance (L_n)

The use of in-line technology for overburden excavation is promising. A limiting factor in the use of continuous equipment is the tendency of overburden rocks to stick and freeze on the working parts of rotary excavators and belt conveyors when clayey rocks with a high content of external moisture up to 25–30% predominate in the field and are prone to soaking.

Conclusion

To improve the working conditions of excavators due to the development of seams by bottom scooping in conditions of high water content of the faces. Involve off-balance (substandard) coal reserves in development, which will increase the full use of the deposit's resources. Reduce environmental damage in the coal mining area by reducing dust formation at the face during scooping due to filling the bucket at a trajectory length 1.5 - 2 times shorter than the bucket of a mechanical shovel with rope pressure.

The elements of the mining system are determined by the technology used and the means of mechanization of mining operations. To select the type of excavator, a technical and economic comparison of the used and possible equipment was made.

REFERENCES

1 Rzhevsky V.V. Open pit mining. Part 2- M., Nedra, 1985. – 435 p.

2 Khokhryakov V.S. Open-pit mining of mineral deposits. – M., Nedra, 1991. - 345 p.

3 Tomakov P.I., Naumov I.K. Technology, mechanization and organization of open-pit mining. – M., Nedra, 1986. 330 p.

4 Rogatin N.N. Technology and mechanization of open-pit mining. – M., Nedra, 1982. 346 p.

5 Melnikov N.V. A quick guide to surface mining. – M., Nedra, 1982. - 456 p.

6 Open pit mining. Directory - M., Mining Bureau, 1994. - 565 p.

7 Unified safety rules for open-pit mining of mineral deposits. – M., Nedra, 1986. - 235 p.

8 Anistratov Yu.I. Technology, mechanization and organization of OGR. – M.: Nedra, 1986

9 Simkin B.A., Nevsky V.L. Cyclic - continuous technology of coal mining in open-pit mines // Results of Science and Technology. Series: Development of solid mineral deposits, volume 27, VINITI, M., 1983, pp. 53 - 81.

10 Simkin B.A., Nevsky V.L. High-performance equipment in large quarries of the world // Results of Science and Technology. Series: Development of solid mineral deposits, volume 27, VINITI, M., 1983, pp. 3 - 50.

11 Technology for the formation of flat rock dumps with new fireproof parameters // Code of resource-saving technological processes and equipment developed and used in the coal industry, part 1: “Coal mining and processing, mine construction”, catalogue, TsNIEIugol, M., 1988, p. 42 – 43.

12 Tomakov P.I., Naumov I.K. Technology, mechanization and organization of open-pit mining. Ed. 2nd, revised, - M.: Nedra, 1986, p. 244, 167, 179

13 Bobrov O.G., Zaitsev Yu.S., Kessariysky Yu.V. Using sludge from biological wastewater treatment to irrigate dumps. - Coal of Ukraine, 1985, No. 4, pp. 30 - 31.

14 Melnikov N.V. A quick guide to surface mining. M.: Nedra, 1982.- 414 p.

15 Vinitsky K.E. Control of technological process parameters in open-pit mines. M., Nedra, 1984. - 237 p.

16 Theory and practice of open-pit mining /Ed. N.V. Melnikova. - M.:Nedra, 1979. - 635 p.

17 Steintsayg R.M. Creation of quarry hydraulic excavators. - Coal, 1982, No. 5.

18 Steintsayg R.M. Foreign experience in the creation and operation of hydraulic reverse shovels: Express information, vol. 19, M., TsNIEIugol, 1982. – 11 p.

19 Melnikov N.N. etc. Modern quarry hydraulic excavators for open-pit mining. - M., TsNIITEItyazhmash, 1982, issue. 31. - 21s.

20 Fisenko G. L. Stability of the sides of quarries and dumps. – M., Nedra, 1965. - 235 p.

21 Guidelines for determining the angles of inclination of the sides of slopes of ledges and dumps in quarries under construction and in operation. - Leningrad. VNIMI.1971. – 45s.

22 Dumps of mountain slopes / Krasnoselsky E.B., Kalabin G.V., Ovodenko B.K. and others - Leningrad. Science.1975. – 125s.

Код МРНТИ 52.13.17

МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВЫСОКОГО УСТУПА ПРИ ДЕЙСТВИИ СИЛЫ ТЯЖЕСТИ

Д.Р.Махмудов[1], М.А.Исраилов[1], Ш.А. Очилов[2], Ж.М.Бекпулатов[1], С.С.Норинов[1]

[1]Ташкентский государственный технический университет,

[2]Университет геологических наук, г.Ташкент, Узбекистан)

В данной работе оценивается устойчивость уступа путём геомеханического моделирования напряжённо-деформированного состояния (НДС) уступа. Модель разрабатывается с применением программного комплекса Solidworks[1,2,3]. В методе конечных элементов необходимо рассматривать размеры модели, кратно превышающей размеры исследуемого объекта. Это вызвано необходимостью обеспечения граничных условий модели, принимая их на

боковых гранях близкими к значениям нетронутого массива пород. С другой стороны, следует остановиться на разумной трудоёмкости[4,5,]. В табл. 1 показаны механические свойства горных пород «в куске»

Таблица 1.

P	σ_c	σ_p	$E/10^4$, МПа	$G/10^4$, МПа	ν	χ	b,м	w	f
2755	41	4,1	4,85	2,038	0,19	0,235	0,42	2,381	8

Для определения структурного ослабления в массиве используем формулу (1), [1]. Значение модуля трещиноватости: W=1/b=2,381.

$$k_c=\frac{E_m}{E}=\frac{1}{1+0,2N^{2.6}}, \quad (1)$$

где N параметр, зависящий от трещиноватости пород.

Учитывая значительные размеры модели (по отношению к уступу) по сказанному выше о методе конечных элементов (МКЭ), для всех четырёх боковых граней приняты граничные условия нетронутого массива (нулевые смещения по нормали к боковым граням).

На рис. 1 показана эпюра распределения запаса прочности n по критерию Кулона-Мора при 12 интервалах напряжений.

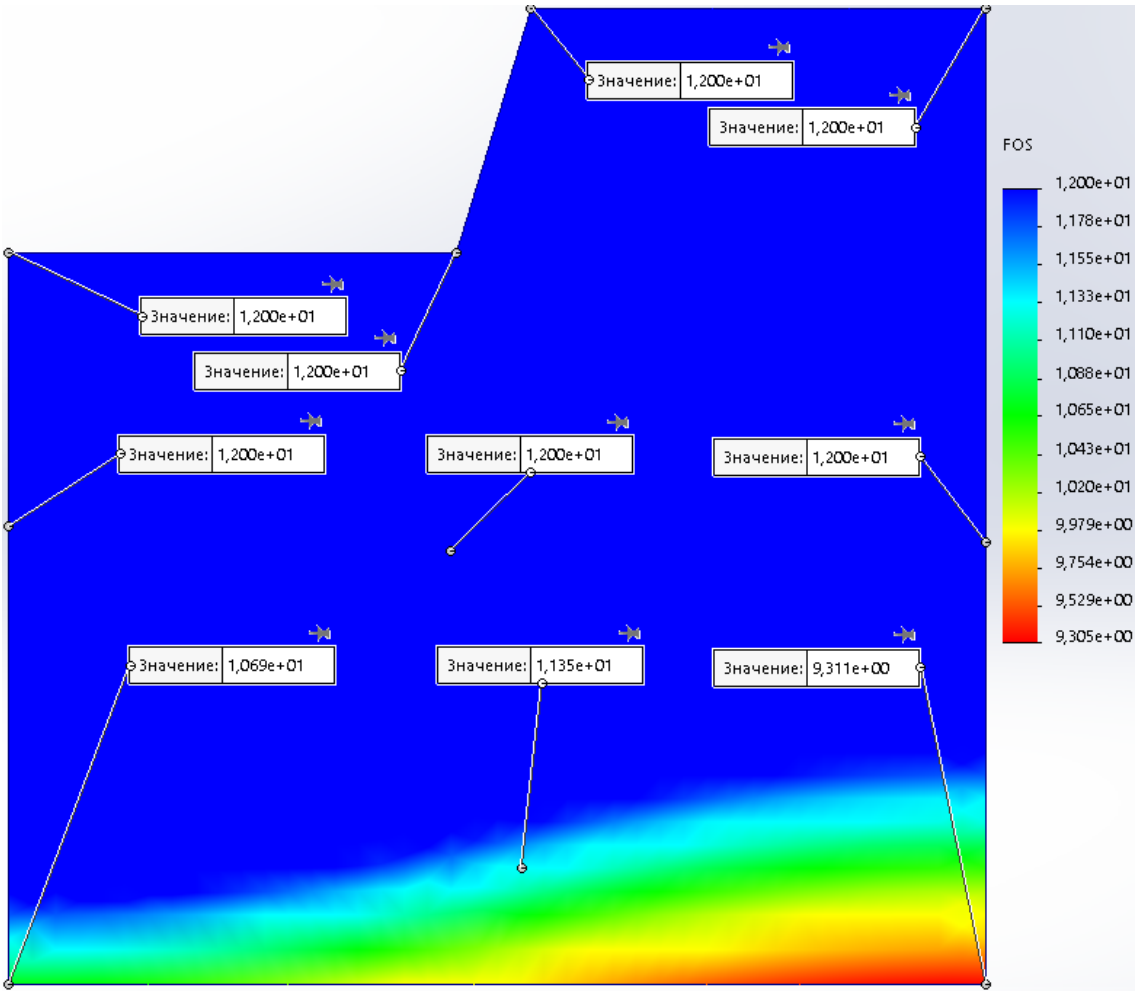


Рисунок 1 – Эпюра запаса прочности уступа n

Как видно из легенды справа и ряда замеров на рис. 1, уступ обладает высокой прочностью с коэффициентом запаса прочности в интервале 9,3-12. Исследуемая часть модели - в зоне шаблона имеет n=12. Граничные грани модели определяют собой направления главных напряжений, т.е. направления максимального возрастания в пространстве нормальных напряжений для моделей при действии силы тяжести. Поэтому изолинии вблизи границ массива будут к ним перпендикулярны. Дополнительные силы, например от контактов буровой машины, в локальных зонах их приложения изменяют НДС в зависимости от величины этих сил. Ещё сильнее изменяют НДС угловые концентраторы напряжений типа нижняя бровка. Далее рассматриваются эпюры изолиний напряжений. Интенсивность касательных напряжений - удвоенный их максимум $(2\tau_{max}=\sigma_1-\sigma_3)$ показана на рис. 2, и в таблице 2.

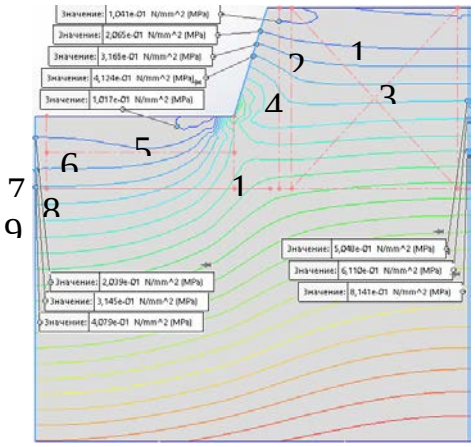


Рисунок 2а – Эпюры $2\tau_{max}$ в среднем сечении

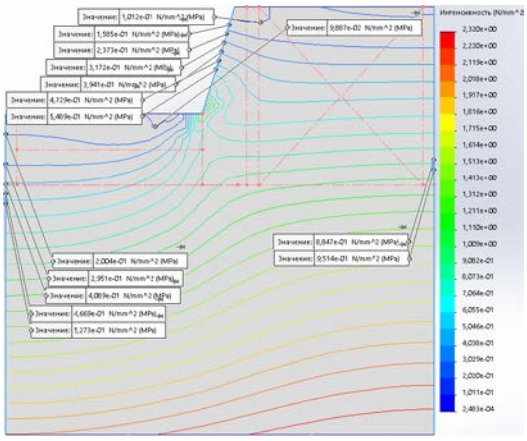


Рисунок 2б – Эпюры $2\tau_{max}$ на правой грани

Таблица 2.

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
6а	0,1032	0,1582	0,2062	0,2524	0,0508	0,1019	0,1572	0,1039	0,2562	0,407
6б	0,099	0,1586	0,197	0,2554	0,0494	0,1002	0,1475	0,2044	0,2485	0,459

В нетронутом массиве на данной глубине $2\tau_{max} = const$ и вблизи передней и задней граней модели изолинии также становятся горизонтальными. Это говорит о достаточности принятых размеров модели.

В таблице 2 представлены значения изолиний τ_{max} до глубины шаблона 20 м от подошвы уступа. Изолинии справа от откоса в средней его части имеют явные наклоны, а вблизи вертикальных граней и откоса направлены перпендикулярно к ним. В близи нижней бровки изолинии концентрируются в ней, претерпевая разрывы между гранями. Ниже подошвы изолинии стремятся к передней грани, а с глубины 12 м (изолиния 10), изолинии восстанавливают сплошность, перегибаясь под нижней бровки. В табл. 4 мало заметно влияние буровой машины хотя есть тенденция превышения значений рисунке 2а над рисунке 2б в 6 точках таблицы. Верхняя точка на рисунке 2а под буровой машины показывает значение τ_{max}=0,1041 (центральная точка левого контакта), а на рис 2б эта изолиния имеет значение τ_{max}=0,1012, вот форма этих изолиний явно отличается. Превышение первого значения составит 2,8%. Это показывает малое влияние веса буровой машины в верхней изолинии до глубины 3,7 м от верхней площадки уступа. изолинии 1 обеих рисунков уже не отличаются. Следует учесть, что давление на контактах не велико (0,16 МПа), расширение верхней изолинии в 1,5 раза показывает, что давление от контактов убывает к низу в то же время, давление силы тяжести на глубине 3,7 м. равно 0,1 МПа и далее возрастает. В связи с этим далее рассматриваются изолинии только в среднем сечении модели. На рис.3 приведены изолинии σ_Y, а в табл. 3 величины в характерных точках.

Сказанное во вступлении выше о направлении напряжений вблизи границ, хорошо видно на рис. 3. Все напряжения за исключением малой зоны слева от нижней бровки являются сжимающими. Малая зона соответствует зоне растяжения до величин 0,1436 МПа по легенде. Для линии 1 показано два замера: под контактом и в удалении. Разница между ними 0,004 Мпа - соответствует отклонению значений в этой линии. Поэтому в табл. 3 достаточно рассматривать три знака после запятой. Линия 1 приподнята в зоне под контактами - это влияние нагрузки контактов (соответствующее напряжение достигается за счёт контактов на глубине, меньшей на 0,8 м. Это влияние сохраняется на линии 1 слева вплоть до откоса и угол выхода линии в откос становится меньше 90°. Гораздо меньшее влияние на выходе нижней линии 2 в откос, а ещё более глубокие линии 3 и 4 уже не имеют влияния контактов, выходя в откос под прямым углом.

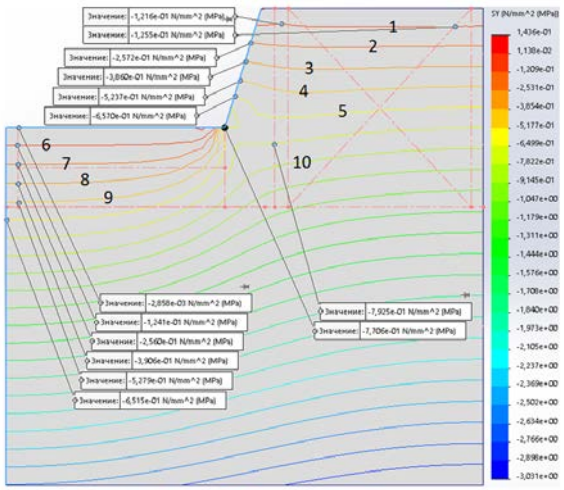


Рисунок 3 – Нормальные напряжения σ_Y, Мпа

Таблица 3.

№	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
σ_Y	-0,1255	-0,2572	-0,386	-0,5237	-0,657	-0,1241	-0,256	-0,3906	-0,5279	-0,6515

Граничные грани модели определяют собой направления главных напряжений, т.е. направления максимального возрастания в пространстве нормальных напряжений для моделей при действии силы тяжести. Поэтому изолинии вблизи границ массива будут к ним перпендикулярны. Дополнительные силы, например от контактов буровой машины, в локальных зонах их приложения изменяют НДС в зависимости от величины этих сил. Ещё сильнее изменяют НДС угловые концентраторы напряжений типа нижняя бровка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 К.Н. Трубецкой, М.Г. Потапов, К.Е. Винницкий и др. Открытые горные работы: Справочник. - М.: Горное бюро, 1994. - С. 500 с.

2 Makhmudov D.R., Kodirov V.R., Research of the geomechanical state of deep quarry edges stability. Technical Science and innovation. - Ташкент, 2020. - №4. - С. 142-148.

3 Кадиров В.Р., Махмудов Д.Р., Очилов Ш.А., Кушшаев У.К. Обоснование и выбор расчетных геомеханических моделей. Сборник статей XIX международной научно-практической конференций. -2020г. - Пенза. - С. 40.

4 Методические указания по наблюдениям за деформациями бортов разрезов и отвалов, интерпретации их результатов и прогнозу устойчивости. - Л.: ВНИМИ, 1987. - С. 118 с.

5 Методические указания по расчету устойчивости и несущей способности отвалов. - Л.: ВНИМИ, 1987. - С.127 с.

Код МРНТИ 52.13.19

ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ КОНТИНЕНТАЛЬНОГО ШЕЛЬФА АВТОНОМНЫЕ ПОДВОДНЫЕ ДОБЫЧНЫЕ КОМПЛЕКСЫ В УСЛОВИЯХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР

Я.Е. Линьков, В.Е. Кисляков, П.В. Катышев

Сибирский федеральный университет, г Красноярск, Российская Федерация

В настоящее время в условиях истощения минеральных ресурсов на материке, весьма перспективной становиться добыча полезных ископаемых со дна континентального шельфа. В этой связи эффективное, экологически безопасное освоение минерально-сырьевых ресурсов Мирового океана становится одной из главных стратегических задач человечества [1].

Россия с 70-х годов прошлого века активно участвует в изучении недр Мирового океана, а с 2001 года работает в рамках контрактов, предоставленных стране Международным органом по морскому дну. Однако между геологоразведочными работами в части технического и технического оснащения образовался существенный разрыв. Наиболее слабым местом в этой проблеме считается отсутствие высокоэффективных эксплуатационных технических средств добычи, связанных с выемкой и подъёмом горной массы на поверхность мирового океана, к транспортным и перерабатывающим мощностям. Поэтому на сегодняшний день требуется ускорение научно-исследовательских и конструкторских разработок, ускоряющих процессы освоения [2].

Огромный вклад в развитие и изучения рассматриваемых вопросов, связанных с подводной добычей твердых полезных ископаемых, внесли отечественные ученые Г.А. Нурок, И.М. Ялтанец, В.Б. Добрецов, И.П. Тимофеев, Б.С. Маховиков, А.П Юфин и др., в работы которых заложены основные принципы формирования теоретических основ проектирования и эксплуатации технических средств подъема горной масс с морского дна [3]. Одними из современных исследователей в данном направлении являются Дробаденко В.П., Вильмис А.Л., Каширский А. С. [4-10].

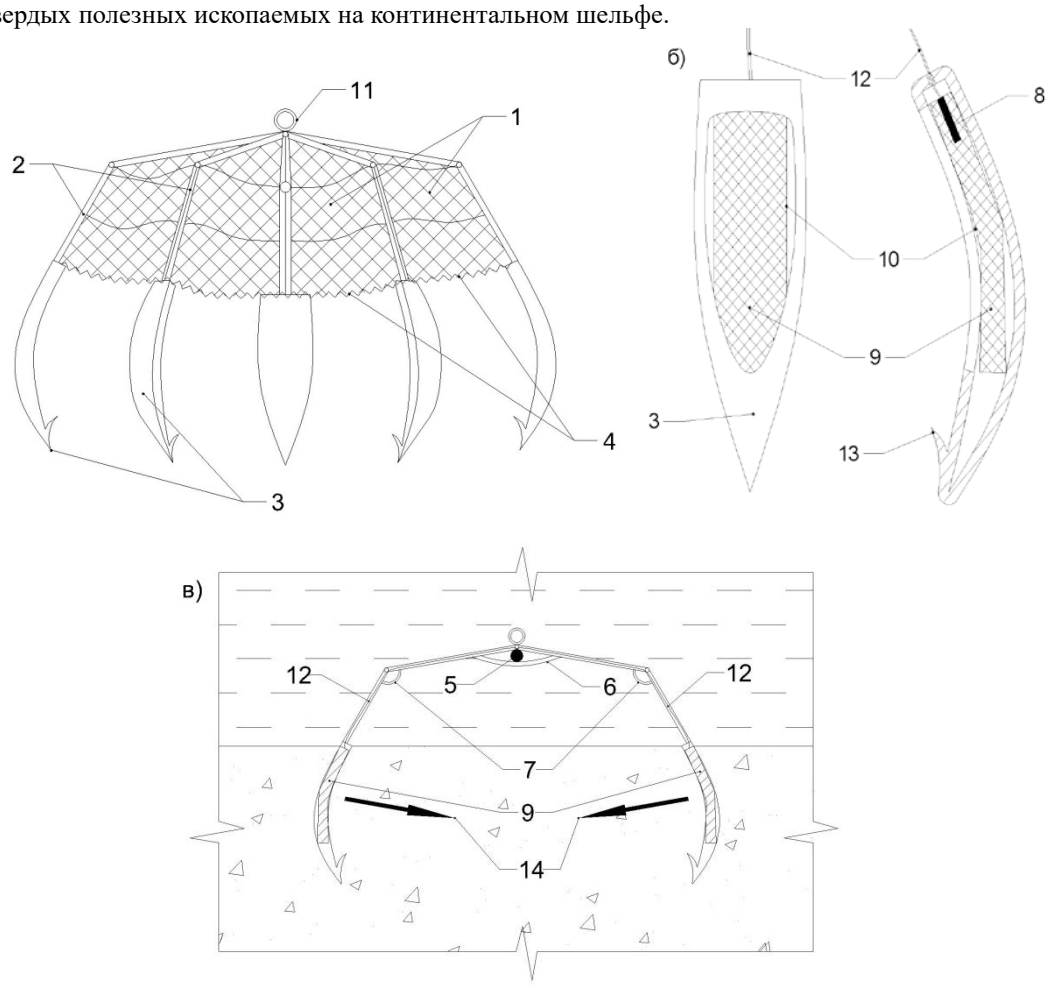
Целью работы является разработка способов добычи полезных ископаемых со дна континентального шельфа, используя автономные подводные добычные комплексы, применяющие в процессе всплытия на поверхность подъемную силу и силу Архимеда, приложенную к телам с меньшей плотностью чем морская вода. Такими веществами могут быть различные газы, заключенные в непроницаемую полость, либо твердые тела в виде льда.

В ходе исследования будут разработаны новые способы добычи полезных ископаемых со дна шельфа и доработаны уже существующие устройства, рисунок 1 [11]. Авторы исследования планируют изучить влияние различных веществ в разных агрегатных состояниях, применяемых в составе подъемного узла, на подъёмную силу, в процессе всплытия добычных автономных комплексов.

На сегодняшний день проанализировано внешние воздействие подводных течений на траекторию сноса автономных подводных добычные комплексом, в ходе выполнения технологических процессов. Было получено уравнение для расчета расстояние сноса добычного комплекса, от места его запуска до подводного забоя при погружении, и от забоя, в гружёном состоянии, до поверхности [12]. К основным факторам влияющими на расстояние сноса можно отнести массу устройства с оборудованием и полезной нагрузкой, скорость течения среды и время за которое устройство проходит путь до дна и обратно до поверхности. В свою очередь на время за которое устройство проходит путь влияет плотность жидкой среды и ее динамическая вязкость, объемный вес устройства, площадь миделева сечения, а также полная длинна устройства.

Также ожидается разработка математической модели для прогнозирования физико-химических свойств морской воды в акваториях морей и океанов, омывающих территорию Российской Федерации. Эта модель поможет облегчить расчеты производительности автономных добычных комплексов в меняющихся сезонных условиях арктической зоны и на разных глубинах отработки.

Результаты рассматриваемой работы позволят ускорить разработку новых технических средств добычи и переработки твердых полезных ископаемых на континентальном шельфе.



а) общий вид устройства, б) зуб ковша, в) устройство при внедрении в породу:
1 – гибкий материал; 2 – стальные спицы; 3 – зубья; 4 – пружинный механизм; 5 – механический датчик; 6 – механизм закрытия ковша; 7 – гибкие тяги; 7– электродетонатор; 9 – взрывчатое вещество; 10 – водонепроницаемый корпус; 11 – петля для подъема устройства на судно; 12 – электропровода; 13 – крюк

Рисунок 1 – Автономный подводный комплекс в виде грейферного ковша [11]

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Волков А.В. Перспективы подводной добычи золота и других стратегических металлов в океанских недрах [Электронный ресурс] // журнал "Золото и технологии" № 3 сентябрь 2020 г. URL.:https://zolteh.ru/regions/perspektivy_podvodnoy_dobychi_zolota_i_drugikh_strategicheskikh_metallov_v_okeanskikh_nedrakh/ (дата обращения 11.04.2023). Дробаденко В. П., Малухин Г. Н., Луконина О. А., Салахов И. Н. Современное состояние проблем освоения твердых минеральных ресурсов дна морей и океанов // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2021. — № 3-1. — С. 99–109.

2 Сержан С.Л. Обоснование рациональных параметров системы грунтозаборным устройством и гидродвигателем для добычи железомарганцевых конкреций. Автореферат диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. - Санкт-Петербург, 2015- С. 24.

3 Актуальные вопросы освоения шельфовых и прибрежно-морских месторождений арктической зоны России / А. Л. Вильмис, В. П. Дробаденко, И. Н. Салахов [и др.] // Недропользование XXI век. – 2023. – № 1-2(99). – С. 10-23.

4 Современное состояние проблем освоения твердых минеральных ресурсов дна морей и океанов / В. П. Дробаденко, Г. Н. Малухин, О. А. Луконина, И. Н. Салахов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 3-1. – С. 99-109. – DOI 10.25018/0236_1493_2021_31_0_99.

5 Дробаденко, В. П. Перспективы освоения глубоководных минералогенических осадков дна Мирового океана / В. П. Дробаденко, А. Л. Вильмис, О. А. Луконина // Новые идеи в науках о Земле : Материалы XV

Международной научно-практической конференции. В 7-ми томах, Москва, 01–02 апреля 2021 года. Том 4. – Москва: Российский государственный геологоразведочный университет им. С. Орджоникидзе, 2021. – С. 37-40.

6 Твердые полезные ископаемые дна мирового океана -потенциальные объекты для развития геотехнологических методов / А. Л. Вильмис, М. И. Буянов, И. С. Калинин, В. А. Тивоненко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 3-1. – С. 147-154. – DOI 10.25018/0236_1493_2021_31_0_147.

7 Каширский, А. С. Перспективы развития морской горнодобывающей отрасли в России / А. С. Каширский // Горная промышленность. – 2016. – № 2(126). – С. 64.

8 Кириченко, Ю. В. Анализ экологического воздействия разработок подводных месторождений твердых полезных ископаемых / Ю. В. Кириченко, А. С. Каширский, Г. С. Иващенко // Горная промышленность. – 2019. – № 3(145). – С. 92-97. – DOI 10.30686/1609-9192-2019-3-145-92-97.

9 Новая технология крупнообъемного опробования твердых полезных ископаемых месторождений дна морей и океанов / А. С. Каширский, В. П. Дробаденко, А. Л. Вильмис, О. А. Луконина // Недропользование XXI век. – 2018. – № 2(71). – С. 36-42.

10 Кисляков, В.Е., Катышев, П.В., Линейцев В.Ю. Устройство автономной добычи твердых полезных ископаемых со дна континентального шельфа // Патент РФ № 2651660, 2017. Бюл. №7.

11 Substantiation of the technology of mineral extraction from the bottom of the continental shelf with an autonomous underwater vehicle / V. E. Kislyakov, P. V. Katyshev, Ya. E. Linkov [et al.] // Journal of Degraded and Mining Lands Management. – 2023. – Vol. 10, No. 4. – P. 4729-4736. – DOI 10.15243/jdmlm.2023.104.4729.

УДК 622.53

МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЖИМА РАБОТЫ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКИ ШАХТ

Б.О. Отажонов, А.В. Рахимов, Ж.Ф. Юнусов

Ташкентский государственный технический университет имена Ислама Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

Водоотливные установки горнорудных предприятий, как правило, были заложены несколько лет назад. В настоящее время для водоотлива установлены насосы, выбранные при проектировании с заданными на момент строительства шахты или разреза значениями максимального или нормального притоков, а также значениями высоты подъема. За время эксплуатации неизбежно произошло изменение показателей по притоку воды, но при этом насосы остались прежними. В связи с вышеизложенным возникает необходимость в проверочном расчете водоотливной установки под параметры, действующие на данный момент. При откачке загрязненных рудничных вод значительно возрастают гидравлические сопротивления трубопровода, которые приводят к изменению режима работы водоотливной установки. Что вызывает снижению производительности, к.п.д. насоса и повышению напора.

В данной статье представлена геометрическая модель, с помощью которой можно определить оптимальный режим работы водоотливный системы шахт и карьеров.

Ключевые слова: Водоотливные установки, трубопровод, гидравлических потерь, насос, характеристика трубопровода, производительность, напорная характеристика.

Условия эксплуатации водоотливных установок шахт и рудников характеризуются высоким давлением нагнетательном трубопроводе, большой производительностью насосных агрегатов, необходимостью откачки загрязненных и кислотных рудничных вод, высокой влажностью, запыленностью и взрывоопасностью рудничной атмосферы, ограниченными размерами горных выработок и значительным отклонением режимов работы установок процесс эксплуатации по сравнению с проектными решениями.

Последние объясняется возрастанием местных сопротивлений в трубопроводах, которые приводят изменению режима работы водоотливных установок от расчетной. Даже правильно выбранные насосные агрегаты не всегда работают экономично, и в этих условиях выбор оборудования необходимо осуществить с учетом характеристики трубопроводов.

Исследование режима работы водоотливной установки имеет большое практическое значение, так как позволяет получить величину их отдельных параметров (напор, производительность, мощность, к.п.д. и др.) и повысит технико-экономические показатели установки.

Для определения режима работы насоса на трубопровод необходимо знать его характеристику, уравнение которой имеет следующий вид:

$$H = H_{\Gamma} + \frac{\vartheta^2}{2g}(1+\sum\xi) = H_{\Gamma} + R_T \cdot Q^2 \ ,$$

где, - постоянная трубопровода.

Характеристика трубопровода выражает зависимость геодезического напора – $H_г$ и гидравлических потерь – $R_т \cdot Q^2$ зависящих от производительности и сечения трубопровода и не зависит от характеристики самого насоса.

При откачке загрязненных рудничных вод значительно возрастают гидравлические сопротивления трубопровода, которые приводят к изменению режима работы водоотливной установки. Что вызывает снижению производительности, к.п.д. насоса и повышению напора.

Рассмотрим влияние изменения гидравлических потерь на режима работы водоотливной установки. Для этой цели ранее принятым координатным осям напора – Н, производительности – Q введется координатный ось времени работы установки – Т. Такой метод подхода к решению задачи позволяет создать геометрический модель, режимов работы установок и более наглядно и достоверно анализировать их работы за определенный промежуток времени.

Геометрическое моделирование режимов работ водоотливных установок дает установить на модели несколько фигур объемы которых определяются произведением напора, производительности и времени. Если за единицу измерения напора принимать единицу - кгс/м^2, то объемы этих фигур имеет размерность кгс·м и это есть работа, затрачиваемая установкой для подъема воды.

Полезная мощность установки определяется по формуле

$$N = \frac{Q \cdot H}{102 \cdot 3600}, \quad \text{кВт}$$

Умножим обе стороны на время работы установки Т получим

$$E = \frac{Q \cdot H \cdot T}{102 \cdot 3600}, \quad \text{кВт·час}$$

Полезный расход электроэнергии на геометрической модели будет эквивалентно, объемам фигур определяемых произведением параметров Q, H, T.

Характеристика трубопровода водоотливной установки выражает зависимость от производительности – “Q” и сечения трубопровода – “S”. На рис.-1 приведен геометрический модель режима работы водоотливной установки при S = const (идеальный случай). Идеальном случае характеристику трубопровода за определенный период его эксплуатации можно выразить сферической поверхностью А, В, С, Д.

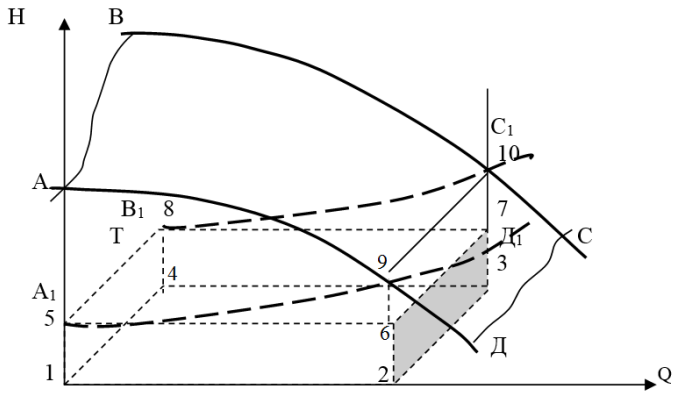


Рисунок 1 – Геометрический модель режима работы водоотливной установки.

Таким образом геометрический модель режимов работы позволяет более наглядно и достоверно оценить работу водоотливных и вентиляторных установок шахт и рудников.

Напорная характеристика насоса не зависит от времени эксплуатации и его на модели можно вырезать сферической поверхностью АВСД.

Режимы работы насоса за период эксплуатации «Т» устанавливается линией пересечения (9-10) вышеперечисленных сферических поверхностей.

Объем фигуры 1, 2, 9, 5, 4, 3, 10, 8 представляет собой полезный расход электроэнергии за период эксплуатации и определяется по формуле.

$$E = H_Г \cdot Q_P \cdot T + \int_0^{Q_P} H_i dQ$$

где $Q_р$ – расчетный (проектный производительность), м^3/час.

При откачке загрязненных рудничных вод значительно возрастают гидравлические сопротивления трубопровода и характеристика трубопровода, которой требует дальнейшей исследований.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 А.П. Гришко. “Стационарные машины” том 2 “Рудничные водоотливные, вентиляторные и пневматические установки” Москва издательство «Горная книга» 2007.

2 Долганов А.В. Стационарные машины: учебник / А.В. Долганов. – М.: Издательский дом Академии Естествознания, 2017. – 281 с.

3 Бондалетова Людмила Ивановна, Бондалетов Владимир Григорьевич “ПРОМЫШЛЕННАЯ ЭКОЛОГИЯ” Томского политехнического университета -2008.

Код МРНТИ 52.35.29

ПОВЫШЕНИЕ ГАЗООТДАЧИ ПОДЗЕМНЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ

Е.М. Мейрам, А.И. Полчин, Ж.К. Богжанова, Р.К. Камаров

Карагандинский технический университет им. Абылкаса Сагинова, г. Караганда, Казахстан

Аннотация. В данной работе приведены результаты применения гидроразрыва угольного пласта для повышения его газоотдачи. При этом через скважины диаметром 93 мм и длиной 40-80 метров под давлением не более 300 атм через пакеры закачивалась шахтная вода. Схема расположения скважин приведена на рисунке. Замеры на устье скважин до и после гидроразрыва показали увеличение газоотдачи угольного пласта в среднем в 1,8 раза.

Введение. Уголь способен удерживать определенное количество метана в связанном состоянии при соответствующих давлении и температуре. Извлечение метана из угля возможно только при условии нарушения сорбционного равновесия и увеличения проницаемости углепородного массива, через который газ движется к скважинам.

Анализ методов интенсификации дегазации в мировой практике показывает, что для стимуляции газоотдачи угольных пластов наиболее часто используется гидравлический разрыв пласта (ГРП) {1,2,3,4}. Трещины, образующиеся в процессе ГРП, могут достигать в длину нескольких десятков метров и соединяясь между собой и с другими трещинам, значительно увеличивают проницаемость массива. Этот метод является на сегодняшний день самым эффективным способом повышения дебита скважин{5,6,7,8}.

Гидроразрыв пласта применяют для снижения сроков дегазации и повышения степени предварительной дегазации угольных пластов в шахтных условиях. Его сущность состоит в формировании в угольном пласте системы трещин, предназначенных для частичной разгрузки массива горных пород, создания в нем фильтрационных каналов для дренирования пород и их дегазации{9}.

Материалы и методы. Ориентировочно гидроразрыв проводят в подземных скважинах, специально пробуренных для его выполнения (рис.). Гидроразрыв пласта проводят в скважинах диаметром 93 мм, длина скважин 40-80 метров. Скважины гидроразрыва и дегазационные скважины, подвергнутые его действию подключаются к дегазационной сети после прекращения обильного выделения воды. Эффективность гидроразрыва пласта определяют сравнением дебитов метана, измеренных до и после его проведения. Кроме того, на шахте «Казахстанская» подключение пластовых скважин к дегазационной сети производится поблочно по 10 скважин, где также производится анализ дебитов метана в районах с применением или без при-менения ГРП.

Гидроразрыв пласта осуществляют рабочей жидкостью, нагнетаемой насосным оборудованием под давлением 16 МПа. В качестве рабочей жидкости используют воду из шахтного водовода.

Гидроразрыв пласта прекращают после закачки в пласт заданного объема жидкости или ее появления в стенке выработки.

В состав работ по ГРП входят следующие основные операции:

- измерение дебита метана из скважин до производства ГРП;
- опробование насосного оборудования до подключения его к скважине;
- опрессовку оборудования под давлением более 16 МПа;
- включение в работу насосного оборудования;
- контроль давления нагнетания, давления в пакерах и объема закачки рабочей жидкости.

Применяемое оборудование:

- Насос для закачки воды УНИ
- подача 50 л/мин
- давление максимальное 30 Мпа
-мощность двигателя 18,5 кВт.
- Пакер ПМО-2У диаметром 90 мм с проходным отверстием 50 мм.

Схема предварительной дегазации лавы с ГРП

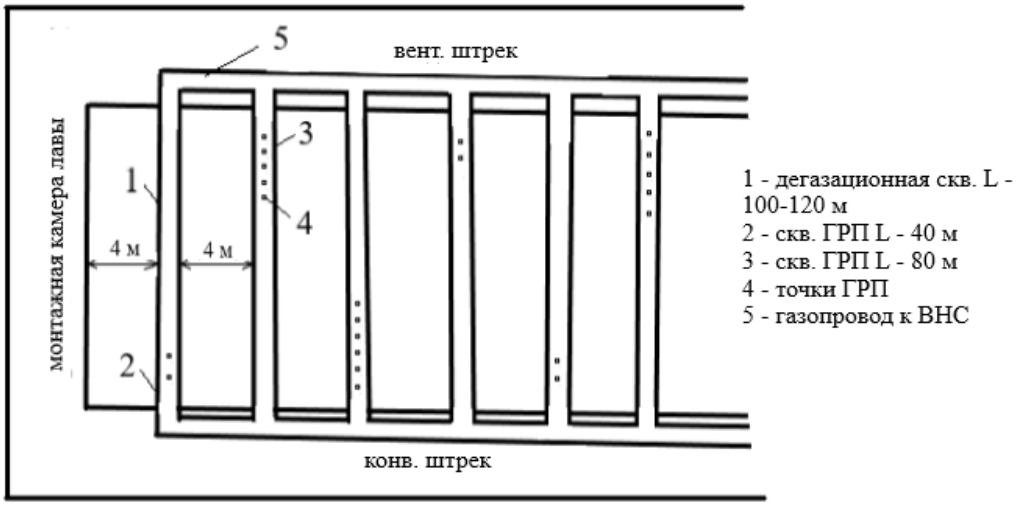


Рисунок 1 – Схема предварительной дегазации лавы с ГРП

В подготовленную рабочую скважину заводится герметизатор, который посредством гидроарматуры подсоединяется к насосу. Затем осуществляется заполнение всей системы рабочей жидкостью и предварительный распор герметизатора в скважине (не менее 7 МПа), после чего производится нагнетание рабочей жидкости. Процесс нагнетания жидкости в скважину продолжается до стабилизации давления (16 МПа) в течении не менее 10 минут{10}. Процесс работ:

- Бурение скважины длиной 40-80 метров
- Установка пакера
- Нагнетание жидкости в пласт
- Производство гидроразрыва
- Выключение подачи жидкости и сброс давления в пакере
- Перемещение пакера
- Демонтаж оборудования
- Переход к следующей скважине

Бурение скважин производилось с конвейерного штрека 332 д6-1в через 20 метров в количестве 24 штук. Бурение восстающей скважины пластовой дегазации производилось через 8 метров, между ними, то есть через 4 метра дополнительно производилось бурение скважины для производства ГРП.

До и после работ по гидроразрыву пласта были произведены замеры дебита метана на скважинах пластовой дегазации:

Таблица 1 – Замеры дебита метана на скважинах пластовой дегазации

Номер блока	Дебит метана, м3/мин		Примечания
	До проведения ГРП	После производства ГРП	
11 (10 скважин)	0,05	0,11	Увеличение в 2,2 раза
17 (10 скважин)	0,12	0,19	Увеличение в 1,6 раза
19 (10 скважин)	0,09	0,15	Увеличение в 1,7 раза
24 (10 скважин)	0,15	0,15	Вне зоны производства ГРП
Скважина ГРП в блоке 17 (длина 65 метров)	-	0,11	Дебит на одной скважине

Замеры производились на диафрагмах, которые установлены на каждом блоке, поэтому замеры выполнены не на каждой скважине, а на 10 скважинах.

Результаты и обсуждение. Как видно из таблицы, дебиты скважин увеличились в среднем в 1,8 раза. Такой результат позволит осуществить безопасную отработку угольного пласта с ростом производительности и снижением сроков предварительной дегазации почти в два раза.

Выводы. Приведенные в работе результаты показали эффективность способа гидроразрыва угольного пласта Д-6 на шахте «Казахстанская» Угольного Департамента АО «QarMet». С пласта до его отработки снято выбросоопасного газа метана в 1,8 раза больше, чем при обычной предварительной дегазации. Это позволит снизить сроки ввода лавы в эксплуатацию и повысить ее производительность почти в два раза. Данный способ может успешно применяться при предварительной дегазации отрабатываемых угольных пластов Карагандинского бассейна.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Сластунов С.В., Ютяев Е.П., Обоснованный выбор технологии пластовой дегазации для обеспечения безопасности подземных горных работ при интенсивной добыче угля. С.-Петербург, Записки горного института, т.223, 2017. С.125-130.

2 Сампат К. Х. С. М., Перера М. С. А., Ранджит П. Г. Theoretical overview of hydraulic fracturing break-down pressure. Journal of Natural Gas Science and Engineering. 2018. Т. 58. С. 251-265.

3 Го Дж., Лу К., Чен Х., Ван З., Чен Л., Тан Х. Quantitative phase field modeling of hydraulic fracture branching in heterogeneous formation under anisotropic in-situ stress. Journal of natural gas science and engineering. 2018. т. 56. с. 455-471.

4 Найк С., Янг С., Бедриковецкий П., Вулли М.. Analytical modelling of the water block phenomenon in hydraulically fractured wells Journal of Natural Gas Science and Engineering. 2019. Т. 67. С. 56-70.

5 Бурлицкий Е. An assessment of the effectiveness of the analytical methods to fracture propagation control using accurate mathematical modelling Journal of Natural Gas Science and Engineering. 2019. Т. 62. С. 294-301.

6 Чжан Л., Чжан Х., Го Х., Мин Инт. Дж.. (2017). A case study of gas drainage to low permeability coal seam. International Journal of Mining Science and Technology, 27(4), 687-692.

7 Сластунов С.В., Ютяев Е.П., Мазаник Е.В., Садов А.П., Понизов А.П. Обеспечение метанобезопасности шахт на основе глубокой дегазации угольных пластов при их подготовке к интенсивной разработке, ИЮЛЬ, 2019, «УГОЛЬ», с.42-47.

8 Ютяев Евгений П., Мазаник Евгений В., Сластунов Сергей В., Батыгин Андриянс. Methodology for the Selection of In-Seam Gas Drainage System for Intensive and Safe Coal Mining. E3S Web of Conferences 105, 01032 (2019)

9 Коликов К.С., Сластунов С.В., Мазаник Е.В. Повышение эффективности дегазации при высокопроизводительной выработке угольных пластов. Безопасность Труда в Промышленности, № 1, 2019, с.71-76.

10 Сластунов С.В., Мазаник Е.В., Комиссаров И.А., Хаутиев А.М.-Б. Выявление рациональных параметров технологии подземного гидроразрыва в части оптимизации темпа нагнетания рабочей жидкости. Горный информационно-аналитический бюллетень (ГИАБ), № 9, 2018, с. 90-95.

УДК 621.316.925

ЗАЩИТА ТЯГОВЫХ СЕТЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ОТ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ

А.В. Рахимов, Б.О. Отажонов, Ж.Ф. Юнусов

Ташкентский государственный технический университет имена Ислама Каримова, кафедра «Горная электромеханика», г. Ташкент, Узбекистан

Опыт эксплуатации электровозного транспорта открытых горных предприятий показывает, что наличие в забоях контактных сетей приводит к появлению дополнительной опасности травмирования. Почти все виды опасности на открытых горных предприятий при эксплуатации тяговых сетей связаны с замыканием контактного провода на землю Несмотря на разнообразие предложенных методов и схем, универсальная и надёжная защита эффективно работающая при всех встречающихся на практике конкретных случаях такого замыкания, отсутствует. Один из возможных вариантов , защитное устройство реагирующее на относительное изменение величины гармонической составляющей 300 Гц и полного тока нагрузки контактной сети при различных режимах работы электровозного транспорта

Ключевые слова: тяговые сети открытых горных предприятий, защита от замыкания на землю в тяговых сетях, касание ковша экскаватора на контактный провод, травмирование персонала от электрического тока, меры электробезопасности, средство защитного отключения, относительное изменение тока шестой гармоники 300 Гц в токе нагрузки контактной сети, угол коммутации.

Современные открытые горные предприятия относятся к категории промышленных предприятий основные технологические процессы которых механизированы и электрифицированы. Создание рациональных и безопасных схем электроснабжения различных потребителей открытых горных предприятий представляет собой сложную задачу, решение которой требует учёта специфических особенностей технологии, механизации и электрификации.

Опыт эксплуатации электровозного транспорта открытых горных предприятий показывает, что наличие в забоях контактных сетей приводит к появлению дополнительной опасности травмирования от электрического тока при обслуживании передвижных электроустановок и горнотранспортного оборудования.

Почти все виды опасности на открытых горных предприятиях при эксплуатации тяговых сетей связаны с замыканием контактного провода на землю. Наиболее частыми причинами замыканий контактной сети на землю являются такие как касание контактного провода ковшом экскаватора, обрыв контактного провода, пробой изоляции электрооборудования электровозов и т.д.

Установлено, что на открытых горных предприятиях с электровозным транспортом отказов гибких экскаваторных кабелей на 27,8% больше, чем на открытых горных предприятиях с автомобильным или

комбинированным транспортом. Это связано с разрушением экранирующих оплеток и заземляющих жил гибких кабелей при касании выемочно-погрузочным оборудованием контактного провода тяговой сети.

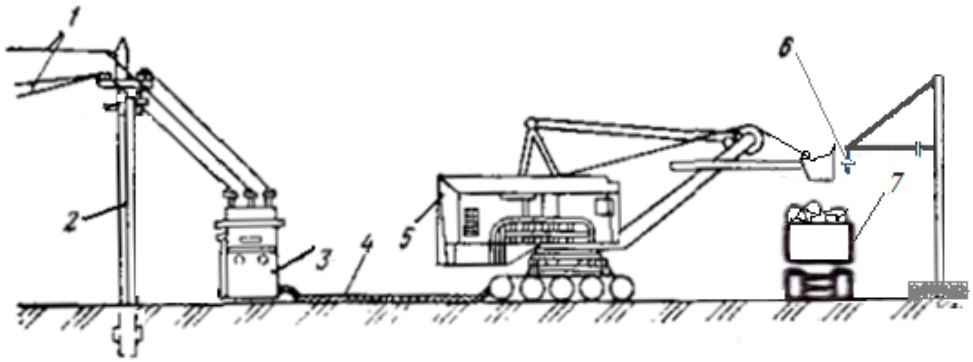
Для более полного представления тяжести аварийных отключений контактной сети целесообразно рассматривать каждое отключение не только с точки зрения наносимого экономического ущерба, который определяется стоимостью не вывезенного груза, простоя оборудования, но и с точки зрения появления опасности электротравматизма обслуживающего персонала.

Необходимость рассмотрения и решения вопросов безопасной эксплуатации контактных сетей открытых горных предприятий обуславливается опасностью поражения электрическим током при замыканиях на землю. Так, при касании контактного провода ковшом экскаватора во время разгрузки горной массы на железнодорожные вагоны в забое на всех корпусах электрооборудования, связанных с общим контуром заземления, возникают потенциалы, представляющие реальную опасность в отношении электротравматизма, преждевременного воспламенения электродетонаторов, пробоя изоляции силовых жил кабелей и нарушения целостности контура заземления. (Рис.1)

Прикоснувшийся к оборудованию человек обычно стоит на земле, и протекающий через него ток определяется напряжением прикосновения и сопротивлением его тела. Если величина тока превосходит определённое значение, то возникает опасность для жизни человека.

Практически длительность касания ковшом экскаватора контактного провода составляет минуты, что обуславливает большую опасность для обслуживающего персонала. Величина тока при этом обычно меньше тока

уставки быстродействующего выключателя, линия на подстанции не отключается и замыкание продолжается до тех пор, пока машинист не отведёт ковш от контактного провода или не перегорит заземляющая сеть.



1-Високовольтная ЛЭП, 2- Високовольтная опора, 3-ЯКНО-6У1, 4- Високовольтный гибкий кабель, 5-Экскаватор типа ЭКГ, 6-Контактный провод, 7-Ж/Д вагон.

Рисунок 1 – Разгрузка горной массы на железнодорожный вагоне

Таким образом, становится очевидной необходимость применения дополнительных мер электробезопасности при обслуживании электроустановок в забоях с контактными сетями.

В связи с этим к устройствам защиты от замыканий на землю в тяговых сетях могут предъявляться требования такие как высокая чувствительность, селективность, быстродействие, исполнение рудничное. .

Касание контактного провода ковшом экскаватора, наряду с удалёнными короткими замыканиями или обрывом контактного провода сопровождается протеканием аварийных токов, меньших или равных токов нагрузки и защита от этих повреждений имеет целый ряд принципиальных трудностей. Несмотря на разнообразие предложенных методов и схем, универсальная и надёжная защита эффективно работающая при всех встречающихся на практике конкретных случаях короткого замыкания, отсутствует.

Существующих защитных устройств по принципу действия можно разделить на следующие группы :

I группа - защитные устройства, не допускающие касание контактного провода ковшом экскаватора;

II группа - защитные устройства, отключающие при касании контактного провода ковшом экскаватора

К первой группе относятся устройства исключающие возможности касания ковшом экскаватора контактного провода, отключающие тяговые сети при погрузки экскаватором горной массы в думпкары и не допускающие приближения ковша экскаватора к контактному проводу. [1]

К второй группе защитных устройств относятся устройства реагирующие на факт замыкания контактного провода на землю основанные на принципе:

-реагирование на разность токов в контактном проводе и рельсах; [2]

-реагирование на скорости нарастания тока в переходном процессе; [3]

-реагирование на относительное изменение тока шестой гармоники и тока нагрузки в нормальных и аварийных режимах работы тяговой сети. [4]

Выше указанные защитные устройства кроме последней не нашли применения из-за имеющихся недостатков таких как, ненадёжность из-за влияния метеоусловий и сложность конструкций, слабая селективность, ложные срабатывания, низкая надёжность.

Особый интерес представляют устройства защитного отключения реагирующие на относительное изменение тока шестой гармоники 300 Гц в токе нагрузки контактной сети при различных режимах работы тяговой сети. Гармонические 300 Гц обусловлены пульсациями выпрямленного напряжения тяговой подстанции. На тяговых подстанциях открытых горных предприятий нашли применение преобразователи с шестифазной схемой выпрямления. При тяговой нагрузке, имеющий индуктивный характер, величина гармонической 300 Гц в токе нагрузки невелика. Если контактный провод замкнётся на землю или на заземляющую сеть, то образуется без реактивный контур. В следствии этого резко возрастает составляющая в общем токе, гармоническая 300 Гц. Величина гармонической 300 Гц в токе нагрузки зависит от параметров элементов тяговой сети, от места нахождения электровозов по отношению к подстанции и от количества подвижных составов, находящихся одновременно в движении. Аналитическое определение величины гармонической 300 Гц в токе нагрузки представляет определённую трудность из-за сложности и учёта перечисленных факторов. Один из наиболее существенных факторов, влияющих на величину гармонической 300 Гц в токе нагрузки – это величина соответствующей гармонической в выпрямленном напряжении тяговой подстанции. Действующее значение этой гармонической в относительных единицах определяется по формуле:

$$U_{6f}{}^{*}(\gamma)=\frac{U_{6f}(\gamma)}{U_{d0}}=\frac{\sqrt{2}}{70}\sqrt{(\cos 6\gamma+\cos\gamma)^2+(\sin 6\gamma+6\sin\gamma)^2} \qquad (1)$$

где: $\gamma=\arccos\left(1-\frac{u_K\%}{100}\frac{I_d}{I_{dH}}\right)$ - угол коммутации вентилей тягового выпрямителя (2)

U_{d0} – среднее значение выпрямленного напряжения в режиме холостого хода

С увеличением тока нагрузки угол коммутации возрастает и в следствии этого гармоническая напряжения повышается. На рис.1 приведена зависимость относительного роста этого напряжения по сравнению с холостым ходом, определённая по формулам (1) и (2). Как видно из рис.2 напряжение гармонической 300 Гц может возрасти примерно в 1,5 раза и изменяется монотонно с ростом тока нагрузки.

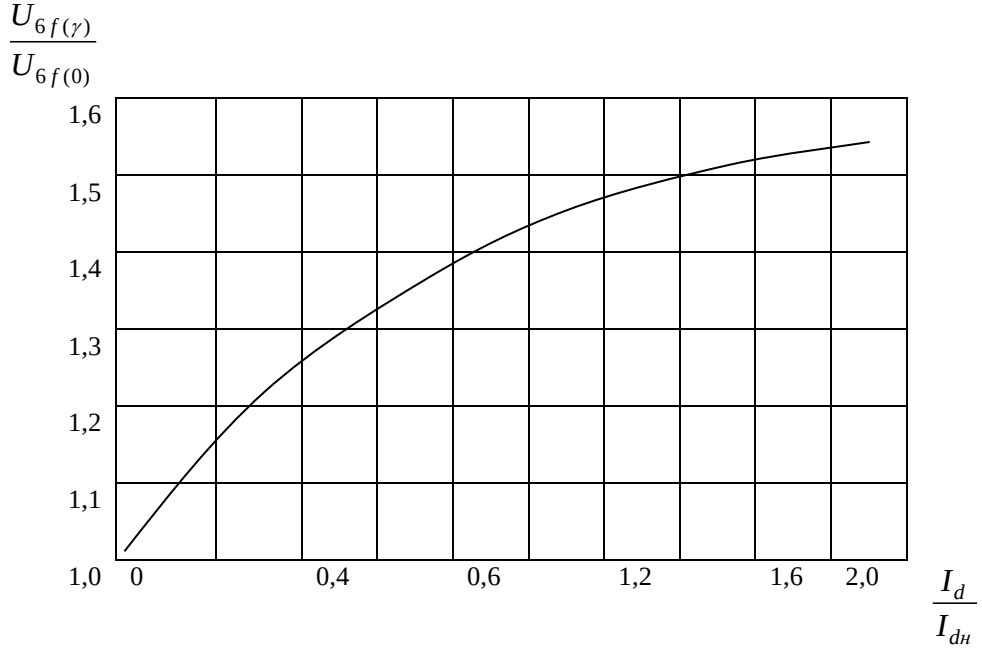


Рисунок 2 – Зависимость относительного роста гармонической 300ГЦ по сравнению с холостым ходом от тока нагрузки

Зависимость относительного роста напряжения шестой гармонической составляющей от тока нагрузки с достаточной точностью для практических расчётов может быть представлена формулой

$$U_{6f}{}^{*}(\gamma)=U_{6f}{}^{*}(I_d)=1,436\sin\left(0,577I_d{}^{*}+0,77\right) \qquad (3)$$

Благоприятный характер изменения тока шестой гармонической составляющей от тока нагрузки позволяет построить на ней защиту от малых токов замыкания, но при этом необходимо учесть влияние тока нагрузки на величину напряжения гармонической 300 Гц. [5]

Один из возможных вариантов, защитное устройство реагирующее на относительное изменение величины гармонической составляющей 300 Гц и полного тока нагрузки контактной сети при различных режимах работы электровозного транспорта.

Принцип работы защитного устройства заключается в следующем. С помощью измерительного устройства выделяется ток шестой гармоники который преобразуется в постоянное напряжение пропорциональное току шестой гармоники в составе тока нагрузки. Этот сигнал подаётся на суммирующий элемент. На суммирующий элемент подаётся и значение тока нагрузки. В качестве источников этих сигналов может быть использован измерительный шунт. Выходной сигнал с суммирующего элемента подаётся на исполнительный орган. При замыкании на землю контактного провода, ток шестой гармоники возрастает, сигнал подаваемый на исполнительный орган достигает величины её срабатывания. Срабатывая исполнительный орган воздействует на цепь отключения фидерного автомата и он отключается.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Щуцкий В.И. и др. Электробезопасность на открытых горных работах. М. Недра 1983 г.

2 Комлев В.П. и Малафеев С.И. Устройство для защиты тяговой сети постоянного тока от замыканий на землю. А.С. №834811, БИ №20 10.06.1981г.

3 Петров Ю.С. и Авербух И.Д. Опыт эксплуатации импульсной защиты тяговой сети электрифицированного транспорта. Горный журнал, 1976г. №12.

4 Ганский В.П. и Полевич Н.П. Способ защиты контактной сети постоянного тока от малого тока замыкания на землю. А.С. №705585, БИ №47 25.12.19798г.

5 Насритдинов Ш.Г. Исследование параметров аварийного режима и разработка средств защиты от касания ковшом экскаватора контактного провода. Автореферат дисс. М. , МГИ, 1972г.

Код МРНТИ 52.13.17

АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ТИІМДІЛІГІН АРТТЫРУ

С.С. Құлнияз[1], М. Рабатұлы[2], С.Б. Лысенко[3], А.Е. Баймаганбетов[1]

[1]Баишев Университеті,.Ақтөбе қ, Қазақстан

[2]Ә. Сағынов атындағы, Қарағанды техникалық университеті, Қарағанды қ, Қазақстан

[3]Д. А. Қонаев атындағы Тау-кен істері институты, Алматы қ. Қазақстан

На основе анализа результатов исследований зарубежных и отечественных учёных, для повышения эффективности открытых горных работ предлагается циклично-поточная технология с передвижными дробилками и крутонаклонным подъёмом руды. Рассмотрен краткий анализ применения стационарных и передвижных дробильных установок при разработке крепких руд на глубоких карьерах.

Ключевые слова: циклично-поточная технология, крутонаклонный конвейер, передвижная дробильная установка, карьер, рабочая зона карьера.

Based on an analysis of the research results of foreign and domestic scientists, to increase the efficiency of open-pit mining, a cyclic-flow technology with mobile crushers and steeply inclined ore lifting is proposed. A brief analysis of the use of stationary and mobile crushing plants in the development of hard ores in deep quarries is considered.

Key words: cyclic-flow technology, steeply inclined conveyor, mobile crushing plant, quarry, quarry working area.

Бүгінгі таңда ашық тәсілмен өндірудің тиімділігін арттыру жолдарының бірі, үзілмелі-толассыз технологияны қолдану. Үзілмелі-толассыз технологияның әлемдік тәжірибесінде бірнеше технологиялық тәсімдер белгілі, олардың арасындағы, кенді жылжымалы ұсатқышпен ұсатып, аршықтан жер бетіне тік еңкішті конвейермен көтеретін технологиялық тәсімнің болашағы зор деп айтуға болады. Оның дәлелі алыс және жақын шет елдерінің ғалымдары мен біздің еліміздің ғалымдарының мақалалары [1-7].

Алыс шетел аршықтарында, өткен ғасырдың 80-ші жылдарында үзілмелі-толассыз технологияның жаңа даму кезеңі басталды. Бұл даму кезеңі жылжымалы ұсатқыш қондырғылардың алғашқы жасалуымен және олардың аршықтардың жұмыс аймағындағы үнемі өзгеріп тұрған тау-кен техникалық жағдайларға сай, орналасу орнын ауыстырумен сипатталады.

Үзілмелі-толассыз технологияның даму бағытының бір түрі – жылжымалы ұсатқыш қондырғыларды аршықтардың жұмыс аймағына енгізу.

Сурет 1 – Үзілмелі-толассыз технологияның жұмыстық тәсімі

Аршықтың жұмыс аймағында тау-кен жұмыстар шебі жылжыған сайын және конвейерлі қондырғылардың ұзаруына байланысты жылжымалы ұсатқыш қондырғылар өзінің құрылмалық қасиеттеріне сәйкес тез арада орнын ауыстыруға мүмкіндігі бар. Осының нәтижесінде құрамалы көліктің жинақтау бөлігіндегі автоөзітүсіргіштердің тасымалдау қашықтығы тұрақты бір шамада қалады және бұл жағдай тұтынымдық шығындарды тұрақтандыруға және азайтуға мүмкіндік береді.

Терең аршықтардың жұмыс аймағының биіктігі 200м-ден жоғары, қазылып жатқан кертпештер саны кейде 10-15-ке дейін кездеседі. Тау-кен жұмыстар қарқынды және тиімді орындалу үшін, үнемі көлік құралдарын жаңарту қажетті, не жұмыс аймағының ауданын азайту не тасымалдау үдерістерді оңтайландыру арқылы.

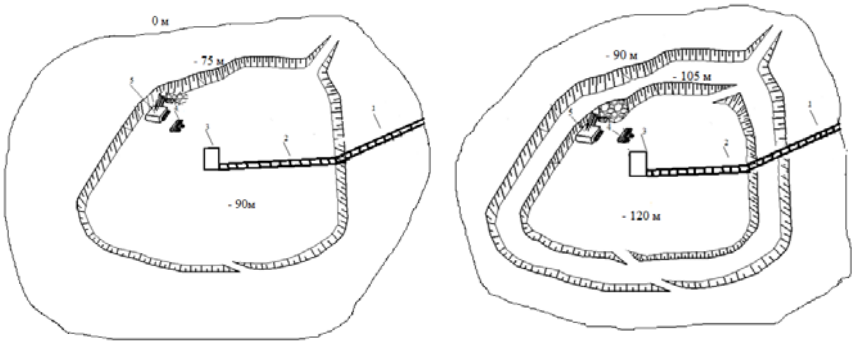
Көлік жабдықтарын жаңарту үшін қаражат шығыны өседі, ал жұмыс аймағын кішірейткеннен кейін тау-кен жұмыстардың қарқындылығын бір деңгейде сақтау мақсаттармен үзілмелі-толассыз технологияны пайдалану тиімді болады. Үзілмелі-толассыз технологияның, ең маңызды технологиялық бөлігі болып ұсатқыш-конвейерлі кешені табылады, ал өз кезегінде сол кешеннің басты құралдарының қатарына ұсатқыш қондырғы кіреді. Ұсатқыш-конвейерлі кешен жұмысының экономикалық тиімділігіне, ұсатқыш қондырғының орналасу орны және оның бір орнында қызмет ету мерзімі елеулі әсерін тигізеді.

Ұсатқыш қондырғылар бір орнында қызмет ету мерзіміне қарай тұрақты, жартылай тұрақты, жылжымалы және өзі жүргі түрлеріне бөлінеді. Тұрақты және жартылай тұрақты ұсатқыш қондырғылар әдеттегідей аршықтардың жұмыстық емес жағдауларында орнатылады.

Жылжымалы ұсатқыш қондырғыларды аршықтардың жұмыс аймағында тиімді қолдану үшін олардың икемділік мүмкіндіктері жоғары деңгейде болуы тиіс.

Бүгінгі талаптарға сай жылжымалы ұсатқыш қондырғылар аршықтардың жұмыс аймағында орнын тез арада ауыстыруға қабілеттілігі жоғары деңгейде болуы тиісті, өйткені орнын ауыстыру уақыты ұзақ болса, өндіру жұмыстардың жоспары орындалмау мүмкін.

Жылжымалы ұсатқыш қондырғылардың айрықша өзгешелігі, тау-кен жұмыстардың дамуына байланысты үнемі жұмыс орнын ауыстыруда. Жылжымалы ұсатқыш қондырғылар тау-кен жұмыстардың дамуына байланысты 1-2 жыл арасында, жұмыс деңгейжиекте жазық бағытта не төменгі деңгейжиектерге көшіріледі. Ұсатқыш қондырғыларды көшіру, қазу жүйеге және үзілмелі-толассыз технологияның техника-экономикалық көрсеткіштеріне елеулі әсерін тигізеді. Жылжымалы ұсатқыш қондырғылардың құрылымы тау-кен жұмыстардың дамуына байланысты оларды тік және жазық бағыттарда көшіруге мүмкіндік береді [8].



1 - тік еңкішті конвейер; 2 – беруші конвейер; 3 – жылжымалы ұсатқыш қондырғы;
4 – автоөзітүсіргіш; 5 – экскаватор.

Сурет 2 – Жылжымалы ұсатқыш қондырғының жұмыс орнын ауыстыру тәсімі:

Тау-кен жұмыстардың дамуына байланысты, жылжымалы ұсатқыш қондырғылар тік және жазық бағыттарда орнын ауыстырады. Жылжымалы ұсатқыш қондырғыларды тік бағытта жылжытуы аршықтың тереңдеуіне байланысты және автоөзітүсіргіштердің жүкті тасымалдау қашықтығын азайту мақсаттармен орындалады. Ұсатқыш қондырғының жазық бағытта орнын ауыстыру, тау-кен жұмыстар шебінің жылжуына және тау-кен жұмыстардың аршықтың жағдауларына қарай дамуына байланысты.

Терең аршықтардың төменгі деңгейжиектерінде жылжымалы ұсатқыш қондырғыны жұмысқа қосу үшін, басты көтергі конвейерді ұзартуға қажет етеді. Әдеттегідей жер бетінен бірінші шоғырлау деңгейжиекке дейін басты конвейер аршықтың жұмыстық емес жағдауында орнатылады, ал аршық тереңдеген сайын жылжымалы ұсатқыш қондырғы да тік бағытта орнын ауыстырады.

Тау-кен жұмыстар 50-60 м төмендегеннен кейін аршықтың жағдауын тұрақты және орнықты жағдайға келтіруге мүмкіндік пайда болады, бұған дейін кейде 3-5 жыл өтеді.

Жылжымалы кешендердің оңтайлы технологиялық тәсімін таңдау үшін оларды пайдаланатын тау-кен техникалық жағдайларды ескеруіміз қажет. Әдеттегідей аршық 200-300м тереңдікке келген жағдайда, аршықтың жұмыс аймағы тек қана бір жағдауда, не екі жағдауында жасақталмай, аршықтың барлық жағдауларын қамтиды, яғни аршықтың нобайы бойынша және тау-кен жұмыстар шебі аршықтың ортасынан жағдауларына қарай дамиды. Сонымен қарқынды қазымдалып жатқан терең аршықта, тұрақты ұсатқыш қайта тиеу қондырғыны орнатуға тиімсіз.

Қалыптасқан тұрақты ұсатқыш қондырғыны аршықтың тұрақты жағдауында орнату тәсіл алғашқыда Кривой Рог өңіріндегі, белгілі темір кенді өндіретін аршықтарда пайдаланыла басталды және тасымал көлік ретінде теміржол көлігі қолдануда.

Терең аршықтардың төменгі деңгейжиектерінде, теміржол көлігіне қолайлы жағдай жасауға тиімсіз, ал аршықтың көлденең жағдауларында тұйықты орларда көтергі конвейерді орнату үшін тау-кен құрылыс жұмыстар көлемі ұлғайып, көп мөлшерлі шығындарға әкеледі. Егер уақытша жұмыстық жағдауларында көтергі конвейер орнатылса, келешекте қазымдалатын уақытша көлемдерді жасақтауға жоғарыдағы теміржол көлігінің тасымал коммуникациялары кедергі жасайды.

Қаралған технологиялық тәсімдер терең деңгейжиектерді тиімді және қарқынды қазымдауға жағдай туғызбайды, сондықтан ұсатқыш қондырғыларды ұтымды және қолайлы аршықтардың жұмыстық жағдауында орнатып және тау-кен жұмыстар тереңдеген сайын үнемі орнын төменге ауыстыру қажет етеді. Бірақ осы талаптарға сай ұсатқыш қондырғылар жылжымалы, және тез арада орнын ауыстыру қабілеттілігі жоғары дәрежеде болуы тиісті. Бұл қондырғылар жылжытуға икемді болғанымен, оның орнын ауыстыру үшін белгілі уақыт аз дегенде 5-7 тәулік қажет етеді.

Үзілмелі-толассыз технологияның даму бағытының экономикалық тиімділігі жылжымалы ұсатқыш қондырғыларды келесі ірі шетел аршықтарында: Твин-Бьютс, Сиеррита (АҚШ), Сишэн (ОАР), Мейрама (Испания) ж.т.б. игерумен дәлелденеді.

Алғашқы рет ашық тау кен жұмыстардың әлемдік тәжірибесінде мықты тау жыныстарды ұсату және тасымалдау үшін құрамында жылжымалы ұсатқыш қондырғы бар үзілмелі-толассыз технологиялық кешені „Крупп Индастри унд Стальбау“ фирмамен 1980-ші жылы Испания мемлекетінің Мейрама аршығында қолданды.

Алыс шетел фирмаларының мәліметтері бойынша, жылжымалы ұсатқыш қондырғылармен жабдықталынған үзілмелі-толассыз технология кешендерінің жұмысы тиімді және экономикалық көрсеткіштері өте жоғары. Мысалы, АҚШ-ның Сиеррита аршығында ұсатқыш - қайта тиеу қондырғымен жабдықталынған үзілмелі-толассыз технологияның кешенін пайдалану нәтижесінде қазудың келесі техника-экономикалық көрсеткіштері жақсарды:

- аршық нобайындағы оржолдар ұзындығы 1,5км-ге қысқарды;
- үңгубеттік экскаваторларының өнімділігі жоғарылады;
- автоөзітүсіргіштердің тасымалдау ұзақтығы 2,4 есе қысқарды;

-ұсатқыштың өнімділігі жоғарылады;

-1т кенді өндіруге қажетті тұтынымдық шығындары 0,29 $-ға азайды.

Зерттеу жұмыстар жүргізілген ашық кеніштерінің мамандарының пікірлері бойынша, өнімділігі 3000-4000 т/сағ конусты ұсатқыштарды пайдалану тиімді және олардың пайымдауынша ұсатқыш қондырғыларды бір орнында 9 айдан 12 айға дейін пайдалану тиімді [9].

Жылжымалы ұсатқыш-қайта тиеу қондырғыларға қойылатын талаптар:

- көбінесе ұсатқыштың түрі конусты;

-өнімділігі 2000-4000т/сағ;

-орнын ауыстыру жиілігі бір жылдан екі жылға дейін;

- қабылдау құрылғының минималды ені 1371мм;

- тәулік бойынша жұмыс орындау мерзімі 22сағ;

-кертпештің биіктігі 12-15м;

-жұмыс алаңдарының минималды ені 45м;

-орнын ауыстырып және жаңа орнында құрастыру мерзімі 2 апта;

-қабылдау шанаптың сыйымдылығы 400т.;

-тұтынымдық шығындарының шамасы аз ;

-кез келген ауа райында жұмыс орындау.

Америка Құрама Штаттарының Тау-кен бюросының мамандары жоғарыда айтылған ашық кеніштерді зерттеу барысында жиналған мәліметтерді талдап келесі шешімге келді:

-қолдануға оңтайлы ұсатқыштың түрі конусты болуы тиіс;

- қабылдау құрылғының өлшемдері 1,5×2,3м;

- өнімділігі 3000-4000т/сағ. арнайы платформада ұсатқыш орнатылуы тиісті. Платформа ұсатқыштың жұмыс істеу және орнын ауыстыру кезінде орнықтылығын сақтайды, оның биіктігі 3м, ұзындығы 21м, ені 9м. Платформа жекеленген бөліктерден құрастырылады. Платформада кен массаны қабылдайтын шанап орнатылған. Ұсатқыш қондырғыға кен масса қоректендіргіш арқылы жеткізіледі. Қоректендіргіштің таспа ені 1,8 не 3,1м, өнімділігі 2270 не 3630т/сағ сәйкес. Ұсатқыш қондырғының жұмысын басқару орны платформадағы мұнарада орнатылады. Бес қабатты мұнараның биіктігі орындалып жатқан жұмыстарды, басқарушыға кедергісіз көруіне мүмкіндік туғызуына тиісті. Мұнараның бірінші қабатында майлау жұмыстарын атқаратын жабдықтар орналасады, екінші қабатта –гидравликалық жабдықтар, үшінші және төртінші қабаттарда –электр жабдықтар орналасқан, ал бесінші қабатта жұмысты басқаратын жұмыскердің орны орналаскан. Басқарушы жұмыскер өз орнынан ұсатқыштың, қоректендіргіштің, түсіру конвейердің, көтергінің және шойтастарды ұсататын қондырғының жұмысын қадағалап және басқарып тұрады. Көтергі, жүккөтергіштігі 70т және 14т құралдармен жабдықталынған. Жалпы ұсатқыш қондырғының бағасы 6-7млн. доллар [10-11].

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Ракишев Б.Р. Циклично-поточные технологии на карьерах Казахстана. Вестник КазНТУ, Алматы, №1, - 2012. С.14-20

2 Решетняк С. П. Современные тенденции в проектировании циклично-поточной технологии на карьерах. ГИАБ Москва: №5, 2015. С. 85-89

3 Решетняк С. П. Обоснование и разработка схем циклично-поточной технологии с внутрикарьерными передвижными дробильно-перегрузочными комплексами, автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук Санкт-Петербург 1998.

4 Morteza Osanloo and Morteza Pariche (2020) In-pit crushing and transportation technology in open-pit mining: a literature review and research agenda, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34:6, 430-457

5 Nassib Al Habib, Eugene Ben-Awuah and Hooman Askari-Nassab (2023) A review of recent developments in short-term mine planning and the IPCC with a research agenda, Mining Technology, 132:3, 179-201,

6 Буктуков Н.С. Технология открытой разработки глубоких горизонтов. –Алма-Ата: Ғылым, 1992.- 187с.

7 Яковлев В. Л., Тюлькин В. П., Кармаев Г. Д. Технологические аспекты применения крутонаклонных конвейеров в горнорудной промышленности//Горный информационно-аналитический вестник. – М: МГГУ-МГИ, 2002. – с. 211–217.

8 Сапаков Е.А., Құлнияз С.С. Циклично-поточная технология с использованием самоходных дробильных установок. Горная промышленность, №5, 2008.-С15-17

9 Комплекс оборудования для циклично-поточной технологии: Проспект фирмы „Weserhutte“, ФРГ, экспресс-информация. Серия: Горнорудное производство и обогащение руд. – М., 1987. – Вып. 4. – С. 1-5.

10 Frizzell E.M., Utley R.W. USBM designs in-pit movable crusher based on mine personnel survey // Mining Eng. – 1983. – Vol.35. -№ 4. –P. 317-321. (USA)

11 Robert J.M. In-pit crushers. Recently installed and newly planned installations in hard rock and coal mines around the world. Wylle // Engineering and Mining Journal. – 1989. – Vol. 190. - № 5. – P. 22-27.

УДК 622.271:622.831

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА НА НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Ф.Я.Умаров[1], А.У.Фатхиддинов [2], Б.А.Гаибназаров[2], Д.Ф.Уралбоева[2]

[1] Филиал НИТУ «МИСИС» в г. Алмалык, Республика Узбекистан

[2] Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета имени Ислама Каримова, г. Алмалык, Республика Узбекистан

Основным ограничением, налагаемым на ведение буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера, является необходимость предохранения бортов карьера и инженерных сооружений на бортах от сейсмического воздействия массовых взрывов. Как показывает практика, наиболее эффективным и опробованным методом защиты бортов карьера является создание экранирующей щели и экранирующего слоя взорванной горной массы, т.е. проведение заоткоски бортов карьера, предшествующей массовому взрыву.

На карьерах месторождения Кокпатас Северного рудоуправления АО «Навоийский горно-металлургический комбинат» предусмотрен буровзрывной способ отработки приконтурных зон и заоткоски уступов. Выполаживание производится под углами 50^0, 55^0, 60^0, 65^0.

Районирование прибортового массива месторождения Кокпатас с учетом слоистости, трещиноватости, тектонической нарушенности и вторичной обводненности прибортового массива позволило выявить шесть протяженных участков со схожими условиями устойчивости.

Наибольший интерес представляют блоки 4 и 6, т.к. именно в них сосредоточено наибольшее количество деформаций. На рис. 1,а приведен характерный разрез для них по разведочной линии 103-103.

Наибольшая вероятность деформирования пород борта относится к выпуклой в плане части борта (блок 4).

Исследовалось напряженно-деформированное состояние сложного участка борта по разрезу 103-103 сравнительной оценкой двух ситуаций: на текущий момент отработки и в предельном контуре с учетом структурно-тектонических особенностей массива и внешних нагрузок от отвалов.

Очевидно, что характер напряженного состояния в массиве горных пород с криволинейной границей, образующейся за счет выемки породной массы, под воздействием сил гравитации существенно отличается от однородного состояния при прямолинейной границе. В рассматриваемом прибортовом массиве нормальные напряжения σ_x и σ_y – сжимающие.

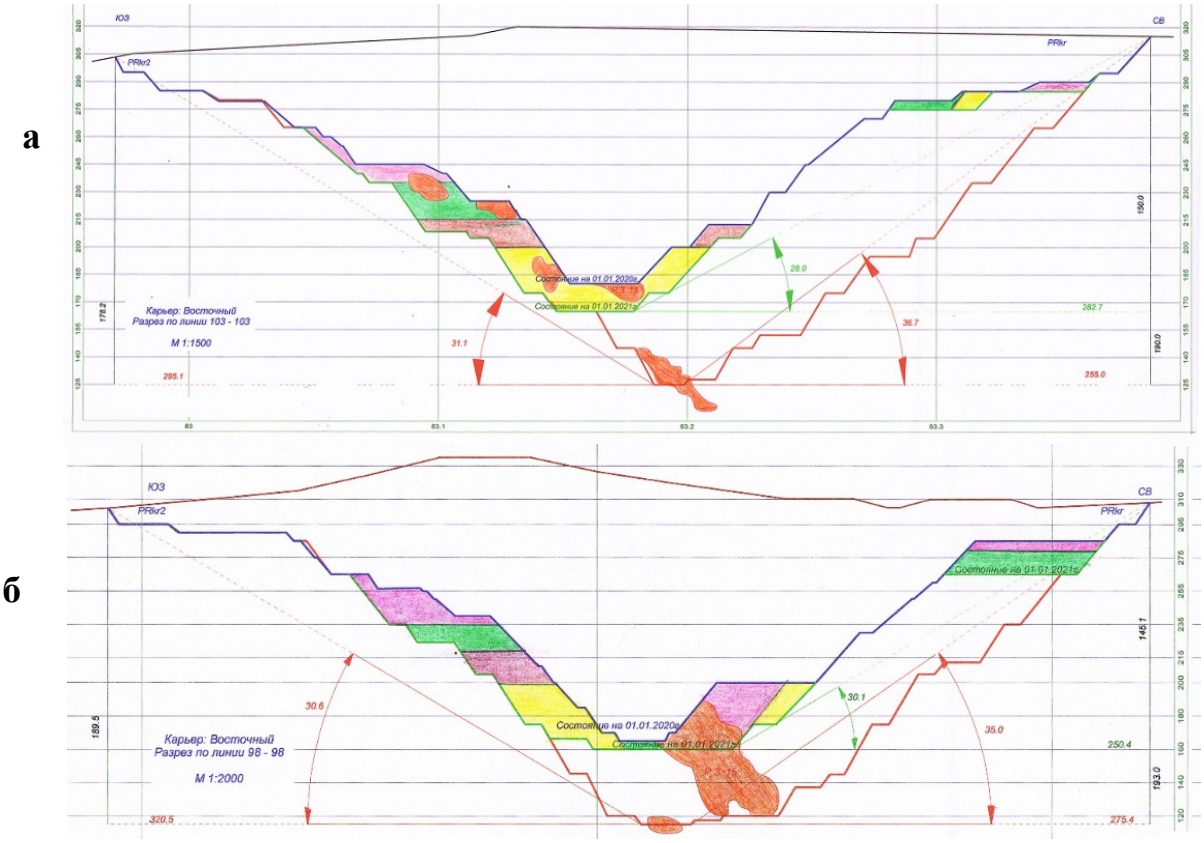
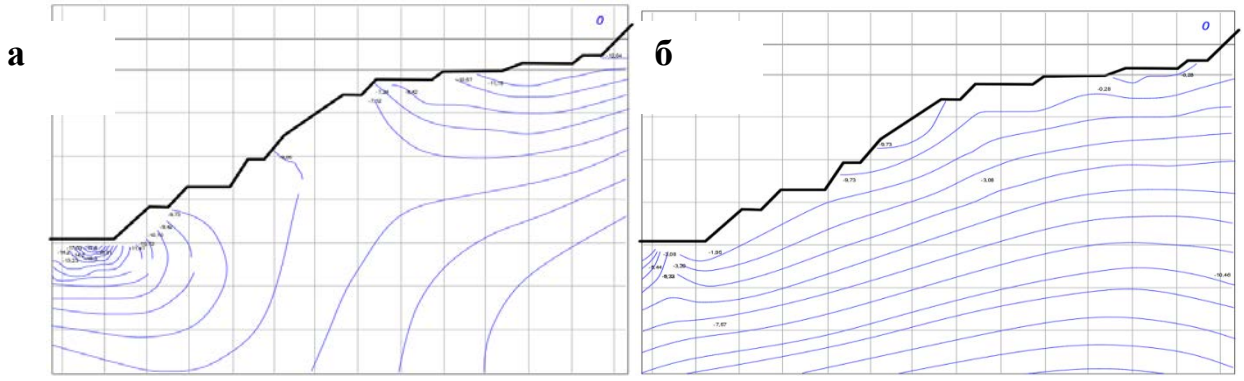


Рисунок 1 – Разрез по разведочной линии 103-103 (а) и 98-98 (б)

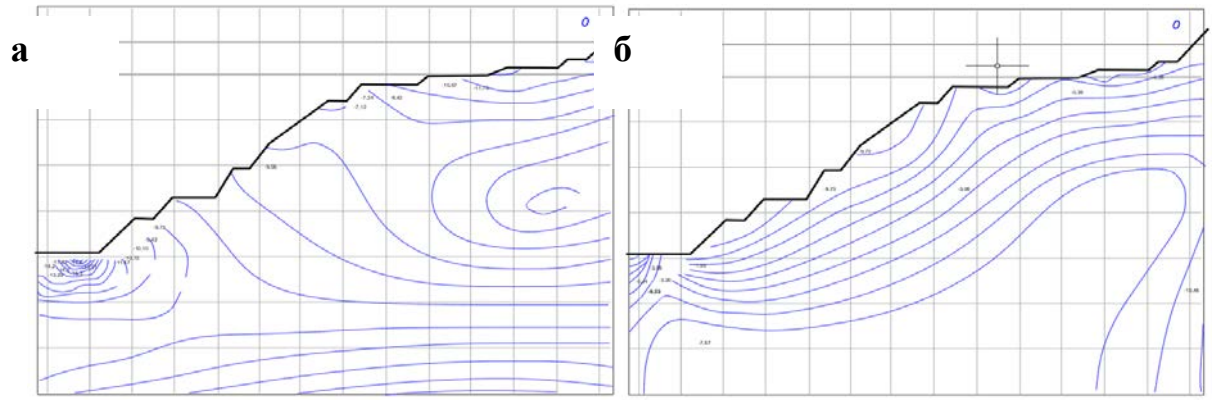
На рис. 2-4 приведены изолинии напряжений в основании и бортах карьера при γ=26 кПа на текущий момент разработки по линии 103-103.

Существенная концентрация нормальных напряжений σ_x (рис. 2, а) и максимальных касательных напряжений τ_{max} (рис. 4, а) наблюдается в зонах, примыкающих к основанию борта в точках перегиба криволинейной границы. Отметим, что при существующей высоте уступов 10 м≤H_{yc}≤20 м и ширине берм 10 м≤B≤20 м, образуемая ими конфигурация не влияет на напряженное состояние. При возрастании этих параметров их влияние заметно.



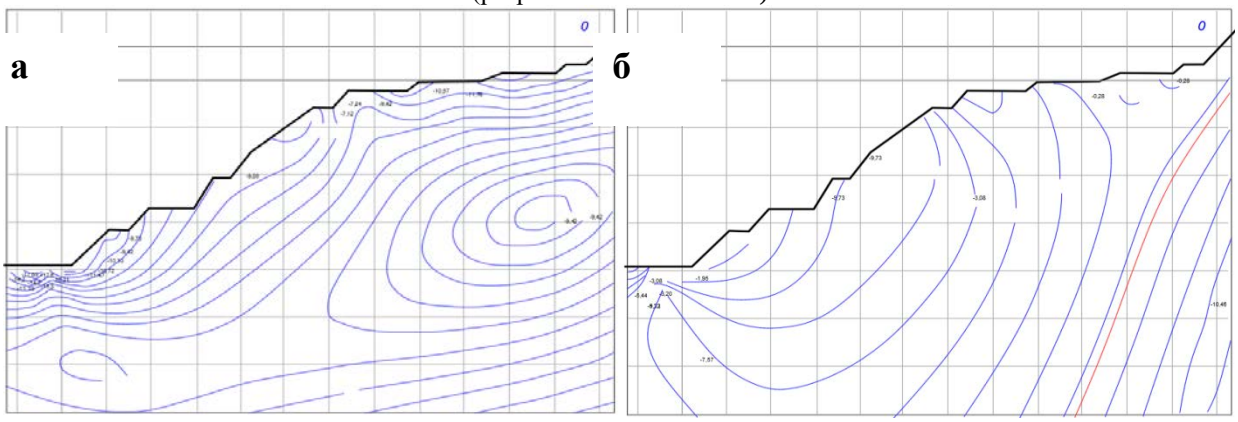
а – по оси Ox; б – по оси Oy

Рисунок 2 – Компоненты нормальных напряжений (разрез по линии 103-103)



а – максимальное; б – минимальное

Рисунок 3 – Компоненты главных нормальных напряжений
(разрез по линии 103-103)



а – максимальное составляющее τ_{xy}; б – минимальное составляющее τ_{xy}

Рисунок 4 – Компоненты тангенциальных напряжений при H=665 м
(разрез по линии 103-103)

Горизонтальные нормальные напряжения σ_x в верхней части борта в 20-25 раз больше σ_y, а в его основании в 3-5 раз превышают вертикальные, причем отношение σ_x/σ_y возрастает с увеличением высоты борта H.

Распределение вертикальных нормальных напряжений σ_y соответствует гипотезе А.Н. Динника. Величина их плавно возрастает вдоль борта в зависимости от глубины (рис. 2, б).

На дневной поверхности максимальная концентрация σ_x формируется на расстоянии $k \cdot H$ (k – коэффициент, зависящий от высоты борта H и угла его наклона α) от края борта. От этой области распространяется вниз вглубь массива нулевая изолиния τ_{xy} (рис. 4, б).

Очаги концентрации нормальных напряжений σ_x примыкают к участкам границы массива, обладающим наибольшей кривизной, и именно они определяют местоположение наиболее опасных (в смысле потери прочности и устойчивости) зон в горном массиве.

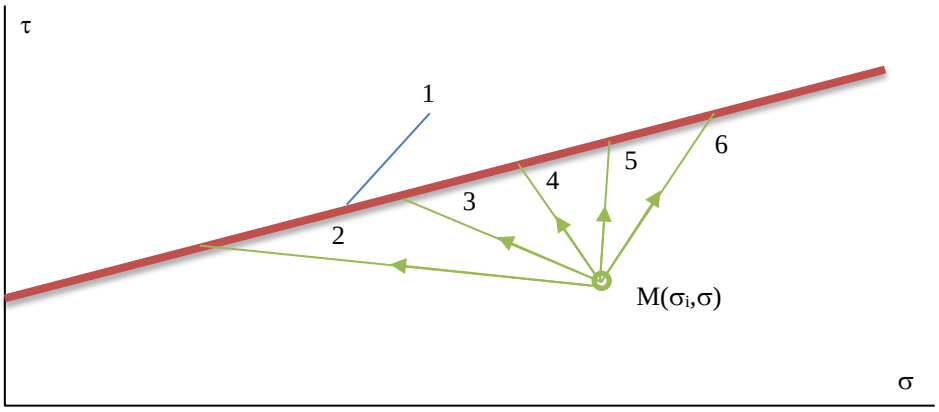
Таким образом, термин «разгрузка» для случая выемки породы при отработке карьера не соответствует тем процессам, которые происходят в массиве. Если сравнить картину распределения напряжений в массивах горных пород до и после выемки, то заметно, что уменьшаются (разгружаются) в основном нормальные напряжения σ_y, остальные компоненты напряжения увеличиваются и способствуют образованию зон концентрации напряжений и пластического течения, т.е. фактически идет процесс нагружения, а не разгрузки (рис. 2,а; 3,а; 4,а).

Если рассмотреть этот процесс с позиции теории прочности Кулона-Мора [1], то в точках, расположенных в зонах концентрации напряжений после выемки грунта, порода из устойчивого состояния в нетронутом массиве переходит в неустойчивое из-за ее нагружения по наклонным траекториям (2, 3, 4, 5, 6, ...) вплоть до потери прочности, т.е. до пересечения с прямой (рис. 5).

На рис. 6,а и 7,б изображен характер изменения изолиний функции прочности пород в массиве при различных значениях глубины карьера, а сцепления и угол внутреннего трения постоянны.

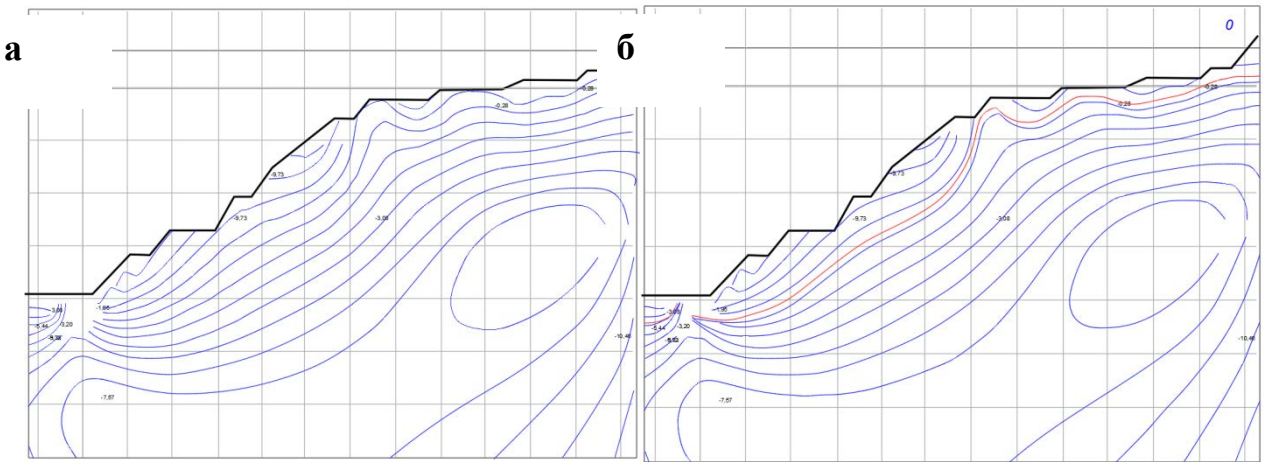
На рис. 7 приведены различные модели, где высота борта изменяется, а конфигурация поверхности наклонной части борта изменяется от гладкой до выпуклой с уступами.

При увеличении глубины при постоянных C и φ объем массива, находящегося в неустойчивом состоянии, увеличивается (рис. 7, а-б).



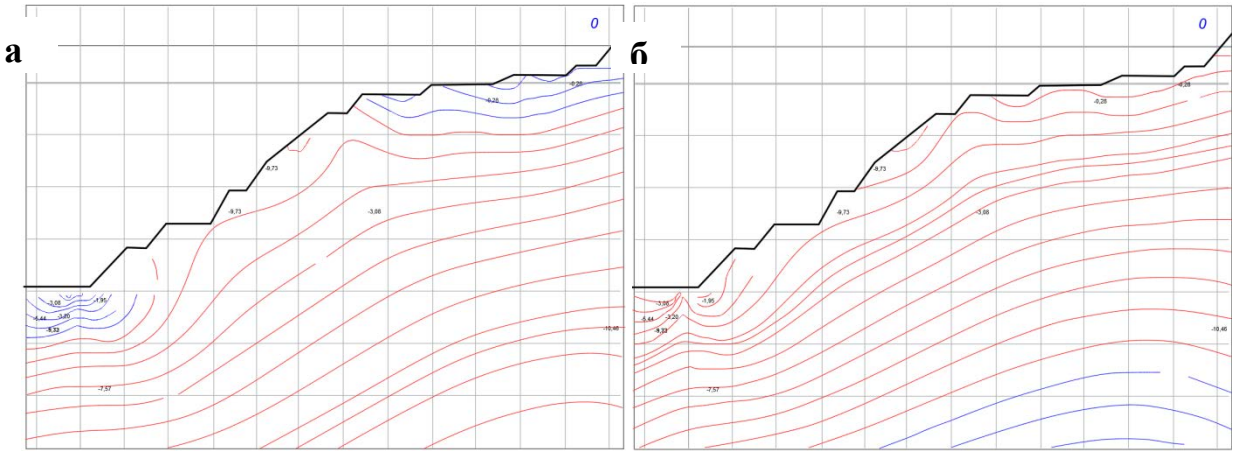
$M(\sigma_I,\sigma)$ – устойчивое состояние до производства горных работ;
1 – прямая предельного равновесия; 2–6 – возможные траектории нагружения в точке $M(\sigma_I,\sigma)$ вследствие выемки и полного разрушения горной породы

Рисунок 5 – Механизм разрушения горных пород в основании глубоких карьеров



а – С=10 МПа; б – С=1 Мпа

Рисунок 6 – Функция прочности при φ=39,6°, σ_p=10 МПа:



а – по оси Ох; б – по оси Оу

Рисунок 7 – Изолинии деформаций при Е=2000 МПа

При меньшей глубине карьера зона разупрочнения отсутствует, и массив имеет достаточный запас прочности, а при большей – образуется небольшая зона разупрочнения в приповерхностной области на уровне 1/3 высоты борта от верхней его кромки.

Для нижней части карьера характерно формирование этой зоны в виде экспоненциальной кривой, а линия предельного состояния выходит на контур борта в верхней его части на расстоянии ~ 100 м от верхней бровки.

Отметим, что зона разупрочнения в значительной степени определяется сочетанием составляющих компонент напряжения, формирующихся на элементарной площадке. На формирование зон разупрочнения при значительной высоте борта большое влияние оказывает конфигурация откоса.

Для принятия решений по выбору средств контроля деформаций откосов бортов необходимо определить пределы упругих деформаций, которые развиваются при ведении горных работ.

На рис. 7 показаны изолинии компонент деформаций по осям Ох и Оу. Деформации по оси Оу не превышают 0,5 см, а по оси Ох в верхней части борта – 1 см. При увеличении высоты борта деформации в верхней части борта не превысят также 1 см.

Следовательно, уровень регистрации смещений должен быть не ниже 2 см.

Таким образом, исследовано влияние глубины карьера на напряженное состояние в прибортовом массиве. Районирование прибортового массива карьера Восточный месторождения Кокпатас с учетом слоистости, трещиноватости, тектонической нарушенности и вторичной обводненности прибортового массива позволило выявить шесть протяженных участков со схожими условиями устойчивости.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ержанов Ж.С., Сагинов А.С., Гуменюк Г.Н. Ползучесть осадочных горных пород. Теория и эксперимент. – Алма-Ата: Наука, 1970. – 208 с.

УДК 622.235

ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ В ОБВОДНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

У.Ф.Насиров[1], Г.С.Нутфуллоев[1], Б.А.Гаибназаров[2], Д.Ф.Уралбоева[2]

[1] Филиал НИТУ «МИСИС», г. Алмалык, Узбекистан

[2] Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. Ислама Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

К настоящему времени разработаны несколько теорий прочности [1-8], согласно которым разрушение горных пород в условиях высокой обводненности скважин происходит в случае, когда какое-либо напряжение (или комбинация напряжений) превосходит критическое напряжение. К первому направлению относятся и теории, согласно которым разрушение горных пород в условиях высокой обводненности скважин наступает при достижении пороговых значений деформации.

К настоящему времени известна объединенная теория Давиденкова-Фридмана, синтезирующая критерии предельного напряженного состояния и предельных деформаций.

К первому направлению отнесены так называемые энергетические теории разрушения в условиях высокой обводненности, согласно которым твердое тело разрушается тогда, когда в нем накапливается определенное количество энергии упругого деформирования. В обобщенном виде это можно представить как:

$$dW = - cL^{-h}dL, \quad (1)$$

где W – энергия упругой деформации; ***L*** – размер горных пород; с – коэффициент пропорциональности.

При ***h=1*** получается гипотеза Кирпичева, согласно которой соблюдается пропорциональность упругой энергии и объема горных пород. При ***h=2*** имеем гипотезу Риттингера, по которой соблюдается пропорциональность затраченной энергии и площади вновь образованной поверхности. Значение ***h=1,5*** приводит к гипотезе Бонда о пропорциональности энергии среднему геометрическому объему и площади вновь образованной поверхности [9, 10].

Большое количество феноменологических теорий разрушения объясняется многообразием самого явления – разрушения горных пород в различных условиях, а также многообразием строения твердых веществ.

Основы теорий, относящихся ко второму направлению, были заложены в теории трещин [8], в которой рассматривается процесс хрупкого разрушения горных пород как развитие в нем трещины. Если напряженно-деформированное состояние среды приводит к тому, что трещина теряет устойчивость, т.е. выходит из состояния равновесия, то это означает хрупкое разрушение горных пород. Второе направление существенно развито в виде теории хрупкого и квазихрупкого разрушения в работах Г.П.Черепанова, С.А.Христиановича, Г.И.Баренблатта, М.Я.Леонова, Г.Р.Ирвина, О.Е.Орована. С теорией трещин тесно связана и теория концентрации напряжений, которая рассматривает напряженно-деформированное состояние вблизи различных неоднородностей (пустот и включений, отличающихся физическими свойствами) и связанное с этим отклонение от однородного напряженно-деформированного состояния [11, 12]. Теории хрупкого и квазихрупкого разрушения рассматривают лишь развитие трещин, однако не отвечают на вопрос о причинах и механизме зарождения трещин.

В последнее время исследования в области разрушения горных пород в обводненных условиях рассматриваются с позиции развития дислокаций в кристаллической решетке [13]. В этом случае процесс разрушения

горных пород в обводненных условиях сводится к движению и скоплению дислокаций в районе концентраторов напряжения.

Для неоднородных или анизотропных сред, какими являются взрываемые массивы горных пород, перечисленные выше теории малопригодны. Для таких сред более подходящей является статистическая теория прочности. В ней рассматривается разрушение каждого элементарного объема среды как вероятностный процесс разрушения при выполнении критического условия на главных площадках, перпендикулярных главным осям тензора напряжений. Дальнейшим развитием статистической теории прочности явилась выработка критерия прочности, основанного на накоплении повреждений и увеличение степени поврежденности [13]. При достижении степени поврежденности критического значения наступает разрушение. Скорость изменения степени поврежденности определяется следующим образом:

$$\frac{\mathrm{dC}_n}{\mathrm{dt}} = f(b), \qquad (2)$$

где b – инвариант тензора напряжений.

К этому классу теорий близка наследственная механика горных пород, согласно которой тензор деформаций зависит не только от внешних условий, приложенных в данный момент, но и от напряжений, оставшихся от предыдущих нагрузок.

Проведенный анализ современных исследований показывает, что в настоящее время не выработана единая точка зрения на механизм разрушения горных пород в обводненных условиях, хотя и имеется ряд достаточно развитых теорий. Это вызвано двумя основными причинами: первая – многообразие вариантов процесса разрушения обводненных горных пород, вторая – сложность гидрогеологических условий разрушения и структуры неоднородных горных пород.

Таким образом, процесс разрушения обводненных горных пород лучше всего описывать с позиции статистической теории прочности, рассматривающей разрушение в каждом элементарном объеме как вероятностный процесс, что позволит выделить процесс разупрочнения межзерновых связей из общего процесса разрушения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Киркхоф Ф. Модуляция хрупкой трещины упругими волнами. Физика быотропротикающих процессов. – М.: 2001. – 112 с.

2 Финкель В.М. Физика разрушения. – М.: 2000. – 319 с.

3 Коттрел А.Х. Теоретические аспекты процесса разрушения. Атомный механизм разрушения. – М.: 2003. – С. 121-153.

4 Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. – М.:1994. – 640 с.

5 Христианович С.А., Шемякин Е.И. О динамическом сжимаемости прочных горных пород и металлов // Журнал прикл. Механики и техн. физики. – М., 1993. – №3. – С. 153-163.

6 Черепанов Г.П. О распределении трещин в сплошной среде // Прикладная механика. – М., 1997. – №3. – С. 221-225.

7 Партон В.З. Механика упруго-пластического разрушения. – М.: Наука, 1994. – 416 с.

8 Кузнецов Н.М. К статической теории хрупкой прочности // Журнал технической физики. – М., 1994. – №3 – С. 68-73.

9 Баум Ф.А. Станюкович К.П. Физика взрыва. – М.: Физматгиз, 1959. –801 с.

10 Баум Ф.А. Процессы разрушения горных пород взрывом // Сб. Взрывное дело. – М., Госгортехиздат, 1963. – №51/8. – С. 116-121.

11 Мартыненко С.В., Литвиненко Г.Б., Карпов М.А. Заряжание обводненных скважин комбинированным зарядом // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 44.

12 Борисов В.И., Ткаченко С.С. Технология заряжания обводненных скважин неводоустойчивыми взрывчатыми веществами с использованием гидроизолирующей оболочки // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 92.

13 Ефремов Э.И., Пономарев А.В., Баранник В.В. Технология формирования скважинных зарядов взрывчатых веществ и отбойка обводненных горных пород // Проблема взрывного дела. Отд. ст. ГИАБ. – М.: МГГУ, 2007. – №5. – С. 33-40.

УДК: 622.27.2
МРНТИ: 52.13.29

ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, ЕЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ

Ш.М. Шомуродов, Ж.Т. Солихов, И.И. Холмуротов
Ташкентский государственный технический университет, Ташкент, Узбекистан

Строго рассуждая, при переходе от одной системы к другой в пределах одного блока по мере выемки руды в камерах и в целиках - тоже комбинирование системами разработки (например, при ухудшении горно-геологических условий: сначала от сплошной системы - к системе с креплением, затем - к системе с креплением и закладкой).

По М.И.Агошкову главное отличие систем этого класса от других - первоначально выемка руды в блоке производится, например, открытыми камерами, а затем эти первичные камеры погашаются закладкой или породой, а в соседних камерах выемка ведётся или такой же системой разработки или же другой, например, системой подэтажного обрушения. Особенностью комбинированных систем разработки с последующей закладкой - является разделение запасов этажа на регулярно чередующиеся камеры и такие же по размерам целики. Ширина камер и целиков колеблется от 6-8 м до 20-30 м. При использовании твердеющей закладки камер целесообразно в днище создавать слой высокопрочной закладки-потолочины, а основной объём погашать мало прочной или вовсе сухой, гидравлической закладкой. Подробности приведены в отдельной главе - выбор технологии добычи руды при системах разработки с закладкой выработанного пространства.

По условиям применения комбинированные системы подразделяются на группы [1]:

1) комбинированные системы с открытым очистным пространством: камеры отрабатываются этажной или подэтажной отбойкой, а между камерные целики - этажным или подэтажным обрушением (т.е. закладка не применяется);

2) комбинированные системы с магазинированием руды: между камерные целики вынимают подэтажной отбойкой в окружении замагазинированной руды в первичных камерах;

3) комбинированные системы с одновременной закладкой: камеры по мере очистной выемки в блоке заполняются сухой или гидравлической закладкой, а целики затем отрабатываются слоевым или подэтажным обрушением;

4) комбинированные системы с последующей закладкой камер: после выемки первичных камер системой с открытым очистным пространством или с магазинированием эти камеры погашаются твердеющей закладкой и между камерные целики отрабатываются той же системой разработки I или II класса в окружении закладочных массивов.

На выбор комбинированного системы разработки, ее элементы и параметры оказывает влияние большое число горно-геологических и горно-технических факторов. По степени их важности они располагаются приблизительно следующим образом:

- мощность рудного тело;
- угол падения тела полезного ископаемого;
- технология и механизация очистных и подготовительных работ;
- свойства боковых пород;
- его ценность;
- строение;
- крепость;
- форма месторождения, наличие и направленность геологических нарушений;
- обводненность месторождения;
- глубина ведения горных работ;
- физико-механические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород и др.

Из всех перечисленных факторов, число которых превышает 15, только два (технология и механизация очистных и подготовительных работ) относятся к техническим. Они являются важнейшими и нередко решающими при выборе комбинированного системы разработки. Рассмотрим более подробно направленность влияния основных из них.

Мощность рудного тело является одним из основных факторов при выборе комбинированного системы разработки, оказывающим влияние на технологию очистной выемки, проведение подготовительных выработок, интенсивность сдвижения и обрушения вмещающих пород, способ управления горным давлением. Чем мощнее рудного тело, тем более интенсивно происходит сдвижение толщи пород над выработанным пространством.

Угол падения тела полезного ископаемого также существенно влияет на выбор комбинированного системы разработки. На пример: При угол падения рудного тела 5º, можно применить камерно-столбовой системы разработки и если угол падения рудного тело 45º -50º то можно применить система поэтажного обрушения а также при угле 75º -80º система разработки магазинированием руды(вариант с мелкошпуровой отбойкой) и др[2].

Если на пологих и наклонных месторождениях руды вдоль очистного забоя транспортируется с помощью механических средств (конвейерами, скреперно-лебётками), то на крутых он и обрушающиеся породы кровли и почвы транспортируются под действием силы тяжести.

Технология и механизация очистных работ эффективности комбинированных систем разработки зависит как от выемки камер, так и от выемки целиков. При выемке камер применяют следующие системы разработки: системы с

магазинированием руды; системы с открытым очистным пространством; системы с закладкой очистного пространства; системы с креплением и закладкой очистного пространства.

Конструктивное оформление системы производят с учетом наилучшего использования горных выработок как при выемке камер, так н при выемке целиков. Для того чтобы получить наибольше и эффект выемки камеры и целика, т. в. в целом всего блока, надо принимать целесообразные размеры ширины камер и целиков.

На практике комбинированные системы имеют наименования, характеризующие лишь системы выемки камер. Такие наименования неполны и требуют дополнительных разъяснений, касающихся выемки целиков[3].

Ценность руды оказывает большое влияние на выбор способа разработки. При высокой ценности руды допускается применение дорогостоящих способов разработки, обеспечивающих минимальные потери руды в процессе добычи. Напротив, в рудах небольшой ценности стремятся применять наиболее дешевые способы разработки, если даже они связаны с повышенными потерями.

Однако решать вопрос об относительной ценности разнотипных руд только по процентному содержанию полезных компонентов в руде нельзя. Действительно, какая руда ценнее: содержащая 6 % меди или 60 % железа. Бурый железняк или магнитный при одном и том же процентном содержании железа. Чтобы ответить па этот вопрос, необходимо пользоваться методикой определения ценности руд.

Различают валовую и извлекаемую ценность руды.

Валовой ценностью руды называют стоимость полезных компонентов, содержащихся в 1 т руды, по оптовым ценам.

Извлекаемой ценностью руды называют стоимость полезных компонентов, извлекаемых из 1 т руды при добыче и переработке се.

Цена металла устанавливается в зависимости от вида сырья (руда, концентрат, полуфабрикат), процентного содержания металла в нем.

Из всех физико-механических свойств и вмещающих пород наибольшее влияние на выбор системы разработки и технологии добычи оказывают их крепость и устойчивость.

Крепость горных пород, определяемая совокупностью многих физико-механических свойств (их твёрдостью, слоистостью, наличием инородных включений и прослоев), влияет на выбор системы разработки, машин и инструментов, применяемых при добыче, на производительность горных машин и производительность труда горнорабочих, на расход материалов и стоимость добычи.

Впервые классификация горных пород по коэффициенту крепости была создана русским учёным, профессором М.М. Протодьяконовым.

Для расчёта норм и расходных показателей в зависимости от физико-механических свойств существуют классификации горных пород, созданные применительно к отдельным производственным процессам, например бурению, взрыванию.

Не меньшее значение, чем крепость, имеет при подземной разработке устойчивость руды и вмещающих пород[4].

Геологические нарушения усложняют разработку месторождения и учитываются как при выборе системы разработки, так и средств комплексной механизации очистных работ с учетом переходимости и направленности этих нарушений. При наличии частых даже переходимых геологических нарушений применять камерно-столбовые системы разработки не рекомендуется, так как при этом применение комплексов оборудования на базе механизированных крепей может оказаться экономически невыгодным (из-за низкой нагрузки на очистной забой и больших сроках окупаемости капитальных вложений).

Непереходимые геологические нарушения приводят к росту объемов и стоимости монтажно-демонтажных работ и невозможности применения камерно-столбовых систем, очистные забои которых, как правило, оснащаются механизированными комплексами.

Глубина разработки предопределяет величину горного давления, которая растет пропорционально глубине. Для снижения интенсивности проявлений горного давления на глубоких горизонтах необходимо изменять элементы системы разработки: применять бесцеликовые способы охраны примыкающих выработок, проводить их с отставанием от забоя, располагать в разгруженных от горного давления зонах и др., оказывающих решающее влияние на конструкцию систем разработки. На глубоких горизонтах, особенно при наличии неустойчивых и пучащих пород предпочтительна сплошная система разработки.

Из изложенного видно, что факторов, влияющих на выбор комбинированного системы разработки, очень много. При этом необходимо иметь в виду, что часть из них является взаимозависимыми и могут влиять в противоположном направлении. Поэтому каждый из факторов следует рассматривать отдельно, а их влияние необходимо учитывать совместно. Окончательный выбор системы разработки производится, как правило, путем экономического сравнения конкурентоспособных ее вариантов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Порцевский А.К. Подземные горные работы часть 3 и 4. - Москва 2005. - С 25-26

2 Селедков Ю.В., Луневский П.Д., Тарасов Л.Я. Альбом систем разработки рудных месторождений цветных металлов и золото подземным способом. Отраслевое бюро технической информации главзолото.- Москва, 1955. - С 16-37

3 Попов Г.Н. Технология и комплексная механизация разработки рудных месторождений. Издательство Недра - Москва 1970. - С 318-319.

4 Панов Г.Е. Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений средней Азии. Издательство ФАН - Узбекской ССР Ташкент 1977. - С 30.

ОБОБЩЕНИЕ ТЕОРИЙ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов
Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Буровзрывные работы занимают значительное место в общем комплексе технологических процессов горнодобывающего производства. Являясь начальным процессом технологии проходки горных выработок, а также добычи они в значительной степени влияют на условия работы и производительность погрузочного, транспортного и дробильного оборудования. Поэтому вопросами развития и совершенствования процессов бурения и взрывания уделяют большое внимание, как ученые, так и производственники. В этой области достигнуты определенные успехи в решении эффективных методов ведения буровзрывных работ на шахтах и карьерах.

На основе достижений отечественной и зарубежной науки в результате рассмотрения процессов взрыва в хрупких средах с позиции физических законов в последние годы разработаны и внедрены в промышленность эффективные методы дробления горных пород взрывом: многорядное короткозамедленное взрывание, взрывание в зажатой среде, взрывание высоких уступов, применение зарядов с воздушными промежутками, гранулированных ВВ с удлиненной зоной химической реакции и др.

Многообразие, сложность и быстрота протекания явлений, которыми сопровождается взрыв, привели к возникновению различных представлений о механизме разрушения среды взрывом. Одни исследователи полагают, что основным фактором, определяющим эффективность взрыва, является поршневое действие продуктов детонации, другие считают, что разрушение массива при взрыве происходит главным образом в результате действия прямой и отраженной ударных волн [1].

Большой вклад в науку о взрыве внесли ученые М. А. Лаврентьев, М. А. Садовский, Я. Б. Зельдович, А. Ф. Беляев, К. К. Андреев, О. Е. Власов, Г. И. Покровский, Ф. А. Баум, К.П. Станюкович, А. Ф. Суханов, А. Н. Ханукаев и др., а также зарубежные учение.

В работах М.М.Фролова, М.М Борескова, А.Ф. Суханова и других авторов развита теория взрыва, которая учитывает различные виды сопротивления массива горных пород действию взрыва. Предложенной ими теории явление взрыва рассматривается как процесс мгновенного перехода потенциальной энергии ВВ в механическую. По их мнению энергия взрыва расходуется на отделение части разрушаемого массива по боковой поверхности воронки отрыва и на преодоление силы тяжести взрываемой породы при ее перемещении с одновременным расходом части энергии на дробление [2,3]. Такая схема распределения энергии взрыва основана на признании преимущественной роли давления газообразных продуктов детонации. Многие ученые разделяют эту теорию[4].

М. В. Мачинский[5] исходя из основных положений энергетической теории взрыва, объясняет механизм разрушения горных пород действием ударных волн. По его мнению волна проходит бесследно через прочные места породы, а в слабых местах развиваются зачатки трещин. Трещины интенсивно растут и в какой-то момент смыкаются, в результате чего горная порода оказывается раздробленной.

По мнению М.Ф.Друкованого[6], действие заряда в среде характеризуется возникновением напряжений, которые вызывают разрушения. При прохождении импульса напряжений, имеющего высокие сжимающие напряжения. Возможны два вида разрушений: в результате действия радиальных трещин и в результате смятия среды. После отражения от свободной поверхности поле напряжений изменяет знак на обратный, что приводит к образованию откольных воронок. Изучение распространения поля напряжений позволяет описать возможные разрушения в среде, поскольку последние зависят от величины н характера изменения напряжении во времени.

Г.Кольским[8], описаны условия хрупкого разрушения материалов. Автор [8] отмечает, что при изучении разрушения, вызванного волнами напряжения, необходимо выделить три исходные позиции:

1-прочность при растяжении большинства хрупких тел зависит от времени нагружения;

2-при нагружении волнами напряжений разрушение может возникать одновременно в огромном числе зародышей разрушения, а нагрузка снимается так быстро, что изломы могут продвинуться в образце лишь на несколько миллиметров;

3- прочность на растяжение многих хрупких материалов заметно зависит от состояния поверхности, так как трещина обычно начинает двигаться от поверхностных дефектов.

Процесс действия взрыва в твердой среде и разрушение горных пород в работах Г.И.Покровского[9,10] физически глубоко, обоснованы и обладают большой наглядностью. Согласно этим работам, в начальный, момент взрыва вследствие высокого давления в зарядной камере сильно сжимается порода, примыкающая к заряду. Частицы породы, выведенные из равновесия, начинают двигаться в радиальном направлении помещаются за фронтом волн напряжений, образуя зону деформированной породы вокруг заряда

Эта зона характеризуется возникновением напряжений, значительно превосходящих временное сопротивление разрыву горних пород, что приводит к появлению радиальных трещин. С увеличением расстояния от заряда напряжения уменьшаются до такой величины, что новые трещины не образуются.

Наиболее четкое обобщение представлений о механизме разрушения породы взрывом, изложено в работе Ф. А. Баума [11]. Автор в этой работе указывает, что разрушение горных пород взрывом представляет собой сложный процесс, протекающий под совокупным воздействием продуктов детонации, ударных волн и волн разгрузки (разрежения). Во времени и по природе определяющих его физических явлений процесс взрыва характеризуется несколькими стадиями.

В начальной стадии процесса основную роль играют расширяющиеся продукты детонации, которые в первый момент находятся под давлением порядка 105 кг/см2. Расширение последних в горной среде в первом приближении будет протекать до тех пор, пока давление продуктов детонации не станет равным прочностному сопротивлению среды.

Вторая стадия процесса, связанная с распространением отраженной от свободной поверхности волны разрежения и ее взаимодействием с хвостовой частью бегущей волны сжатия, возникающей уже после выхода ударной волны на свободную поверхность. В результате этого процесса в породе возникают значительные растягивающие напряжения, предопределяющие новые трещинообразования.

Третья стадия процесса, в основном сводится к воздействию на породу уже расширив-шихся до r=rкр продуктов детонации, в результате чего происходят различные виды разрушений породы (проникновение газов в трещины, отрыв отдельных кусков от массива и т. д.), перемещение разрушенной массы и разлет раздробленных элементов породы.

Таким образом, проанализировав вышеуказанные мнения автора можно делать следующие выводы по процессу разрушения горных пород взрывом:

1. Разрушение горних пород взрывом происходит главным образом за счет поршневого действия взрыва, развиваемого газообразными продуктами взрывчатого разложения ВВ в замкнутом пространстве.

2. Разрушение горних пород взрывом происходит в результате воздействия волн напряжений, идущих от зарядной камеры к свободной поверхности и во все стороны от заряда.

3. Процесс разрушения горных пород взрывом изменяется в зависимости от акустической жесткости среды и осуществляется в результате действия газообразных продуктов взрывчатого разложения ВВ и отраженных волн напряжений.

4. Работа взрыва заряда ВВ как по объему отбитой взрывом породы так и по степени ее дробления пропорциональна потенциальной энергии заряда.

5. Механизм разрушения горных пород взрывом можно изменять. Характер разрушения зависит от формы и величины взрывного импульса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. «Недра», М., I966.

2 Суханов А. Ф. Буримость и взрываемость горных пород. ГИТИ, М., 1940.

3 Суханов А. Ф. Единая классификация горних пород по взрываемости и новый метод расчета зарядов взрываемых веществ.— Горный журнал, 1955, 16.

4 Бродский М.П. О действии взрыва в твердой среде.— В кн.: Сборник трудов совещания по буровзрывным работам. Углетехиздат, М., 1953.

5 Мачинский М. В. Теории расчета зарядов— В кп.: Взрывное дело. 26 и 27. ОНТИ, М .,1930.

6 Друкованый М.Ф., Комир В.М. «Механизм разрушения горных пород взрывом и управление им — В кн.: Взрывное дело, 57/11. «Недра», М., 1965.

7 Власов О. Е. Основные теории действия взрыва. Изд. ВИА, М.,1957

8 Покровский Г.И., Предпосылки теории дробления породы взрывом—В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород под действием взрыва. Изд-во АН СССР. М., 1958.

9 Ханукаев А.Н., Баранов Г.Г. , Мосинец В.Н. Экспериментальные исследования процесса разрушения пород взрывом. Изд-во АН Кирг.ССР, Фрунзе., 1961.

10 Баум Ф. А. Процессы разрушения горных пород взрывом.— В кн.: Взрывное дело, 52/9. Госгортехиздат, М., 1963.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов

Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Механизм разрушения горных пород взрывом в общем случае характеризуется кратковременностью приложения нагрузки к разрушаемому объему среды и зависит от многих факторов. Поэтому до настоящего времени нет общепризнанной теории о механизме разрушения горных пород. Обобщение существующих гипотез о физической сущности действия взрыва в твердой среде позволяет совершенствовать управление действием взрыва. Эти гипотезы группируются по пяти основным направлениям [1, 2].

Гипотезы первого направления базируются на основе самых общих закономерностей процесса разрушения. Ученые, сторонники гипотез этого направления, считают проникновение в сущность явления задачей чрезвычайно трудной и используют для расчета параметров отбойки эмпирические формулы, выведенные в результате обработки данных по большому числу взрывов в разнообразных условиях.

В соответствии с гипотезами первого направления взрыв сопровождается отделением части разрушенного массива по боковой поверхности воронки взрыва и преодолением инерции массы или силы тяжести взрываемой породы. В это время происходит сопутствующее им первичное дробление породы по различным плоскостям внутри объёма воронки, общая поверхность которых пропорциональна площади боковой поверхности воронки. Вследствие сложности и кратковременности процессов взрыва и разрушения торных пород практически нет смысла строить универсальную теорию разрушения горных пород взрывом. Такая теория оказалась бы чрезвычайно сложной для

практического использования. Разработка основ теории действия взрыва должна быть направлена в первую очередь на решение наиболее важных практических задач [3, 4].

Ряд ученых придерживается аналогичных взглядов [5].

В основу расчетных формул положен принцип учета различных видов сопротивления пород действию взрыва и степени дробления породы [3, 4].

Ко второму направлению могут быть отнесены гипотезы, объясняющие физическую сущность действия взрыва на основе самых общих закономерностей, но с применением для расчетов теоретических формул, разработанных при условиях некоторой схематизации процесса. Основные гипотезы второго направления разработаны проф. О. Е. Власовым [6,7,8].

Согласно основным положениям гипотез третьего направления, горный массив разрушается в основном в результате «поршневого» действия продуктов детонации на твердую среду. В этом случае действие взрыва рассматривается как статический процесс. Гипотезы о преобладающем влиянии «поршневого» действия продуктов детонации на среду имели довольно широкое распространение в прошлом. Однако в последние годы в работах, подтверждающих эту гипотезу, не отрицалось влияние энергии волн напряжений на разрушение горных пород.

Ученые, придерживающиеся гипотез четвертого направления, считают, что результаты взрыва определяются энергией волн напряжений. Примером гипотез четвертого направления являются представления о действии взрыва в породе проф. Г. И. Покровского, который считает, что при взрыве заряда в породе по всей поверхности зарядной камеры одновременно действует давление продуктов взрыва, измеряемое сотнями тонн на 1 см2.

Временное сопротивление раздавливанию даже самых прочных пород на два порядка ниже давления продуктов взрыва. Вблизи поверхности заряда порода раздавливается и переходит в текучее состояние. Напряжение сжатия по величине приближается к модулю сжатия породы. Частицы получают движение по радиальным направлениям и смещаются вслед за фронтом волны деформации. В результате образуется зона сильно деформированной породы.

Если среда однородна, то в ней образуется система спиральных линий скольжений, касательные к которым образуют углы около 45° к радиусам, исходящим от центра заряда. По мере удаления от заряда энергия взрыва передается все увеличивающейся массе среды, ввиду чего в единице объема она существенно уменьшается. Напряжения сжатия быстро падают с расстоянием. На определенном расстоянии они становятся меньше временного сопротивления породы раздавливанию и характер деформаций среды изменяется, линии скольжения исчезают, структура среды в основном сохраняется.

. Этого направления в различной степени придерживаются академик Я. Б. Зельдович [9, 10], проф. К. П. Станюкович [11], проф. Ф. А. Баум [12, 13, 14], проф. Г. М. Ляхов [15], а также ряд зарубежных ученых, взгляды которых изложены в книге [16]. Они считают, что мощная ударная волна вызывает дробление и отколы при отражении от открытой поверхности.

В основу гипотез пятого направления, в последнее время все более широко поддерживаемых, положено совместное «поршневое» действие продуктов детонации и волновых процессов.

Между выделенными направлениями во взглядах на природу процесса разрушения породы взрывом нет четких границ. Многие ученые, отдавая предпочтение одной точке зрения, не отрицают в полной мере положений другой.

Это объясняется тем, что характер взрывного разрушения пород зависит от многих факторов, главные из которых: физико-механические свойства среды, расположение зарядов относительно открытой поверхности, масса зарядов и тип ВВ, конструкция зарядов и их взаимное расположение, параметры, способ инициирования зарядов, показатель действия взрыва, определяющий взаимосвязь между энергией заряда и расстоянием до открытой поверхности.

По современным представлениям механизм действия взрыва в твердой среде заключается в следующем. При взрыве заряда в среде возникают возмущения в виде волн напряжения, интенсивность которых зависит как от свойств ВВ, и в первую очередь от плотности ВВ и скорости детонации, так и от свойств горной породы. При этом в процессе детонации заряда давление на стенки шпура (скважины) возрастает, достигая в некоторых случаях 4 -105 кгс/см2, порода сжимается, формируя ударную волну. Скорость фронта волны превышает скорость звука. Наиболее сильные разрушения в виде переизмельчения и пластических деформаций наблюдаются в непосредственной близости от заряда ВВ. На эти разрушения затрачивается большая доля энергии ударной волны из-за значительных потерь энергии на рассеивание и преодоление внутреннего трения между частицами среды (диссипативные потери).

На расстоянии 5-8 радиусов заряда ударная волна становится волной напряжений, распространяющейся со скоростью звука. Вслед за волной со скоростью 0,4 м/с, распространяются трещины, по которым движутся продукты детонации, давление и температура которых постепенно падает. Передача энергии газов, движущихся по трещинам, продолжается до некоторого критического значения и вследствие этого волна продолжает подпитываться энергией движущихся газов. Таким образом, волна аккумулирует энергию, не только передаваемую через стенки шпура (скважины), но и энергию газов, распространяющихся по трещинам.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М.«Недра», 1975. 191 с.

2 Казаков Н.Н. Исследование действия взрывов ударной волны в массиве при отбойке руд скважинными зарядами. Автореф. на соиск, учен. степени. канд. техн. наук. М., 1966. 18 с.

3 Суханов А.Ф. Разрушение горных пород взрывом. «Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва». М., изд-во АН СССР, 1958, с.61-77.

4 А.Ф. Суханов, П.П.Назаров, Б. Н. Кутузов и др. Буровзрывные работы. М., Госгортехиздат, 1962. 242 с.

5 А. Ф. Мартынов, И.М.Сумин, В.В.Зельников и др. Новый метод расчета колонковых зарядов. –В кн. «Взрывное дело», №55/12, М., «Недра», 1964, с.29-45.
6 Власов О.Е. Основы теория действия взрыва. М., изд. ВИА, 1957. 407 с.
7 Власов О.Е. «Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. М., изд-во АН СССР, 1958, с.44-61.
8 Смирнов С.А., Власов О.Е. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М., изд-во АН СССР, 1962, 102 с.
9 Зельдович Я. Б., Райзер Ю.П. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений. М., Физматгиз, 1963. 688 с.
10 Зельдович Я. Б. Теория ударных волн и введение в газодинамику. М.-Л., АН СССР, 1946. 184 с.
11 Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. М., Госгортехиздат, 1955. 804 с.
12 Баум Ф.А., Беркец М.А, Определение начальных параметров ударных волн в горных породах в условиях контактного взрыва и закона сжимаемостп пород при высоких давлениях. -В кн. «Взрывное дело», №49/6, М., Госгортехиздат, 1962, с. 224—251.
13 Баум Ф.А., Станюкович К.П ., Шехтер Б .П. «Физика взрыва». М., Физматгиз, 1950. 800 с.
14 Баум Ф.А. Процессы разрушения горных пород взрывом. -В кн. Взрывное дело», № 52/9, М., Госгортехиздат, 1963, с.262-285.
15 Ляхов Г.М., Покровский Г. И. Взрывные волны в грунтах. М., Госгортехиздат, 1962. 104 с
16 Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении горных пород взрывом. М., Госгортехиздат, 1962. 199 с.

МРНТИ:52.35.29

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ УСТУПОВ

Б.Р. Раимжанов[1], Т.Ж Аннакулов[2], Ш.Ш.Заиров[1]
[1]Филиал НИТУ «МИСИС» в г. Алмалык, Республика Узбекистан;
[2]Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан

В работе приведена методика определения времени отработки и производительности экскаватора при разработке наклонного съездного уступа угольных разрезов. Произведен расчет времени отработки съездного уступа и определена средняя эксплуатационная производительность экскаватора в условиях Ангренского угольного разреза. Разработана математическая модель определения площади сегмента черпания экскаватора. Искомая площадь определена с помощью двойного интеграла. Установлена зависимость коэффициента наполнения ковша экскаватора от высоты забоя при различной толщине стружки.

Ключевые слова: экскаваторно-дробильной комплекс, производительность экскаватора, наклонный сьездной уступ, время отработки,двойной интеграл.

Мобильные дробильно-перегрузочные установки применяются при различных технологических схемах, располагаются в забое между экскаватором и забойным конвейером и перемещаются вдоль фронта работ по мере продвижения экскаватора.

На рисунке 1 приведена технологическая схема отработки уступов с использованием мобильных комплексов с последовательным ведением добычных работ на двух горизонтах. Согласно данной схеме, погрузка породы производится экскаватором в мобильную дробилку через бункер-питатель. Горная порода из дробильной установки передается на мобильный конвейер-перегружатель и далее к забойному конвейеру. Использование мобильного конвейера-перегружателя позволяет уменьшить частое перемещение забойного конвейера и размещать их на большом расстоянии от забоя [1-6].

Исследована технологическая схема отработки уступов продольными заходками мобильными дробильно-перегрузочными-конвейерными комплексами (МДПКК) при боковом расположении забойного конвейера и наличии мобильного межуступного перегружателя с последовательным ведением добычных работ на двух горизонтах [4, 5, 13].

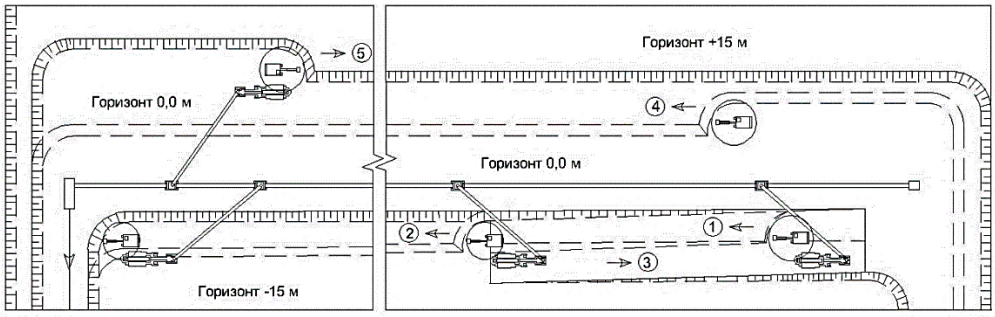


Рисунок 1 – Технологическая схема отработки уступов с использованием мобильных комплексов с последовательным ведением добычных работ на двух горизонтах

Согласно данной технологической схеме, система МДПКК работает на двух горизонтах. При этом забойный конвейер устанавливается на верхнем уступе. Экскаваторно-мобильная дробилка – межуступный перегружатель работает сначала на нижнем уступе, а затем на верхнем уступе двумя заходками. После этого забойный конвейер передвигается по фронту работы экскаватора [4,11].

При расчете эксплуатационной производительности и времени работы комплекса по технологической схеме разработки горных пород с торцевым расположением МДПКК и наличии мобильного межуступного-перегружателя с последовательной отработкой на двух горизонтах необходимо учитывать все простои экскаватора.

Произведен расчет времени отработки съездного уступа и определена средняя эксплуатационная производительность комплекса МДПКК в условиях Ангренского угольного разреза. При отработке съездного уступа с применением МДПКК допускается до 5% уклона, который имеет вид, представленный на рисунке 2.

Допустимый угол наклона съездного уступа, равен соотношению 1:20. При 5% уклоне это угол будет равен 2,86°.

Длина съездного уступа на отрезке *AB* при высоте уступа 15 м составит:

$$AB=BC/\sin 2{,}86^0=300{,}6 \text{ м.} \quad (1)$$

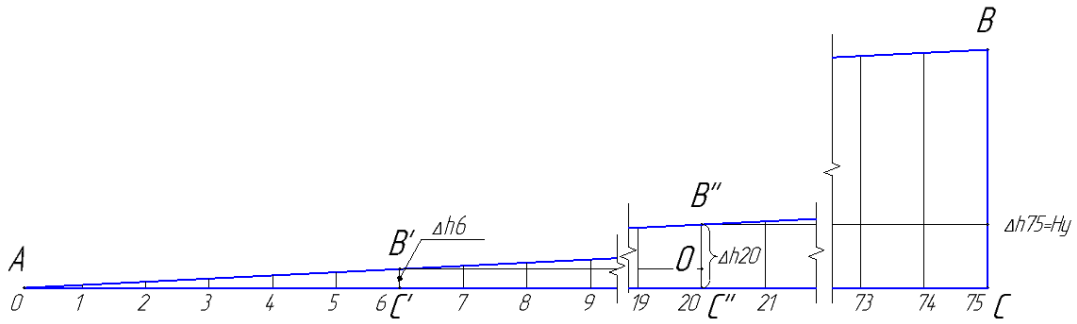


Рисунок 2 – Схема съездного уступа с разделением на 75 подблоки длиной, каждую равной одной передвижке экскаватора

С учетом передвижки экскаватора с одной стоянки на следующую при $L_{передвижка}$=4 м количество подблоков составит 300,6 м / 4 м=75. Значит, экскаватор, работая на съездном уступе, передвигается 75 раз.

В начальной части блока экскаватор не сможет загрузить дробильную установку в связи с ненаполнением его ковша. В связи с этим по условиям эффективной эксплуатации экскаватора определяем минимальную высоту копания.

По условиям полного заполнения ковша при известной толщине снимаемой стружки определим длину дуги черпания:

$$l_{д.ч} = \frac{V_к K_Н}{B_к C_{max} K_Р} \text{ м,} \quad (2)$$

где $B_к$ – ширина ковша экскаватора, м; $C_{струж}$ – толщина снимаемой стружки, м.

Толщина снимаемой стружки определяется расчетами, учитывая усилие копания экскаватора и удельное сопротивление копанию породы [7, 8]:

$$C_{мах} = \frac{P_к}{k_F B_к}, \text{ м,} \quad (3)$$

где $P_к$– усилие на зубьях ковша экскаватора, Н; $К_F$ – удельное сопротивление копанию породы, Н/м^2.

Усилие на зубьях ковша экскаватора для конкретных условий забоя определяется по формуле [9]:

$$P_к = \frac{N_п \cdot l_п + G_{к+п} \cdot l_к + G_р \cdot l_р}{l_п}, \text{ Н,} \quad (4)$$

где $N_п$ – сопротивление пород копанию, Н; $G_{к+п}$ – вес ковша с породой, Н; $G_р$– вес рукояти, Н; $l_п, l_к, l_р$ – соответственно, длина рукояти от напорного вала до контакта забоя, до центра тяжести ковша и до центра тяжести рукояти, м.

Сопротивление породы копанию определяется по формуле [9]:

$$N_п = \frac{k_F \cdot E}{H_в \cdot k_р}, \text{ Н,} \quad (5)$$

где $H_в$ – высота напорного вала, м; $k_р$ – коэффициент разрыхления породы, $k_р = 1{,}2 - 1{,}3$.

В схеме забоя, приведенному на рис. 2, видно, что экскаватор до подблока 6 работает с горизонтальным черпанием на уровне стояния. В этом случае объем породы, время отработки подблоков 0-6 и коэффициент наполнения ковша экскаватора определяется согласно таблице 1.

Таблица 1 – Определение технологических параметров отработки съездных уступов

Параметры	Формулы расчета	1-подблок	2-подблок	3-подблок	4-подблок	5-подблок	6-подблок
Объем породы одного черпания, м^3	$\Delta V_n=(2n-1)\cdot\Delta V_1$	1,5	4,5	7,5	10,5	13,5	16,5
Время отработки подблока, с	$\Delta t_n=(Ш/В)\cdot t_ц$	180	180	180	180	180	180
Коэффициент наполнения ковша	$k_и=(\Delta V_n/V_к)$	0,09	0,27	0,45	0,64	0,82	1,00

n – очередь разделения экскаваторного подблока; ΔV_1 – объем породы первого подблока, м^3

Согласно данным, приведенным в таблице 1 установлена зависимость коэффициента наполнения ковша экскаватора от вынимаемого объема подблока (рисунок 3).

Из рисунка 3 видно, что экскаватор до подблока 6 работает с горизонтальным черпанием на уровне стояния и минимальными коэффициентами наполнения ковша.

Время отработки подблоков 0-6 с учетом передвижки комплекса составит:

$$t_{0-6} = 6 \cdot t_ц \cdot \frac{B_З}{B_К} + \frac{L_{0-6}}{L_{передв}} \cdot t_{передв}, ч. \quad (6)$$

$t_{передв}$ – время одной передвижки комплекса, мин.

Средняя производительность комплекса при отработке подблоков 0-6:

$$Q_{ср(0-6)} = \frac{60 \cdot V_{0-6}}{t_{0-6}}, \ м^3/ч. \quad (7)$$

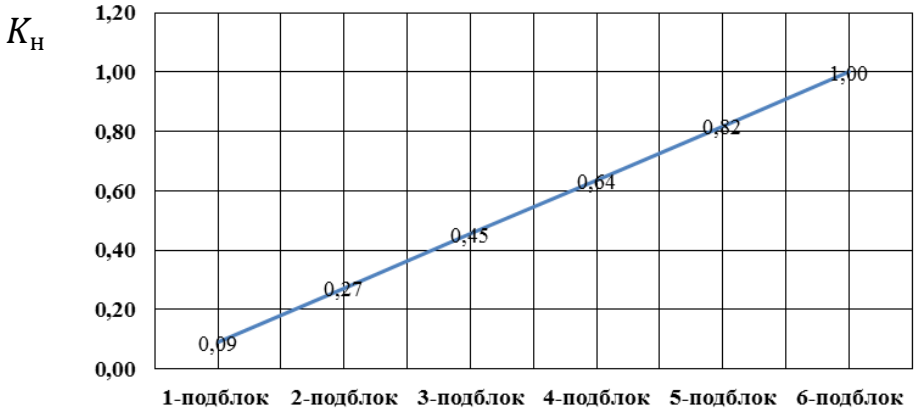


Рисунок 3 – Зависимость коэффициента наполнения ковша экскаватора от вынимаемого объема подблока

Начиная с подблока 6 коэффициент наполнения ковша будет равным 1, при этом высота забоя составит 1,2 м и будет выше толщины стружки. В связи с этим экскаватор не сможет черпать горизонтальными слоями и начнет черпание по радиусу рукояти с допустимой толшиной стружки.

В данном случае необходимо определить фактическую производительность экскаватора с учетом условий забоя. Эффективная работа экскаватора определяется путем установления высоты черпания. Поэтому эффективная высота черпания экскаватора определяется из условия наполнения его ковша при разработке съездного уступа. Коэффициент наполнения ковша при установленной толщине стружки определяется по формуле:

$$K_Н = \frac{B_К C_{max} l_{д.ч}}{V_к} = \frac{B_К S_{чер}}{V_к}, \quad (8)$$

где $l_{д.ч}$ – дуга черпания, м; $S_{чер}$ – площадь сечения одного черпания при известной толщине стружки, м^2.

При различной высоте забоя определим коэффициент наполнения ковша экскаватора согласно схеме, приведенной на рисунке 4. Из схемы видно, что с увеличением высоты забоя возрастает длина дуги черпания и, соответственно, объем породы на одно черпание.

Для более точного расчета забоя воспользуемся математической моделью определения площади сегмента черпания экскаватора с установлением толщины стружки (рисунок 4).

Для вычисления площади *OABC* построим прямоугольную координатную систему. Ось *Ox* проведем через отрезок *OA*, а ось *Oy* – в точке *O* перпендикулярно к оси *Ox*. Тогда искомая область *OABC* ограничивается линиями

$$x^2 + (y-8{,}5)^2 = 8{,}5^2,\ x^2 + (y-8{,}5)^2 = 9{,}5^2,\ y = 0\ \ y = a$$

или

$$x = \sqrt{8{,}5^2 - (y-8{,}5)^2},\ x = \sqrt{9{,}5^2 - (y-8{,}5)^2},\ 0 \le y \le a. \quad (9)$$

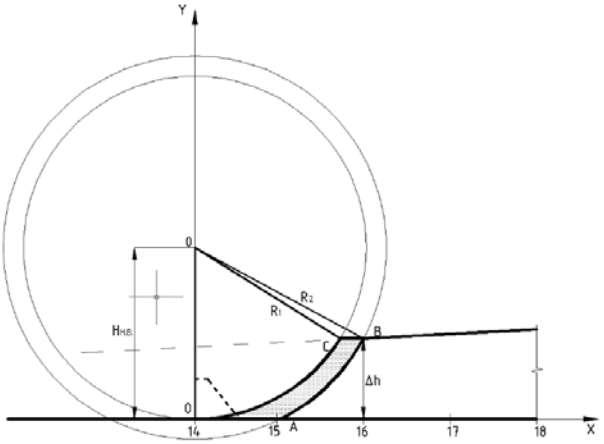


Рисунок 4 – Схема определения площади сегмента черпания экскаватора при разработке съездного уступа с установлением толщины стружки

Тогда искомая площадь вычисляется с помощью двойного интеграла:

$$S = \iint\limits_{OABC} dxdy = \int\limits_0^{\Delta h}\left[\int\limits_{\sqrt{R_1-(y-R_1)^2}}^{\sqrt{R_2-(y-R_1)^2}} dx\right]dy = \int\limits_0^{a}\left[x\Big|_{\sqrt{{R_1}^2-(y-R_1)^2}}^{\sqrt{{R_2}^2-(y-R_1)^2}}\right]dy =$$

$$= \int\limits_0^{\Delta h}\left(\sqrt{{R_2}^2-(y-R_1)^2} - \sqrt{{R_1}^2-(y-R_1)^2}\right)dy = \begin{vmatrix} t = y - R_1, dt = dy \\ y = 0, t = -R_1 \\ y = \Delta h, t = \Delta h - R_1 \end{vmatrix} =$$

$$= \int\limits_{-R_1}^{\Delta h-R_1}\left[\sqrt{{R_2}^2-t^2} - \sqrt{{R_1}^2-t^2}\right]dt = \int\limits_{-R_1}^{\Delta h-R_1}\sqrt{{R_2}^2-t^2}dt - \int\limits_{-R_1}^{\Delta h-R_1}\sqrt{{R_1}^2-t^2}dt =$$

$$= \frac{1}{2}\left(t\sqrt{{R_2}^2-t^2} + {R_2}^2\,arcsin\frac{t}{R_2}\right)\Big|_0^{\Delta h} - \frac{1}{2}\left(t\sqrt{{R_1}^2-t^2} + {R_1}^2\,arcsin\frac{t}{R_1}\right)\Big|_0^{\Delta h} =$$

$$= \frac{1}{2}\left((\Delta h - R_1)\sqrt{{R_2}^2-(\Delta h-R_1)^2} + {R_2}^2\,arcsin\frac{\Delta h - R_1}{R_2} + R_1\sqrt{{R_2}^2-{R_1}^2} + {R_2}^2\,arcsin\frac{R_1}{R_2}\right) -$$

$$-\frac{1}{2}\left((\Delta h - R_1)\sqrt{{R_1}^2-(\Delta h-R_1)^2} + {R_1}^2\,arcsin\frac{\Delta h - R_1}{R_1} + {R_1}^2\frac{\pi}{2}\right) =$$

$$= \frac{1}{2}\left((\Delta h - R_1)\sqrt{{R_2}^2-(\Delta h-R_1)^2} + {R_2}^2\,arcsin\frac{\Delta h - R_1}{R_2} + R_1\sqrt{{R_2}^2-{R_1}^2} + {R_2}^2\,arcsin\frac{R_1}{R_2}\right) -$$

$$-\frac{1}{2}\left((\Delta h - R_1)\sqrt{{R_1}^2-(\Delta h-R_1)^2} + {R_1}^2\,arcsin\frac{\Delta h - R_1}{R_1} + {R_1}^2\frac{\pi}{2}\right). \quad (10)$$

Задавая ряд величин $\Delta h_у$ и C_{max} находим соответствующие им значения площади *OABC*($S_{чер}$) и, соответственно, вынимаемый объем породы ($V_п$), а также коэффициент наполнения ковша $K_н$. По графику функции $K_н = f(\Delta h_у)$ определяют конкретные величины коэффициента наполнения ковша экскаватора (рисунок 5).

В таблице 2 приведены результаты расчетов определения коэффициента наполнения ковша экскаватора при разработке съездного уступа.

Таблица 2 – Результаты расчета определения коэффициента наполнения ковша экскаватора при разработке съездного уступа

Δh, м	C_{max}, м	R_1, м	R_2, м	S_2, м^2	$V_п$, м^3	$V_к$, м^3	$k_н$
1,0	1	9,5	8,5	2,42	6,06	16,5	0,37
2,0	1	9,5	8,5	4,04	10,09	16,5	0,61
3,0	1	9,5	8,5	5,39	13,47	16,5	0,82
4,0	1	9,5	8,5	6,59	16,48	16,5	1,00
4,5	1	9,5	8,5	7,16	17,90	16,5	1,08
5,0	1	9,5	8,5	7,71	19,28	16,5	1,17

Из таблицы 2 видно, что для полного наполнения ковша экскаватора при одном черпании необходимая высота забоя составит Δh=4 м. Это означает, что до подблока 20 экскаватор будет работать с меньшей производительностью. После 20-го подблока экскаватор начнет работать в обычном режиме.

Время отработки подблока $(n-(n+1))$ определяется по выражению:

$$t_{n-(n+1)} = \left(\frac{L_{n-(n+1)}}{C_{\text{стр}}} \cdot t_{\text{ц}}\right) \cdot \frac{\text{В}_3}{B_K} + \frac{L_{n-(n+1)}}{L_{\text{передв}}} \cdot t_{\text{передв}}, \text{ч}; \quad (11)$$

Объем подблока $(n-(n+1))$ определяется по выражению:

$$V_{n-(n+1)} = \left(\frac{L_{n-(n+1)} \cdot (\Delta h_{(n+1)} - \Delta h_n)}{2} \cdot B_3\right) + \left(L_{n-(n+1)} \cdot \Delta h_n \cdot B_3\right), \text{м}^3; \quad (12)$$

Средняя производительность комплекса отработки подблока $(n-(n+1))$:

$$Q_{\text{ср}(n-(n+1)} = \frac{60 \cdot V_{n-(n+1)}}{t_{n-(n+1)}}, \text{м}^3/\text{ч}; \quad (13)$$

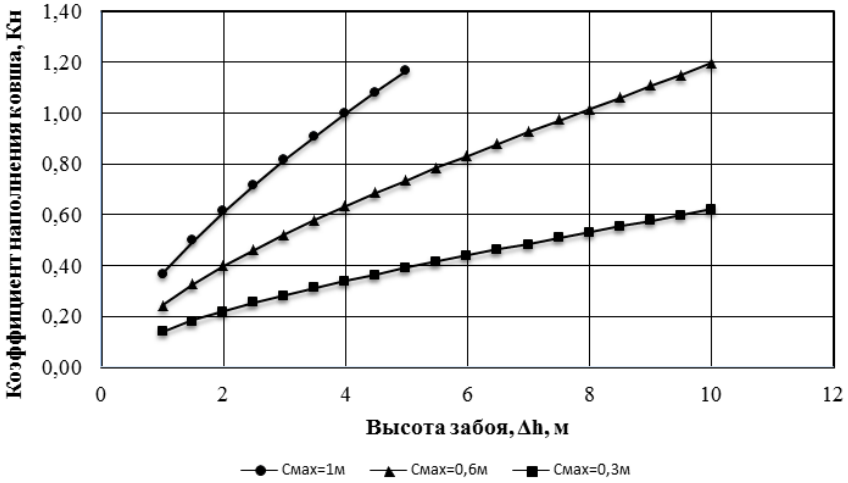


Рисунок 5 – Зависимость коэффициента наполнения ковша экскаватора от высоты забоя при различной толщине стружки

Таким образом, разработана методика и математическая модель определения времени отработки и производительности комплекса МДПКК при отработке наклонного съездного уступа.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Насиров У.Ф., Заиров Ш.Ш., Аннакулов Т.Ж. Применение схем циклично-поточной технологии с передвижными и мобильными дробильно-перегрузочными комплексами на открытых горных работах // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2019. – №2. – С. 36-39.

2 Заиров Ш.Ш., Аннакулов Т.Ж., Кувондиков О.А., Шарипов Л.О. Расчет технологических параметров комплектов оборудований мобильных дробильно-перегрузочно- конвейерных комплексов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2019. – №3. – С. 29-34.

3 Фауль А.А. Определение параметров и показателей открытой разработки месторождений нерудных строительных материалов с использованием мобильных дробильных комплексов // Дисс. . канд. техн. наук. – С.-Пб., 2012. – 193 с.

4 Annakulov T.J. Development of technological schemes for open-pit mining of deposits using “mobile crushing-reloading-conveyor complexes”. E3S Web of Conferences, 2020; 201: 01010. https://doi.org/10.1051/e3sconf/202020101010.

5 Toshov J.B., Annaqulov T.J., Quvondiqov O.A. & Eshonqulov K. Calculation of the service life and assessment of the reliability of conveyor rollers under the conditions of the Angren coal mine. Asian Journal of Multidimensional Research (AJMR), 2021; Vol.10, Issue 3: 365-370. http://doi.org/10.5958/2278-4853.2021.00139.7

6 Annakulov T.J. Sovershenstvovanie tsiklichno-potochnoy tekhnologii razrabotki vskryshnykh porod v razreze Angrenskiy s primeneniem mobilnykh kompleksov. Europaische Fachhochschule. European Applied Sciences, 2015; Issue 6: 58-60.

7 Домбровский Н.Г. Экскаваторы. Общие вопросы теории, проектирования, исследования и применения. – М. : Машиностроение, 1969. – 319 с.

8 Фролов К.В., Ксеневич И.П., Волков Л.А., Карасев Г.Н. и др. Энциклопедия по машиностроению. Том IV. – М.: Машиностроение, 2005. – 736 с.

9 Подэрни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров. Учебник для вузов. – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 606 с.

10 Усманов Н.С., Цой И.В., Иркабаев У.У., Насриддинов И.Х., Аннакулов Т.Ж. Опыт внедрения циклично-поточной технологии на вскрышном комплексе разреза Ангренский // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2015. – №1. – С. 82-86.

11 Annakulov T.J., Zairov Sh.Sh., Kuvandikov O.A. Justification, selection and calculation of technological parameters of equipment kits of mobile crushing-reloading-conveyor complexes // International Journal Of Advanced Research in Science, Engineering and Technology.– India: National Institute of Science Communication and Information Resources, 2019, Fevruiary. – Vol.6. – Issue 2. – pp. 8072-8079.

12 Bulatov G.Y. & Annakulov T.J. Investigation of the width of the entry of an excavator when loading a mobile crushing plant in the conditions of the Angren coal mine of Uzbekistan. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2021;
937: 042088. https://doi:10.1088/1755-1315/937/4/042088.

13 Annakulov T.J. & Abdumitalipov I. The current state and characteristics of the excavator-automobile complex at the Kalmakyr open cast mine. III International Scientific and Practical Conference «Theoretical and empirical scientific research: concept and trends», 2021; Vol. 1: 161-165. https://doi.org/10.36074/logos-28.05.2021.v1.49

УДК.622.411

ПУТИ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ

Е.Д.Байгел
КазНИТУ им. Сатпаева, г.Алматы, Казахстан

1. Экология на месторождениях

Горнодобывающая деятельность неизбежно оказывает воздействие на окружающую среду. Зачастую она требует задействования крупных земельных площадей, что влияет не только на природоохранную деятельность, но и на предпосылки развития других отраслей промышленности и общественные интересы. Сбросы загрязняющих веществ в поверхностные и грунтовые воды, особенно в результате образования отходов горного производства, могут оказывать долговременное воздействие на окружающую среду. Извлечение и переработка первичных минералов также в значительной мере оказывают воздействие на глобальное изменение климата, в то время как вторичная пере работка металлов и минералов, как правило, позволяет достичь огромной экономии энергии. Это является серьезным аргументом в пользу увеличения объемов вторичной переработки металлов и минералов из отработанной продукции или отходов. Вместе с тем, даже если объемы вторичной переработки будут увеличены, в ближайшем будущем нам необходимо совершенствовать горнодобывающую деятельность в целях обеспечения устойчивого развития отрасли в глобальном масштабе.

После завершения горнодобывающей деятельности всегда остаются следы в виде карьеров и полигонов отходов. Необходимо четко знать, как рудник воздействует на окружающую среду даже после его закрытия. На основании этих знаний деятельность можно за планировать таким образом, чтобы спрогнозировать будущие проблемы и максимально предотвратить их возникновение. Планирование закрытия рудника и подготовка к нему с учетом экологических факторов, проводимые еще на этапе планирования открытия горнодобывающего предприятия, увеличивают шансы на создание устойчивого бизнеса. Период подготовки к запуску шахтных и карьерных разработок обычно занимает много лет и требует крупных инвестиций, поэтому горнодобывающая компания должна принимать это во внимание. Важно четко определить и желательно проанализировать на раннем этапе те факторы, которые могут серьезно повлиять на оценку рентабельности добычи полезных ископаемых. Рекультивация территорий закрытых горнодобывающих предприятий требует больших затрат, что нельзя не учитывать при определении прибыльности рудника.

Четкие и предсказуемые основные нормы, и правила, регулирующие горнодобывающий сектор, имеют огромное значение для всех участников отрасли. В последние годы была разработана нормативно-правовая база в отношении переработки отходов, рекультивации, экономической безопасности и других подобных вопросов. Единообразие применяемых в странах норм и правил нейтральности к конкуренции могут быть достигнуты путем унификации. Сотрудничество, включая обмен информацией о наилучших практиках и положительных примерах деятельности, улучшает перспективы устойчивого раз вития в регионе, где горнодобывающий сектор играет столь важную роль, а окружающая среда – столь уязвима.

2. Промышленные отходы

Горнопромышленные отходы представляют собой проблему не только по причине своего огромного объема и площади занимаемой ими поверхности, но и потому, что некоторые из них могут оказывать воздействие на местные экосистемы. Вследствие этого, одной из наиболее сложных задач для каждого горнодобывающего предприятия является выбор метода менеджмента большого количества производственных отходов в целях минимизации не только краткосрочных, но и долгосрочных воздействий. Объекты размещения отходов оказывают экологические (физические или химические) и социально-экономические воздействия. Они занимают земли, которые раньше представляли собой

продуктивные местообитания дикой флоры и фауны, хозяйственные леса и сельскохозяйственные угодья. Если реабилитация объектов размещения отходов не будет осуществлена должным образом, достижение прежнего уровня продуктивности может занять весьма дли тельное время. В большинстве случаев объекты размещения отходов изменяют ландшафт, несмотря на то, что они были спроектированы в соответствии с топографическими характеристиками. Наибольшую озабоченность и противодействие общественности вызывают воздействия на окружающие экосистемы и особенно на водные пути. Если отходы не являются физически устойчивыми, эрозия или катастрофическое разрушение могут привести к возникновению тяжелых или долговременных воз действий. Если же отходы не являются химически устойчивыми, они могут быть более или менее постоянным источником загряз нения природных водных систем. Мероприятия по ремедиации этих воздействий могут оказаться весьма проблематичными и дорогостоящими. В результате во многих случаях отходы горной промышленности должны быть изолированы или обработаны для снижения их окисленности, токсичности и эрозии или приведения их во внешне презентабельный вид, а также для обеспечения возможности использования хранилищ отходов для других целей после завершения горнодобывающих операций. С другой стороны, отходы могут по-прежнему содержать большое количество полезных компонентов, что следует помнить не только на этапе закрытия деятельности, но и на этапе ее планирования. Самой серьезной и распространенной проблемой, связанной с объектами размещения отходов от добычи металлических руд, являются кислые стоки. Образование кислоты (явление, известное под названием «кислые рудничные стоки») начинается в диапазоне примерно нейтральной кислотности, когда минералы с содержанием сульфида железа подвергаются воздействию кисло рода и воды и вступают с ними в реакцию. Кроме того, температура, уровни кислотности, соотношение окисного и закисного железа и микробиологическая активность влияют на скорость окисления сульфидов железа и других металлов. В зависимости от нейтрализую щей способности отходов, продукт выщелачивания (инфильтрат) может иметь кислый или нейтральный и повышенное содержание растворенных токсических металлов и сульфатов. Загрязняющие выбросы могут проникнуть в поверхностные воды в том случае, если их сбор не осуществляется надлежащим образом с помощью дренажных каналов, а также через подвальное помещение объекта размещения отходов в подземные воды, если не предусмотрено водонепроницаемое изолирующее покрытие. Загрязнение пылью образуется в результате высыпания пустых пород в отвалы и высыхания материала на поверхности в прудах отстойниках. Во-вторых, отсутствие или наличие редкой растительности на отвалах способствует эрозии и переносу реактивных и нереактивных частиц отходов в окружающие почвы и водотоки. В сфере обработки мелкозернистых отходов гидрометаллургии (кучное выщелачивание / чановое выщелачивание) и пирометаллургии (напр., окисление под давлением в автоклаве), например, остатка после биовыщелачивания руды и шлама с различными вторичными осадками, которые содержат в большем или меньшем объеме химические остатки процесса, пока накоплен весьма небольшой опыт. Мобилизация металлов и вредных соединений из твердых отходов такого типа легко происходит том случае, если, например, произойдет разрушение дамбы с геомембранным покрытием или же протечка, или разложение однослойного или многослойного основания. Во-вторых, вода, откачиваемая из шламоотстойников, состоит в основном из более или менее вредных элементов и соединений и нуждается в очистке перед выпуском в естественные водные пути.

3. Экологические риски

Информация в отношении проектирования объектов размещения отходов, выбора площадки и метода размещения собирается на основе изучения источников, а также полевых и лабораторных исследований. В результате формируется комплекс экологических и экономических факторов, а также факторов, связанных с планированием и реабилитацией. Основными элементами этого комплекса являются:

1. Физические, химические и геотехнические характеристики отходов и знания о потенциальных взаимодействиях между отходами и окружающей средой, которые определяют потребность в покрытии и структуру дамбы, управление фильтрующимися водами на этапе эксплуатации и долговременном этапе
2. Знания о состоянии окружающей среды, гидрологии, физических и гидрогеологических характеристиках четвертичных отложений, расположенных под альтернативными местами расположения объектов размещения отходов
3. Необходимость в сборе инфильтрата и его активной или пассивной очистки на этапах эксплуатации и реабилитации
4. Возможности обратной закладки отходов в карьер или подземную шахту
5. Существующие автомобильные и железные дороги и линии электропередачи или факторы, препятствующие движению и транспорту
6. Потребности в сфере землепользования на этапах эксплуатации и реабилитации, а также возможные конфликты с землевладельцами и местным населением
7. Близкое расположение населенного пункта и потребности в рекреационных зонах, а также в обеспечении возможностей для охоты, рыболовства, сбора ягод и грибов и т.п.
8. Близкое расположение охраняемых территорий и ареалов биологических видов, находящихся под угрозой исчезновения.

Химические и минералогические характеристики отходов представляют собой определяющие факторы для сокращения выбросов, источниками которых являются объекты размещения горнопромышленных отходов, и предотвращения негативных воздействий на почвы, водные пути и подземные воды, а также здоровье популяций и населения. Определение характеристик первичных материалов выполняется на этапе планирования горнодобывающего предприятия, однако на этапе его эксплуатации эти данные постоянно подвергаются мониторингу и при необходимости актуализации. Наилучшей мерой для предотвращения образования кислоты является минимизация содержания в отходах минералов, в состав которых входят сульфиды железа. Сульфиды железа можно отделить из отходов

обогащения в виде побочного продукта в процессе флотации или впоследствии во время вывода из эксплуатации объекта размещения отходов. Более того, важно определить и подсчитать остатки химикатов технологического процесса (флотационных химикатов или растворителей), а также взрывчатых химических веществ (соединений азота), которые могут оказывать негативное воздействие в результате мобилизации из отвалов пустых пород или хвостохранилищ и отстойников в водные пути и подземные воды. В большинстве случаев может быть выполнено разложение металлов, например, путем окисления цианидов перед перекачкой шлама в отстойник. Кроме того, дозировка химикатов в процессе заметно влияет на содержание остатков. Наряду с характеристиками отходов, на варианты реабилитации влияет и конструкция основания объекта размещения отходов. Важнейшая и сложнейшая задача на этапе прекращения эксплуатации заключается в предотвращении и замедлении образования кислоты и мобильности металлов. Смешивание отходов, содержащих сульфиды железа, либо методом капсулирования, либо методом послойного размещения со щелочным материалом (напр., пустыми породами с содержанием карбоната) или побочным продуктом (напр., летучей золой, металлосодержащим шлаком) заметно замедляет окисление сульфидов. Это обычно предшествует классификации отходов по их нейтрализующим и кислотообразующим свойствам. Более того, размещение отходов под водой препятствует окислению и может быть осуществлено путем закладки отходов в выработанный карьер или подземные туннели или же путем затопления отстойника. В Финляндии в том случае, если отходы являются кислотообразующими или содержат вредные вещества или химические остатки, конструкция основания объекта размещения отходов, как правило, должна быть многослойной и со стоять, например, из покрытия в виде геомембраны из полиэтилена высокой плотности или резинобитумного ковра и нижнего слоя в виде бентонитного ковра. В качестве альтернативного вари анта используется уплотненный торф или метод закладки в болото, где торф уплотнился за длительный период времени и образует водонепроницаемое основание. Несмотря на все вышесказанное, ключевым аспектом наилучшей практики управления горнопромышленными отходами является выбор технологии переработки руды, которая минимизирует объемы образующихся отходов и оптимизирует извлечение полезных компонентов. Отходы могут по-прежнему содержать большое количество таких компонентов, что следует помнить не только на этапе завершения горнодобывающей деятельности, но и на этапе ее планирования. Важно обладать знаниями о широком спектре элементов, например, высокотехнологичных металлах, а также минералогическом составе горнопромышленных отходов, которые в настоящее время могут не иметь экономической ценности, одна ко могут быть использованы в будущем. Разработка технологий разложения химических веществ перед перекачкой шлама в отстойник может открыть пути для их повторного использования, что будет способствовать сокращению объема выбросов от объектов размещения отходов. Прежде всего, важно с самого начала подготовить план закрытия деятельности и собрать данные, необходимые для количественного представления долговременных экологических воздействия горнопромышленных отходов. Мероприятия по реабилитации начинаются с заполненных отвалов и участков хвостохранилищ еще на этапе эксплуатации, а не только на этапе закрытия. Эта практика является одной из наилучших практик сокращения объемов выбросов пыли и воды от объектов размещения отходов во время активной горнодобывающей деятельности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Кауппила, П.М., М.Л. Райсанен и С. Мюллёя. Лучшие экологические практики в горнодобывающей промышленности The Finland Environment. 2011

2 Наилучшие экологические практики в горной промышленности Баренцева региона. Международная конференция. 2013.

3 Ряйсанен, М.Л., 2005. Устойчивое использование магнезитовых хвостов в качестве покрытия для кислотообразующих отходов – пример исследование старого медного рудника. Международная конференция по горному делу и окружающей среде.

ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

В.Р. Кадиров[1], Д.Р. Махмудов[1], А.Н. Казаков[1], Ш.А. Очилов[2], Х.Ю. Норова[1]

[1]Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Республика Узбекистан

[2]Университет геологических наук, г. Ташкент, Узбекистан

В настоящее время в развивающихся странах мира стремительно растет увеличение глубины с 800 до 1000 м при открытом способе добычи полезных ископаемых. Несмотря на это, существует повышенный риск деформации на борту глубоких карьеров в связи с горно-геологическими, инженерно-геологическими условиями и влиянием сейсмических волн природного и техногенного происхождения на деформационное напяжение горного массива. Особое внимание этому уделяется, в частности, знанию точности данных о геомеханическом состоянии горного массива, геологическом строении и размерах деформационного напряжения горного массива [1].

Устойчивое состояние бортов карьера является непременным условием безапасной и планомерной эксплуатации месторождения. Углы устойчивости откосов бортов карьера зависят от прочностных свойств пород, их трещиноватости и обводненности, формы борта карьера, наличия тектонических нарушений, их мощности,

расположения относительно глубины карьера, а также такими природными факторами, как тектонические и геодинамические характеристики месторождения. На карьере Мурунтау под влиянием этих факторов горные работы осложняются многочисленными деформациями, которые требуют комплексного и оперативного решения вопросов по обеспечению устойчивости бортов карьера [2].

Лабораторные испытания образцов пород выполнялись для получения значений прочности элементов пород на объекте. Следует заметить, что полученные значения лабораторных испытаний в любом случае будут отличаться от значений тех же испытаний в натуре из-за влияния структурных особенностей приконтурных пород.

Величина критических сжимающих или растягивающих напряжений, при которых порода разрушается, характеризует предел прочности на сжатие и растяжение.

Прочностные свойства - это структурно-чувствительные свойства. Они зависят, прежде всего, от минерального состава и строения горной породы и связи ее частиц.

Предел прочности пород на сжатие определяется путем раздавливания образцов правильной формы - кубиков горных пород под прессом. Изготовление образцов правильной геометрической формы - трудоемкий и длительный процесс. Из трещиноватых нарушенных пород такие образцы практически невозможно изготовить.

Предел прочности определяли в лаборатории института «ГИДРОИНГЕО» методом соосных Пуансонов. При изготовлении цилиндров из кернов очень часто происходило их разрушение, т.к. практически все они были трещиноватыми и раскалывались в процессе распиловки. Из одного керна вообще не было выхода цилиндров. С большим трудом удалось получить необходимое для исследований количество цилиндров.

Для изучения трещиноватости пород карьера и получения достоверных результатов произведено бурение глубоких скважин. Полученные результаты показывают, что от 70 до 100 м глубины породы разбиты от действий взрывных работ. С, приблизительно, глубины от 100 м до 200 м трещиноватость пород уменьшается, ниже 120 м образуются участки выхода керна. Однако, эти керны очень хрупкие и при небольшой нагрузке быстро рассыпаются. На глубине около 200 м появляется первые стабильные керны.

Предел прочности на сжатие подсчитывали путем деления величины усилия Пуансона на площадь сечения образца.

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{max}}{F}, \quad (1)$$

где $\sigma_{сж}$– предел прочности на сжатие, кг/см^2;

P_{max} – максимальная разрушающая сила при сжатии, кг;

F – площадь образца породы, см^2.

Предел прочности на растяжение также определяли методом соосных Пуансонов.

Образец устанавливали так, чтобы торцовые поверхности Пуансонов точно прилегали к заполненным отверстиям в образце. Нагрузки плавно повышали до разрыва образца этой массой. Предел прочности на растяжение подсчитывали путем деления разрушающего усилия на площадь сечения, определенную в зависимости от размеров образца и диаметра Пуансона. Полученные результаты испытаний образцов приводятся в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты физико-механических свойств горных пород месторождения Мурунтау по кернам

Место отбора (интервал опробования)	Предел прочности при растяжении, МПа	Предел прочности при сжатии, МПа		Коэф. размяг-чения	Коэф. крепости по проф. Протодьякон ову
		В естественном состоянии	В водо-насыщенном состоянии		
1	2	3	4	5	6
Скважина 11909 169,0-170,5м	7,2	63,1	66,3	0,91	7,3
		82,4			
Скважина 11909 274,0-276,5м	6,2	72,5	81,6	0,91	7,7
	9,4	93,7	59,2		
		66,1			
Скважина 11909 376,0-379,0м	5,7	72,4	64,1	0,88	7,4
	6,1	81,3	72,8		
Скважина 11909 444,0-447,0м	6,6	92,1	64,5	0,91	8,3
		74,3	86,5		
Скважина 11909 547,0-548,5м	8,1	75,2	68,4	0,92	8,8
	9,6	104,1	93,2		
		83,6	79,5		
Скважина 12013 99,5-101,5м	5,0	63,2	55,1	0,89	7,1
	6,4	71,4	64,5		
		79,7	71,2		
Скважина 12013	7,2	73,8	65,1	0,90	7,2

Место отбора (интервал опробования)	Предел прочности при растяжении, МПа	Предел прочности при сжатии, МПа		Коэф. размяг-чения	Коэф. крепости по проф. Протодьякон ову
		В естественном состоянии	В водо-насыщенном состоянии		
1	2	3	4	5	6
210,0-213,0м	6,1	82,5	77,2		
		60,4	53,3		
Скважина 12013 402,0-404,0м	6,9	75,2	68,7	0,93	8,8
	8,7	103,1	95,1		
		84,3	79,4		

Объемный вес определяли способом гидростатического взвешивания образца горной породы и рассчитывали по формуле:

$$\gamma = \frac{G}{V}, \tag{2}$$

где G – вес горной породы, г;
V – естественный объем породы, см^3.

Удельный вес определяли пикнометрическим способом и рассчитывали по следующей формуле

$$\gamma_0 = \frac{G_2 - G}{(G_1 - G) - (G_3 - G_2)} = \frac{G}{V_T}, г/см^3, \tag{3}$$

где G - вес пустого пикнометра, г;
G_1 – вес пикнометра, наполненного дистиллированной водой, г; G_2 – вес сухого пикнометра с породой, г;
G_3 – вес пикнометра с водой и породой, г;
$V_т$ – объем образца породы, г/см^3.

Пористость определяли по отношению объема всех пор к объему абсолютно сухой породы. Количественно общую пористость рассчитывали по удельному и объемному весу горной породы:

$$\rho = \frac{\gamma_0 - \gamma}{\gamma} \cdot 100\%, \tag{4}$$

где ρ – коэффициент пористости, %;
γ_0 – удельный вес породы, г/см^3;
γ – объемный вес породы, г/см^3.

Известно, что обобщенная относительная оценка горно-технологических свойств пород по коэффициенту крепости предложена в 1911 г. классиком отечественной горной науки проф. М. М. Протодьяконовым.

Многочисленные наблюдения подтверждают положение М. М. Протодьяконова, что если какая - та порода крепче другой в одном смысле, то и во всяком другом она будет крепче. Аналогично, если горная порода больше, чем другая сопротивляется одноосному сжатию, то она также будет больше сопротивляться растяжению, сдвигу, изгибу и т. д. Учитывая это, М. М. Протодьяконов считает, что сопротивление породы при любых условиях пропорционально сопротивлению сжатию. Поскольку всегда приходится иметь дело с относительной крепостью пород, М. М. Протодьяконов предложил $\sigma_{сж}$ принять за основу коэффициента крепости. За единицу коэффициента крепости принято временное сопротивление одноосному сжатию горных пород, равное 100 кг/см^2 .

$$f = \frac{\sigma_{сж}}{100}, \tag{5}$$

где $\sigma_{сж}$ – предел прочности горной породы при одноосном сжатии образца правильной формы кг/см^2;
f – коэффициент крепости горной породы; 100 – предел прочности на одноосное сжатие глины, кг/см^3.

Определение силы сцепления и угла внутреннего трения. Сопротивление стиранию породы при сдвиге одной ее части относительно другой характеризуется коэффициентом внутреннего трения и величиной сцепления.

По результатам испытаний на срез построены паспорта прочности для каждой литологической разности пород. Паспорта составлялись в следующем порядке: на графике с координатными осями $a_н$ и т проводили радиус-векторы под углами к оси абсцисс, равными углам среза. На радиус-вектор в масштабе наносили значения касательного и нормального напряжений, при которых происходил полный срез образцов. Затем находили среднеарифметические напряжения для каждого радиус-вектора. По трем полученным средним точкам проводили кривую, характеризующую сопротивление горных пород срезу в зависимости от величин нормальных нагрузок. Четвертую точку на оси абсцисс получали по результатам испытаний образцов горных пород на растяжение методом соосных пуансонов. Таким образом, на графике находили четыре точки, через которые проводили плавную кривую, представляющую собой паспорт прочности горной породы. Прямая, соединяющая точки пересечения кривой с радиус-векторами 45 и 60°,

образует с осью абсцисс угол, называемый углом внутреннего трения данной породы, а отрезок, отсекаемый этой прямой на оси ординат, характеризует среднюю величину сцепления в данном образце.

Для построения паспорта прочности горной породы по испытаниям образцов на срез необходимо провести значительное число испытаний. Опыт показал, что при наличии однородных образцов для одной и той же породы достаточно провести по 5-6 испытаний на срез при каждом угле, чтобы построить достаточно точный паспорт прочности. В табл. 2 приводятся полученные результаты прочностных характеристик образцов.

Исследованиями определено, что карьер Мурунтау располагается в пределах 4-х крупных тектонических блоков, разделенных разломами меридиального, субмеридиального, широтного и северо-восточного простираний. Промплощадка карьера относится к зоне проявления землетрясений силой до 8 баллов. Таким образом, установлено что карьерное поле Мурунтау находится в сейсмически активной зоне. Для изучение трещиноватости пород карьера и получение достоверных результатов произведено бурение глубоких скважин. Полученные результаты показывают, что от 70 до 100 м глубины породы разбиты от действий взрывных работ. Исследование показывает, что на глубине около 200 м появляется первые стабильные керны.

Таблица 2 – Результаты прочностных характеристик горных пород (С и φ)

Место отбора образцов	Глубина отбора, м	Сцепление, *С*, МПа	Угол внутреннего трения, φ, град.
1	2	3	4
Скважина 11909	169,0-170,5	14,4	46º30´
	274,0-276,5	15,1	45º30´
	376,0-379,0	14,2	44º30´
	444,0-447,0	15,7	46º30´
	547,0-548,5	16,3	49º00´
Скважина 12013	99,5-101,5	13,1	42º00´
	210,0-213,0	14,2	44º30´
	402,0-404,0	15,8	48º00´

Список использованных литератур.

1 Кадиров В.Р. Исследование геомеханического состояния устойчивости бортов глубоких карьеров. Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора философий по техническом наукам (PhD): ТГТУ, 2021. – 119 ст.

2 Кадиров В.Р. Оценки устойчивости бортов глубоких горизонтов карьера Мурунтау // Вестник ТашГТУ, 2011. – №4. – С. 47-51.

МРНТИ 53.37.35

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОВ ЗОЛОТА В МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК-1

С.И. Аминжанова, И.К. Умарова, Г.К. Салижанова, Ж.М. Бекпулатов ,К.Н. Сулаймонов
ТашГТУ, Ташкент, Узбекистан

Работа посвящена актуальной задаче - исследованию формы нахождения минералов золота в медно-порфировой руде нового месторождения Ёшлик-1. Выявлено, что руда данного месторождения характеризует медно-порфировый золото-молибден содержащий тип руды. По данным гранулометрической характеристики содержание золота в пробах руды месторождения «Ешлик I» составило 0,38 г/т . В пробе руды золото находится в основном в самородной форме. Основной примесью в самородном золоте является серебро, редко в виде примеси отмечается висмут. Кроме самородного золота, в пробе руды встречаются теллуриды золота различного состава: монтбрейит, калаверит, петцит, мутманнит.

Ключевые слова: руда, золото, месторождение, анализ, примесь, компонент, содержание, распределение, форма нахождения, концентрат.

Введение

В настоящее время Алмалыкский горно - металлургический комбинат является крупным производителем меди в нашей республике, а медная промышленность – одной из ведущих отраслей цветной металлургии. Поэтому анализ и исследование существующих технологий переработки медных руд, их совершенствование и приспособление для условий новых месторождений Алмалыкского региона являются весьма актуальной задачей [1-2].

Целью данных исследований является изучение особенностей минералогического состава медно-порфировых руд месторождения Ёшлик-1 [3].

Месторождение «Ешлик I» находится на северном склоне Кураминского хребта в 3 километрах восточнее от города Алмалык и примерно в 70 километрах к юго-востоку от столицы Узбекистана города Ташкента. Месторождение

относится к Кураминской структурно-формационной зоне Срединного Тянь-Шаня, располагается в пределах северного тектонического блока рудного района и приурочено к крыльям антиклиналей, сложенных мощными терригенно-осадочными отложениями , вулканогенными образованиями нижнего девона, герцинскими и каледонскими гранитоидами.

С целью изучения форм нахождения золота в руде месторождения «Ёшлик-1» были наработаны гравио- и флотоконцентраты. Крупный гравиоконцентрат (+0,1 мм) предварительно изучали с помощью стереомикроскопа *Olympus SZX-7* на предмет наличия крупных и свободных частиц золота и сростков ценного компонента с другими минералами, а также для определения физических характеристик золота. Крупное золото размером более 100 мкм выведено из продукта и посчитано вручную. Распределение золота размером более 100 мкм по классам крупности определено в комплексе со всем остальным золотом. По форме преобладают округлые частицы золота. Иногда встречаются вытянутые и слегка уплощенные зерна, частицы с отростками. Зерна нередко находятся в окисленных пленках, также встречаются с чистой поверхностью и сильным металлическим блеском. По цвету золото красновато-желтое и золотисто-желтое. На рисунке 1 показаны «крупные» частицы самородного золота.

а б

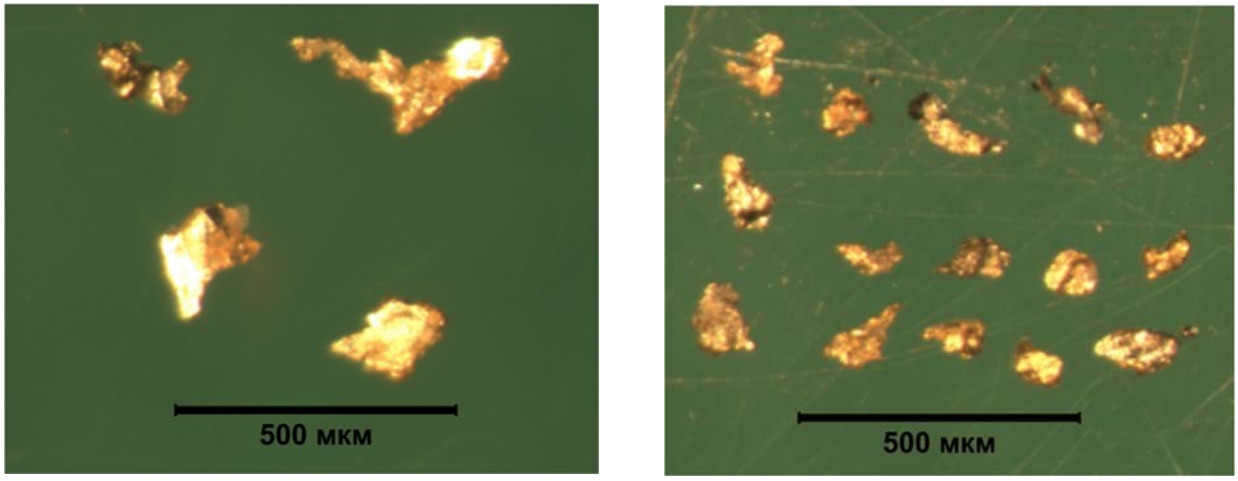


Рисунок 1 – Морфология свободного самородного золота. Выборка из гравиоконцентрата: а – крупность -0,25+0,15 мм, б – крупность-0,15+0,10мм

Пробность самородного золота колеблется от низкопробного, высоко- серебристого (36,57% серебра) до высокопробного, весьма высокопробного, почти чистого (980 условных единиц). Основной примесью в самородном золоте является серебро. В единичном случае в виде примеси обнаружен теллур.

Помимо самородного золота в руде обнаружены соединения золота с висмутом – мальдонит. По массе самородное золото значительно преобладает над другими минеральными формами. Кроме золота установлено присутствие теллурида серебра – гессита и самородного висмута с примесью серы.

Значительная масса зерен ценного компонента представлена тонкими частицами размером 0-5 мкм (39,99%) и 20-38 мкм (36,08%). Количество зерен размером от 10 до 20 мкм суммарно составляет 20,26%. На долю «крупных» частиц металла, размер которых превышает 71 мкм, приходится 3%.

В таблице 1 представлены минеральные ассоциации золота в сростках.

Таблица 1. Минеральные ассоциации золота

Минерал, группа минералов	Массовая доля золота, %
Фон	36,95
Кварц	0,22
Хлорит	4,95
Слюда	2,04
Полевые шпаты	2,98
Пирит	23,08
Халькопирит	26,73
Арсенопирит	0,90
Галенит	0,89
Минералы серебра	0,25
Минералы титана	0,34
Оксиды/Гидроксиды *Fe*	0,67
Итого	100,0

36,95% зерен ценного компонента имеют доступ раствора и реагентов к своей поверхности.

Основными минералами, в ассоциации с которыми находится золото, являются халькопирит и пирит. На долю таких сростков приходится 26,73% и 23,08% металла соответственно. На ассоциацию золота с комплексом породообразующих минералов суммарно приходится 10,2%. В срастании с другими минералами отмечается незначительная доля золота.

Самородное золото золотисто-желтое, блестящее. Все частицы золота находятся в сростках с сульфидами и кварцем. Зерна частично покрыты окисными пленками. Форма частиц золота различная неправильная: вытянутые, округлые,угловатые. Крупные частицы золота размером более 38 мкм занимают 1,32% от общей массы металла в руде месторождения «Ешлик I».

Кроме самородного золота, в пробе руды встречаются теллуриды золота различного состава: монтбрейит, калаверит, петцит, мутманнит. В табл. 2, приведено распределение золота по минералам.

Таблица 2. Распределение золота по минералам

Минерал	Массовая доля *Au*, %
Золото	99,94
Петцит	0,01
Мутманнит	Ед. знаки
Монтбрейит	Ед. знаки
Калаверит	0,05
Итого	100,00

Установлено, что самородное золото берет на себя практически 100% от общей массы металла в пробе (99,94%). На различные теллуриды золота приходятся сотые доли металла и менее.

Помимо золота в пробе руды месторождения «Ешлик I» обнаружены различные минералы серебра: самородное с примесью висмута; теллуриды серебра гессит и эмпрессит; сульфид серебра аргентит.

В пробе количество свободного и раскрытого золота составляет 19,35%. Основная масса благородного металла сосредоточена в категориях практически закрытых и полностью закрытых сростков, составляя 60,30%. Частично раскрытые частицы золота в сростках среднего качества отмечаются в количестве 20%.

Основным минералом, в ассоциации с которым находится золото в пробе, является комплекс теллуридов серебра. На долю таких сростков приходится 31,08% золота. На ассоциацию золота с пиритом и с халькопиритом, приходится 19,54 и 16,49% соответственно. В сростках с галенитом и ковеллином-халькозином отмечается 2,24-3,63 % благородного металла. В срастании с другими минералами отмечается незначительная доля золота.

Таким образом, в пробе руды месторождения «Ешлик I» золото находится в основном в самородной форме. Основной примесью в самородном золоте является серебро, редко в виде примеси отмечается висмут. Кроме самородного золота, в пробе руды встречаются теллуриды золота различного состава: монтбрейит, калаверит, петцит, мутманнит. Максимальный размер частиц золота достигает 500 мкм, однако крупное золото находится в сростках, а доля частиц крупнее 38 мкм непревышает1,32%. Основная масса благородного металла сосредоточена в категориях практически закрытых и полностью закрытых сростков, составляет 60,30%. Частично раскрытые частицы золота в сростках среднего качества отмечаются в количестве 20%.

Рудная минерализация представлена сульфидами различных металлов и окислами железа. Основными сульфидами является пирит и халькопирит.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Хурсанов А.Х. Алмалыкскому горно-металлургическому комбинату - 70! // Горный вестник Узбекистана - 2019, №4(79). С.4-5.

2 Umarova, I. K., Amindjanova, S. I., Salidjanova, G. K., Bekpulatov, J. B., & Djumaeva, K. Y. (2023). Hydrometallurgical processing of pyrite concentrates from Yoshlik deposits. In *E3S Web of Conferences* (Vol. 389, p. 01079). EDP Sciences.

3 Чантурия В. А., Вайсберг Л. Ф, Козлов А. П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. 2014. № 2. С. 3-9.

4 Аминжанова, С. И., & Тангирова, Ш. А. (2022). Исследования По Подбору Технологического Режима Для Получения Медно-Молибденовых Концентратов. *Central Asian Journal of Theoretical and Applied Science, 3*(11), 5-8.

5 Оруджов У.С., Авладов И.Б., Бобоев А.А., Юлдашев А.Б. Внедрение международных стандартов отчетности на медно-порфировых месторождениях "Кальмакыр" и "Ёшлик-1".// Горный вестник Узбекистана -2019, "4(79), С.22-24.

6 Chekushin V. S., Oleinikova N. V., Shubakova M. A. Modern processes of copper concentration from mineral raw materials // Russian Metallurgy (Metally). 2015. No. 13. P. 1069-1075.

7 Jacquesa S., Greet C. J., Bastin D. Oxidative weathering of a copper sulfide ore and its influence on pulp chemistry and flotation // Minerals Engineering. 2016. Vol. 99. P. 52-59.

8 Mao Y. B., Wen S. M., Fang J. J., Wei Z. C., Zhang T. M., Jaing T. G. Experimental investigation on flotation of refractory copper oxidized ore // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 522-524. P. 1509-1512.

9 Zhang Z. G., Liu Q. J., Xiao H., Ran J. C. Experimental study on a low grade sulfide-oxidized mixed copper-iron ore in Anhui // Applied Mechanics and Materials. 2014. Vol. 543-547. P. 3785-3788.

10 Умарова И.К. Ибрагимов Ж.М. "Разработка эффективной технологии обогащения медно-молибденых руд с применением новых реагентов -собирателей". Научный журнал Инженерные решения, Новосибирск, вып.10 (20), октябрь 2020, стр.4-10.

11 Umarova I.K., Ibragimov J.M. "The study of the features of the substantial composition of copper-molybdenum ore Kalmakyr deposits". 3rd International scientific and technical conference "Innovanive development of resource-saving technologies and sustainable use of natural resources. Petrosani, Romania, Oktober 26, 2020.p.144-147.

12 Зимбовский И. Г., Иванова Т. А., Чантурия В. А., Чантурия Е. Л.

13 Комплексообразующий собиратель для селективной флотации халькопирита // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2015. № 3. С.124-129.

14 Шерембаева Р. Т., Омарова Н. К., Акимбекова Б. Б., Каткеева Г. Л. Использование нового флотореагента "Р" при флотации сульфидных медных руд // Цветные металлы. 2014. № 6. С. 12-16.

15 Umarova, I., Aminjanova, S., & Holmatova, S. (2020). Study Of Methods Of Enrichment Of Dump Trails Of The Copper Concentrating Factory Agmk. Innovative Development Of Resource-Saving Technologies And Sustainable Use Of Natural Resources, 130.

МРНТИ 52.53.15

АНАЛИЗ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ И КОЛИЧЕСТВЕНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫЧИ РУДЫ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В УСЛОВИЯХ ХАНДИЗИНСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

И.Н. Марданов, Ф.Т. Худойбердиев

Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

Определение рациональной величины показателей извлечения руды при добыче является одним из важнейших вопросов недропользования. Особенно важен он при разработке полиметаллических руд подземным способом вследствие как достаточно высокой ценности руды, как правило, являющейся многокомпонентной, так и из-за значительных затрат на добычу и переработку руды. В связи с этим актуальным является экономическая оценка потерь и разубоживания при подземной разработки месторождений. Между тем в настоящее время нет общепринятой современной методики этой оценки, как нет и соответствующих нормативных документов.

При определении параметров целиков и обнажений камер недостаточно учитывается фактические природные и техногенные напряжения горных пород и руд, фактор времени. Без научно-обоснованного учета фрактальной изменчивости геологической среды и устойчивости конструктивных элементов систем разработки во времени в условиях знакопеременного температурного состояния горного массива невозможно выявить реальные условия подземной разработки рудных тел [1].

Сейчас для технико-экономических расчетов в области горного производства обычно применяется методика, позволяющая в режиме денежного потока достаточно полно учесть капитальные и эксплуатационные затраты, и их дисконтирование по времени. Экономическая оценка потерь и разубоживания по данной методике вполне возможна, более того она напрямую регламентируется в ряде нормативных документов для проектных работ, например [2]. С другой стороны, данная методика требует детального обоснования капитальных вложений и их распределения во времени. Такое требование сравнительно легко выполняется на стадии составления проекта на разработку месторождения, но вызывает значительные затруднения применительно к условиям действующего в течении многих лет горного производства - учет ранее произведенных капитальных затрат обычно практически невозможен вследствие существенного колебания цен и курсов валют, и большой номенклатуры капитальных работ за период существования предприятия[3].

Вследствие этого методика с точки зрения расчетов показателей извлечения руды при добыче целесообразна на стадиях проектных работ, как правило, на этапе проектирования системы разработки. Обычно на этом этапе не производится прямой оценки потерь и разубоживания - но они обязательно учитываются при выборе системы разработки и ее параметров. При этом следует учесть, что величины потерь и разубоживания для разных систем разработки могут отличаться в несколько раз[4].

Для оперативного расчета потерь и разубоживания методика, во-первых, слишком громоздка, во-вторых, требует учета большого количества исходных данных, получение которых в условиях действующего предприятия часто затруднительно.

Объективная оценка ущерба от потерь и от разубоживания полезных ископаемых необходима как при выборе технологии добычных работ, так и для анализа их результатов. В одинаковых горно-технических условиях менее дорогие технологии добычи обычно обеспечивают относительно большую производительность по добытой рудной массе. Но, как правило, для них характерно повышение уровней потерь и разубоживания руды и соответственно более низкое качество добычи [5,6].

Удельный ущерб от потерь части ценности руды в общем виде

$$U_p = P * z \text{, у.е./т. руды,} \quad (1)$$

где P - коэффициент потерь руды при добыче, доли ед.; z - ценность руды, руб. (у.е.)/т.
Данное выражение можно представить на базе валовой и извлекаемой ценности потерянной руды :

$$Up_в = P * z = P\sum{}_i^n = \alpha_i u_i \text{, у.е./т;} \quad (2)$$

$$Up_{извл} = P * z_{извл} = P(1-P)\varepsilon'(\sum{}_{i=1}^n \alpha_i u_i - \sum C_{дтп}) \text{, у.е./т;} \quad (3)$$

где α_i - содержание в руде i-го компонента, доли. ед. (%); u_i - цена i-го металла руб. (у.е..)/т; ε' - коэффицент иизвлечения металла при переработке руды; $C_{дтп}$ - суммарная себестоимость добычи, транспорта и переработки 1 т руды.

Общий ущерб от потерь части рудных запасов

$$U_p = u_p Q_б \text{, у.е.} \quad (4)$$

где $Q_б$ - количество балансовых запасов руды, подлежавших выемке, т.

Оценивая потери полезных ископаемых в недрах, необходимо чётко различать, какие из них являются действительно безвозвратно теряемыми, а какие должны рассматриваться как временно оставляемые в недрах, поскольку сохраняется на будущее время реальная возможность их извлечения[7,8].

Ущерб от разубоживания руды, по существу, характеризует дополнительные затраты на перерабатывающем производстве, вызванные ухудшением её качества. Для компенсации снижения содержания металлов в добытой рудной массе необходимо увеличивать затраты средств на добычу, транспорт и переработку дополнительного количества руды. Как следствие, возрастают и общие затраты по всему горно-металлургическому комплексу производств.

Удельный экономический ущерб от разубоживания руды можно представить суммой дополнительных (непроизводительных) затрат средств на добычу, транспорт и переработку примешавшихся к балансовой руде пустых пород и некондиционных руд, снижающих качество добытого минерального продукта:

$$U_R = \sum C_{дтп} R \text{, у.е.} \quad (5)$$

Общий ущерб от разубоживания:

$$U_R = u_R Q_з \text{ у.е.} \quad (6)$$

где $Q_з$ -количество горных пород, засоряющих руду, предопределяющее снижение её качества.

В качестве затрат обычно принимается себестоимость добычи и обогащения. При этом надо иметь в виду, что в составе себестоимости амортизационные отчисления не являются затратами - это компенсация понесенных предприятием инвестиционных вложений. Но так как при экономической оценке показателей извлечения следует учитывать как эксплуатационные, так и капитальные затраты, амортизационные отчисления в себестоимости условно можно считать величиной капитальных затрат, отнесенных на единицу продукции.

Для решения вопроса о допустимости использования данного критерия для оценки показателей извлечения нами выполнены расчеты по вышерассмотренным методикам применительно к строительству и разработке типичного полиметаллического рудника с балансовыми запасами 20,9 млн. т и производительностью 600 тыс. т руды в год.

Технология ведения очистных работ и показатели по системе разработки в условиях полиметаллического месторождения «Хандиза» приведены в работе авторов[9].

Цена металлов в концентрате принята равной 50 % текущей мировой цены металла. Такая цена близка к фактической выручке горнорудных предприятий при реализации конечной продукции.

В качестве эксплуатационных затрат принята усредненная суммарная себестоимость добычи и обогащения медной руды на аналогичных предприятиях.

Расчеты по первой методике производились на весь срок существования рудника, коэффициент дисконтирования принимался равным 10 %, а из величины себестоимости вычитались амортизационные отчисления. Остальные исходные данные:

- извлекаемыми полезными компонентами для данного полиметаллического рудника являются свинец, цинк и медь;
- цена меди в концентрате - 533.68 у.е./т.
- цена свинец в концентрате - 283.4 у.е./т.

- цена цинка в концентрате - 492.41 у.е./т.;
- полная себестоимость добычи, транспортировки и обогащения, включая затраты на разведочные работы - 202.95 у.е./т.

Содержание полезного компонента на экспериментальном блоке следующее: медь - 0,6%; свинец - 2,0%; цинк - 4,95%.

Извлечение ε_0 металлов при обогащении при принятом содержании: меди в медный концентрат - 56%; свинца в свинцовый концентрат - 61%; цинка в цинковый концентрат - 77%.

Изменение содержания металла в добытой руде за счет потерь и разубоживания приводит к изменению величины извлечения металлов при обогащении, что также учитывалось в расчетах.

Расчеты были произведены для интервала изменения показателей потерь и разубоживания от 0 до 24% с интервалы в 2%. Результаты представлены в виде ущерба от потери и разубоживания на 1 т балансовых запасов. Алгоритм расчета предусматривал первоначальный подсчет эксплуатационных запасов, содержания меди и цинка в добытой руды, соответствующего изменения ценности и срока отработки месторождения в зависимости от величины потерь и разубоживания.

Результаты расчетов представлены в таблице 1.

Сравнение данных табл. 1 показывает, что и в том, и в другой случае прослеживается прямо пропорциональная зависимость ущерба как от потерь, так и от разубоживания. Вследствие этого можно считать, что в тех случаях, когда при расчетах показателей извлечения можно не учитывать фактор времени и важна не абсолютная, а относительная величина ущерба, вполне может использоваться более простая методика оценки по прибыли на 1 т балансовых запасов.

При принятии технологических решений, изменяющих величины потерь и разубоживания руды, необходимо учитывать в общем случае их разную экономическую значимость. В одних случаях, особенно для очень ценных полезных ископаемых при относительно небольшой себестоимости производства, 1% потерь предопределяет больший ущерб, чем ущерб от 1% разубоживания. В других - могут быть любые иные результаты. Это обстоятельство необходимо использовать, устанавливая для горно-добычных работ такое соотношение потерь и разубоживания, при котором обеспечивался бы минимальный суммарный ущерб.

Таблица 1 – Ущерб от потерь и разубоживания вследствие снижения балансовой прибыли, у.е. на 1 т балансовых запасов

Потери, %	Разубоживание, %												
	0	2	4	6	8	10	12	14	16	18	20	22	24
0	0	3.96	7.92	11.8	15.8	19.8	23.7	27.7	31.7	35.6	39.6	43.5	47.5
2	21.8	25.7	29.7	33.6	37.6	41.6	45.5	49.5	53.5	57.4	61.4	65.3	69.3
4	42.7	46.6	50.6	54.5	58.5	62.5	66.4	70.4	74.4	78.3	82.3	86.2	90.2
6	62.7	66.6	70.6	74.5	78.5	82.5	86.4	90.4	94.4	98.3	102.3	106.3	110.2
8	81.8	85.76	89.72	93.6	97.64	101.6	105.6	109.5	113.5	117.4	121.4	125.4	129.3
10	100.1	106.9	110.9	114.8	118.9	122.8	126.8	130.7	134.7	138.7	142.6	146.6	150.6
12	117.7	121.7	125.6	129.5	133.5	137.5	141.5	145.4	149.4	153.3	157.3	161.3	165.2
14	134.3	138.3	142.2	146.1	150.1	154.1	158.1	162.0	165.9	169.9	173.9	177.9	181.8
16	149.8	153.8	157.7	161.6	165.6	169.6	172.9	177.5	181.5	185.4	189.4	193.4	197.3
18	164.6	168.6	172.5	176.4	180.4	184.4	188.4	192.3	196.3	200.2	204.2	208.2	212.1
20	178.4	182.4	186.3	190.2	194.2	198.2	202.2	206.1	210.1	214.1	218	221.9	225.9
22	191.3	195.3	199.2	203.1	207.1	211.1	215.1	219.1	222.9	226.9	230.9	234.9	238.8
24	203.4	207.4	211.3	215.2	219.2	223.2	227.2	231.1	235.1	239.1	243	246.9	250.9

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Худойбердиев Ф.Т. Актуальность повышения эффективности подземной разработки маломощных золоторудных жильных месторождений Республики Узбекистан подземным способом. Международный научный журнал «Инновационная наука». 2017 №4. - С. 128-131.

2 Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. Ташкент, 2003г.

3 Именитов В.Р. Системы подземной разработки рудных месторождений. - М.: МГГУ, 2000. – 297 с.

4 Именитов В.Р., Ковалев И.А., Уралов В.С. Моделирование обрушения и выпуска руды. – М.: МГИ, 1991. – 151 с.

5 Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки рудных месторождений. Учебник для горных вузов. Изд. Горная книга 2013 г.

6 Шестаков В.А. Проектирование горных предприятий. М.: изд-во МГГУ, 2003-795с.

7 Слащилин И.Т., Романько А.Д. Прогнозирование показателей извлечения руды при системах разработки с массовым обрушением руды. Уч. пособие. Свердловск: изд. УПИ им. С.М.Кирова, 1980. – 53с.

8 Пути снижения потерь и разубоживания руды при отработке приконтурных запасов системами разработки с обрушением руды и вмещающих пород. Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. 2007. № 1(17). - С. 14-18.

9 Мардонов И.Н.,Махмудов Д.Р.,Худойбердиев Ф.Т.,Темиров, Т.Х.,Юсупов Ж.М.Методика определения потерь и разубоживания руды при отработке запасов рудника «Хандиза» подземным способом. Journal of advanced research and stability. 2023 №3. pp.589594,

УДК 622.271

ОСОБЕННОСТИ ОПТИМИЗАЦИИ КАЛЕНДАРНОГО ГРАФИКА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРУТОНАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ

С.К.Молдабаев
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

По сравнению с отработкой уступов карьера продольными панелями переход на отработку уступов поперечными панелями сверху вниз в границах крутонаклонных слоев не позволяет трансформировать результаты горно-геометрического анализа последовательно по каждому отдельному этапу отработки в календарный график горных работ традиционным способом. Поэтому предложена модель преобразования результатов горно-геометрического анализа в календарный график горных работ с последовательной отработкой уступов сверху вниз с использованием поэтапных объемов вскрышных пород и запасов руды смежных крутонаклонных слоев. Каждый очередной этап отработки включает запасы руды предыдущего крутонаклонного слоя и объемы вскрышных пород смежного следующего крутонаклонного слоя. В этом случае время одновременной отработки запасов руды и объемов вскрышных пород в смежных крутонаклонных слоях принимается равным и должно обеспечить выполнение ежегодных проектных объемов добычи руды. За счет значительного увеличения угла наклона бортов крутонаклонных слоев, соответствующего критическому состоянию обнажений массива горных пород, на практике достигается снижение текущих объемов выемки вскрышных пород с обеспечением независимого высокоритмичного производства вскрышных и добычных работ даже на карьерных полях округлой формы. Исследуемая технология отработки уступов по породам скальной вскрыши и руде поперечными панелями в крутонаклонных слоях ниже толщи пород рыхлой вскрыши имеет резервы повышения уровня технологического развития глубоких и сверхглубоких карьеров, в особенности при применении прогрессивного комбинированного автомобильно-конвейерного транспорта на добычных работах. Оптимизация календарного графика горных работ при отработке пород скальной вскрыши и руды поперечными панелями в крутонаклонных слоях выполнена для условий сверхглубокого Качарского железорудного карьера.

Ключевые слова: крутопадающее месторождение, рудный карьер, крутонаклонный слой, карьерное поле округлой формы, календарный график горных работ, математическое моделирование.

На передовых карьерах мира обеспечение определенного соотношения текущих и относительно долговременных запасов руды позволяет осуществлять планирование горных работ этапами по 2-3 года. Апробируемая на Качарском карьере технология отработки уступов поперечными панелями в крутонаклонных слоях сверху вниз уже позволила отказаться от формирования временно нерабочих бортов [1]. Выемка пород скальной вскрыши в определенных контурах с крутыми бортами обеспечит на практике минимально достаточные объемы.

Сокращение сроков освоения и стабилизации проектной мощности карьера при минимальных объемах вскрышных работ достигается при своевременном начале отработки уступов очередного крутонаклонного слоя определенной ширины с устойчивым углом наклона бортов в границах коренных пород [2] с высокопроизводительным использованием экскаваторно-автомобильных комплексов [1]. Проблемой при проектировании этой технологии является отсутствие метода оптимизации календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз на карьерных полях округлой формы. При традиционной технологии отработки уступов продольными панелями трансформация результатов расчета поэтапных объемов вскрышных пород и запасов руды осуществляется исходя из времени их извлечения в зависимости от производительности по руде. После чего определяют требуемую производительность по выемке вскрышных пород. Следовательно, вскрышные и добычные работы в границах каждого этапа отработки ведутся одновременно. До определенной глубины карьера такой порядок ведения вскрышных и добычных работ обеспечивает поддержание проектной производственной мощности. Однако на карьерных полях округлой формы с глубины порядка 300-400 м возникают значительные затруднения по поддержанию проектной ширины рабочих площадок [1].

Открытая разработка крутопадающих твердых полезных ископаемых на глубинах более 400 м, особенно на карьерных полях округлой формы, с применением классических подходов сопряжена со значительными трудностями по поддержанию проектной производственной мощности [3]. Введение горных работ при большом количестве уступов в рабочей зоне по всему периметру карьера продольными панелями усложняет организацию их производства [4].

Известно, что за счет концентрации горных работ можно значительно увеличить их интенсивность [5]. При этом размеры рабочей зоны должны быть минимально достаточными для повышения в целом эффективности ведения горных работ. За счет их концентрации на относительно небольшой площади повышается интенсивность добычных работ при минимальных текущих объемах вскрышных работ по вскрытию добываемого полезного ископаемого [6].

На большинстве глубоких карьеров регулирование объемов вскрышных работ в сторону их уменьшения и отнесения на более поздние периоды выемки достигается за счет консервации отдельных участков рабочего борта с

последующей расконсервацией [7]. Практика показывает, что такой прием ведения горных работ целесообразен при относительно небольшой производственной мощности по полезному ископаемому [1]. На крупных карьерах чрезмерное увлечение временным приостановлением вскрышных работ на отдельных участках рабочего борта, особенно на карьерных полях округлой формы, приводит к ежегодному увеличению объемов вскрышного отставания и снижению производственной мощности [7]. В ряде случаев резкое снижение производственной мощности при объемах вскрышного отставания в несколько сотен миллионов кубических метров может свести на нет преимущества открытого способа разработки. Разнос постоянных бортов глубоких карьеров в период реконструкции и временных бортов при возобновлении горных работ представляет значительные технологические трудности, обусловленные нарушением транспортных связей нижних горизонтов с верхними, увеличением расстояния транспортирования, ухудшением условий безопасности на нижних уступах [8].

В работе [9] выделяются следующие важнейшие направления решения проблем поэтапной разработки: формирование оптимальных профилей временно нерабочих бортов (ВНБ); выбор технологии расконсервации ВНБ с учетом создания ограждающих сооружений для обеспечения безопасных условий работы оборудования и людей от случайно падающих с высоких откосов и разделяющихся при взрывах кусков породы; управление рабочей зоной карьера и оптимизация карьерного пространства. Практика разработки глубоких карьеров показывает, что управление рабочей зоной как в период консервации и формирования ВНБ, так и при расконсервации требует решения многих сложных организационно-технических задач, создания новых способов и приемов ведения горных работ в стесненных условиях.

Анализ проектных и фактических параметров систем разработки на Криворожских карьерах [10] показывает, что ширина рабочих площадок составляет 30-40 м вместо 60-80 м по проектам. Обеспеченность готовыми к выемке запасами – 0,8-1,6 месяцев вместо 2,5 по нормам. Размеры ВНБ значительно превышают проектные. Интенсификация горных работ на таких участках возможна только одним путем – поэтапным их перемещением в новые положения с параметрами, обеспечивающими проектную мощность карьера по руде. Для таких условий А.Ю. Дриженко разработал способ поэтапного развития глубоких карьеров крутыми слоями [3]. Суть его заключается в том, что крутопадающее месторождение вытянутой формы отрабатывается поэтапно с формированием и отработкой долговременных запасов руды, образующих зону углубки. Стабилизация объемов вскрышных работ при поэтапном развитии глубоких карьеров крутыми слоями осуществляется за счет изменения высоты ВНБ. Стремятся выйти на такой график режима горных работ, при котором будет обеспечена работа карьера с текущим коэффициентом вскрыши, близким к среднему. Однако на карьерных полях вытянутой формы при большой протяженности фронта горных работ увеличение угла наклона рабочего борта карьера ограничит производственную мощность по полезному ископаемому.

В условиях Качарского железорудного месторождения, относящегося к карьерным полям округлой формы, апробируется вариант отработки уступов по породам скальной вскрыши и руде поперечными панелями в крутонаклонных слоях [1]. Помимо размеров, карьерные поля округлой формы от карьерных полей вытянутой формы отличаются также тем, что горные работы, как правило, ведутся по всему периметру открытой горной выработки на всех его бортах. При этом горные работы в каждом крутонаклонном слое осуществляются сверху вниз с использованием экскаваторно-автомобильных комплексов. На верхних уступах может применяться до 3-5 экскаваторов. Постепенно, с понижением горных работ, количество их уменьшается. Высокопроизводительное использование экскаваторно-автомобильных комплексов достигается за счет их эксплуатации на широких площадках и более качественного дробления горных пород. Уменьшается время на маневрирование автосамосвалов при переходе с тупиковой на петлевую форму подачи на погрузку. Широкие площадки также позволяют реализовать многорядное короткозамедленное взрывание с направлением фронта отбойки в тыл массива горных пород. Благодаря этому увеличивается количество соударений кусков породы при взрыве и уменьшается их разлет в сторону выработанного пространства.

Ведение горных работ крутонаклонными слоями может осуществляться в условиях предельного состояния массива горных пород [2]. В этом случае значительно уменьшается разнос бортов карьера и соответственно – текущие объемы вскрышных работ. Понятно, что при такой технологии ведения горных работ отпадает необходимость в постоянной консервации и расконсервации отдельных участков рабочего борта карьера.

С целью исключения одновременной отработки до двух смежных крутонаклонных слоев для поддержания постоянной добычи руды и упрощения грузотранспортной связи с пунктами приема и перегрузки ее наилучшим решением является переход на циклично-поточную технологию на добычных работах [11]. За счет этого можно добиться реального внутрикарьерного разделения грузопотоков вскрышных пород и добываемой руды [1].

При циклично-поточной технологии сборочным звеном горнотранспортной системы являются автосамосвалы, которые разгружают крепкие скальные породы в аккумулирующий бункер, через который руда попадает в дробилку, после чего через питатель отгружается на конвейерный транспорт [12]. На современном этапе разработки рудных и нерудных месторождений открытым способом циклично-поточная технология добычи и транспортирования горных пород широко применяется в промышленных масштабах, отработаны схемы вскрытия и технологические комплексы. Для ее реализации необходимы технологические процессы: буровзрывные работы, экскавация, крупное механическое дробление, конвейерный транспорт, отвалообразование или разгрузочные работы при транспортировании руды.

Задача правильного установления производственной мощности карьера является важнейшей и наиболее сложной при проектировании открытых горных работ [13]. До определенных глубин открытой разработки месторождений для уменьшения текущих объемов вскрышных работ при формировании временно нерабочего борта известный метод усреднения производительности позволяет достичь минимального значения коэффициента неравномерности, стабилизировать режим работ и позволяет проектировать положения горных работ на различных этапах отработки [14].

Сокращение сроков освоения и стабилизации проектной мощности карьера при минимальных объемах вскрышных работ достигается при своевременном начале отработки уступов очередного крутонаклонного слоя определенной ширины с устойчивым углом наклона бортов в границах коренных пород с высокопроизводительным использованием экскаваторно-автомобильных комплексов. Проблемой при проектировании этой технологии является отсутствие метода оптимизации календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз на карьерных полях округлой формы. При традиционной технологии отработки уступов продольными панелями трансформация результатов расчета поэтапных объемов вскрышных пород и запасов руды осуществляется исходя из времени их извлечения в зависимости от производительности по руде. После чего определяют требуемую производительность по выемке вскрышных пород. Следовательно, вскрышные и добычные работы в границах каждого этапа отработки ведутся одновременно. В процессе проведенных исследований была доказана целесообразность перехода к отработке уступов по породам скальной вскрыши и руде поперечными панелями шириной 60-80 м и более в крутонаклонных слоях. При этом горные работы предложено выполнять экскаваторно-автомобильными комплексами сверху вниз. Вместо тупикового разворота автосамосвалов применяются только петлевые схемы подъезда к экскаваторам на погрузку, что повышает их производительность на 30-40%. До определенной глубины верхние уступы в крутонаклонном слое могут одновременно отрабатываться несколькими экскаваторами. Но до отработки пород скальной вскрыши в крутонаклонном слое нет возможности приступить к добыче руды в его границах. За счет значительного увеличения угла наклона крутонаклонного слоя (до 30-40 градусов и более) ведение добычных работ осуществляется в оставшихся целиках рудного тела за внешней границей крутонаклонного слоя.

Цель работы – разработка метода оптимизации календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз на карьерных полях округлой формы.

Ширину поперечной панели в каждом крутонаклонном слое можно регулировать исходя от принятого проектного календарного графика добычных работ.

На основе циклограмм работы экскаваторно-автомобильных комплексов (ЭАК) при различной ширине поперечной панели составляется математическая модель по определению сроков отработки коренных пород в каждом крутонаклонном слое.

Переход на отработку уступов по породам скальной вскрыши и руды поперечными панелями в крутонаклонных слоях осуществляется после достижения карьером глубины, превышающей мощность пород рыхлой вскрыши. Даже после перехода к отработке скальных горных пород крутонаклонными слоями уступы толщи пород рыхлой вскрыши продолжают отрабатывать продольными панелями с оставлением между уступами рабочих площадок проектной ширины до погашения в их границах горных работ.

Особенностью производства горных работ в границах крутонаклонных слоев является отработка уступов поперечными панелями сверху вниз. Поэтому добычу руды в отрабатываемом крутонаклонном слое можно начать только после окончания выемки пород скальной вскрыши. Следовательно, время отработки объема пород скальной вскрыши следующего крутонаклонного слоя не должно превышать продолжительность добычи руды в предыдущем крутонаклонном слое. Поэтому ширина крутонаклонного слоя должна быть минимально достаточной, чтобы обеспечить безопасный петлевой разворот принятых по проекту карьерных автосамосвалов. Исходя из этого очень важно вовремя и своевременно перейти на отработку скальных горных пород крутонаклонными слоями. Данное положение в каждом конкретном случае позволяет обосновать глубину карьера, с которой можно перейти к отработке скальных горных пород крутонаклонными слоями и обеспечить снижение пиковых календарных объемов выемки вскрышных пород, особенно при подходе горных работ к предельному поверхностному контуру карьера.

Оптимизация календарного графика горных работ достигается при

$$k_{cj} \to min,$$

если $A_{oj} =: A_{oj} + \Delta A_{oj}$ до $A_{oj} \le Q_{ojmax}$ при $W_{oi} \ge Q_{ojmax}$;
$V_{rj} \le V_{rjmax}$;
$V_{lj} \le V_{ljmax}$;
$k_{p(i+2)} \ge k_{p(i+1)}$ при $i \le i_u$;
$k_{p(i+2)} \le k_{p(i+1)}$ при $i > i_u$;
$V_{rj(i-1)} > V_{rji}$ при $i \le i_u$, то $V_{rj(i-1)} = V_{rji} =: (V_{rj(i-1)} + V_{rji})/n_{ir}$;
$V_{rj(i-1)} < V_{rji}$ при $i > i_u$, то $V_{rj(i-1)} = V_{rji} =: (V_{rj(i-1)} + V_{rji})/n_{ir}$;
$\sum_{i=0}^{N_l} W_{oi} - \sum_{j=1}^{N_c} A_{oj} = 0$;
$\sum_{i+1=0}^{N_l} W_{li} + \sum_{i+1=0}^{N_l} W_{ri} \sum_{j=1}^{N_c} - \sum_{j=1}^{N_l} V_{lj} - \sum_{j=1}^{N_c} V_{rj} = 0,$

где k_{cj} – текущий коэффициент вскрыши, т/т; A_{oj} – годовая производительность карьера по добыче руды в j-ый календарный год, т/год; j=1,2,…N_c; Q_{ojmax} – проектная производственная мощность по руде – максимально возможная производительность карьера по добыче руды, т/год; W_{oi} – запасы руды в i-ом крутонаклонном слое, $i = 0, 1, 2, \dots, N_l$, $i = 0$ как раз означает, что до перехода к отработке крутонаклонными слоями должны оставаться вскрытые запасы руды; V_{rj} – расчетная годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши в j-ый календарный год, т/год; V_{rjmax} – принятая по проекту максимально возможная годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши, т/год; V_{lj} - расчетная годовая производительность карьера по породам рыхлой вскрыши в j-ый календарный год, т/год; V_{ljmax} - принятая по проекту максимально возможная годовая производительность карьера по

породам рыхлой вскрыши, т/год; $k_{p(i+1)}$ – поэтапный коэффициент вскрыши в $(i+1)$-ом крутонаклонном слое, т/т; i_u - номер крутонаклонного слоя, при котором горные работы достигают предельного поверхностного контура карьера; V_{rji} – требуемая годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши в i-ом крутонаклонном слое; n_{ir} - количество смежных крутонаклонных слоев с равной производительностью по породам скальной вскрыши ($n_{ir} = 2, 3$ и т. д.); W_{li} – объемы пород рыхлой вскрыши в i-ом крутонаклонном слое, т; W_{ri} - объемы пород скальной вскрыши в i-ом крутонаклонном слое, т.

В каждый календарный год стремятся к минимуму текущего коэффициента вскрыши путем установления при этом в каждый календарный год максимума добычи руды, но не выше проектной производственной мощности с соблюдением указанных ограничений.

Составление календарного графика горных работ при реализации отработки пород скальной вскрыши и руды выполняется в два этапа. На первом этапе осуществляется трансформация результатов горно-геометрического анализа с определением требуемой производительности по породам скальной вскрыши по каждому крутонаклонному слою и ее корректировкой. Для этого определяется время отработки запасов руды каждого крутонаклонного слоя t_{oi} для установления требуемого времени отработки объема пород скальной вскрыши также каждого последующего смежного крутонаклонного слоя $t_{r(i+1)}$, определение требуемой годовой производительности по породам скальной вскрыши в границах каждого последующего смежного крутонаклонного слоя $V_{rj(i+1)}$, корректировка годовой производительности по породам скальной вскрыши по принципу ее возрастания с усреднением в смежных крутонаклонных слоях и после перехода предельного поверхностного контура с постепенным снижением в каждом последующем крутонаклонном слое до конечной глубины карьера, определение требуемой годовой производительности по породам рыхлой вскрыши в границах каждого последующего смежного крутонаклонного слоя $V_{lj(i+1)}$, суммирование требуемой годовой производительности по породам рыхлой и скальной вскрыши в границах каждого последующего смежного крутонаклонного слоя $V_{bj(i+1)}$, расчет поэтапного коэффициента вскрыши при совместной отработке запасов руды и объема пород скальной вскрыши в смежных крутонаклонных слоях.

На втором этапе производится собственно оптимизация календарного графика горных работ, процедуры которой включают следующие операции: распределение доли добычи руды в зависимости от возможной годовой производительности карьера, расписывание годовой производительности карьера по добыче руды в каждый календарный год, проверка выборки всех запасов руды, заполнение строки принятая годовая производительность карьера по добыче руды, установление доли от требуемого времени отработки запасов руды предыдущего крутонаклонного слоя в этот период, определение требуемой годовой производительности карьера по породам скальной, потом и по породам рыхлой вскрыши, затем и общей производительности по вскрыше, после чего определяются значения текущего коэффициента вскрыши.

На втором этапе выполняется расписывание производительности карьера по добыче руды в каждый j-ый календарный год (j=1, 2, …N_c) в соответствии с алгоритмом оптимизации, определение требуемой годовой производительности карьера по породам скальной вскрыши в каждый j-ый календарный год, установление технологической возможности выполнения требуемой годовой производительности карьера по породам скальной вскрыши.

Алгоритм первого и второго этапов подготовки календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз в границах крутонаклонных слоев приведены соответственно в таблицах 1 и 2.

В таблице 1 требуемое время отработки объема пород скальной вскрыши следующего крутонаклонного слоя t_{ri} приравнивается времени отработки запасов руды предыдущего крутонаклонного слоя t_{oi}. Поэтому условно будем считать, что на момент начала отработки пород скальной вскрыши первого крутонаклонного слоя во вскрытых запасах остается руда нулевого крутонаклонного слоя $i = 0$.

Следовательно, условно в этом нулевом крутонаклонном слое, как и поэтапные объемы пород скальной и рыхлой вскрыши, так и общей вскрыши и соответствующие требуемая годовая производительность по ним равняются нулю.

Оптимизация графика режима горных работ начинается с корректировки годовой производительности по породам скальной вскрыши в крутонаклонных слоях: до подхода горных работ к предельному поверхностному контуру карьера она должна увеличиваться, а после перехода этой границы – последовательно уменьшаться.

В таблице 2 распределение доли добычи руды в зависимости от возможной годовой производительности карьера в каждый календарный год Δ_{oj} производится следующим образом. Первоначально суммируется время отработки запасов руды t_{0i} начальных крутонаклонных слоев при изначально принятой минимальной годовой производительности по добыче руды $A_{oi} = A_{oimin}$. К примеру, для $i = 0$ и $i = 1$:

$$\Delta_{oj=1} = t_{oi=0} + t_{oi=1} - 1$$

К примеру, при $\Delta_{oj=1}$ =4,51 $\Delta_{oj=2}=\Delta_{oj=1} - 1$; $\Delta_{oj=3}=\Delta_{oj=2} - 1$; $\Delta_{oj=4}=\Delta_{oj=3} - 1$.

Тогда на пятый год остаток запасов руды с первых двух крутонаклонных слоев составит 4,51-4=0,51, а остальные 1-0,51=0,49 необходимо брать с третьего крутонаклонного слоя, на котором годовая производительность карьера принята равной производственной мощности $A_{oi} = A_{oimax}$. Следовательно, распределение доли добычи руды на $j = 5$, составит:

$$\Delta_{oj=5}=\{t_{oi=0} + t_{oi=1}\}(\text{при } A_{oimin}) + (1 - \{t_{oi=0} + t_{oi=1}\})(\text{при } A_{oimax}).$$

На $j = 6$ распределение доли добычи руды составит:

$$\Delta_{oj=6}= \sum t_{oi} \text{ (при } A_{oimax}) - \{t_{oi=0} + t_{oi=1}\}(\text{при } A_{oimin}).$$

Далее $\Delta_{oj=7}= \Delta_{oj=6} - 1$. После того, как останется дробная часть в каком-то календарном году, продолжаются такие же выкладки, как и при определении $\Delta_{oj=5}$.

Нахождение Δ_{oj} позволяет расписать годовую производительность карьера по добыче руды в каждый календарный год A_{oi} по конца отработки запасов месторождения открытым способом. При окончании целых значений Δ_{oj} определение годовой производительности карьера выполняется как и при $j = 5$:

$$A_{oj=5}= A_{oimin}\{t_{oi=0} + t_{oi=1}\}+A_{oimax}(1 - \{t_{oi=0} + t_{oi=1}\}).$$

Доля от требуемого времени отработки запасов руды предыдущего крутонаклонного слоя в этот период вычисляется следующим образом.

Если $t_{ri} < 2$, то при $i = 1$ $\Delta_{toj=1}=[t_{ri=1}](\text{при } V_{raji=1}) + \{t_{ri=1}\}(\text{при } V_{raji=1})$.

Тогда требуемая годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши при $j = 1$ принимается равной: $V_{rj=1} = V_{raji=1}[\Delta_{toj=1}]$.

При $j = 2$ $\Delta_{toj=2}=\{t_{rj=1}\}(\text{при } V_{raji=1}) + (1 -\{t_{rj=1}\})(\text{при } V_{raji=2})$

Тогда требуемая годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши при $j = 2$ составит: $V_{rj=2} = V_{raji=1}\{\Delta_{toj=1}\}+V_{raji=2}(1-\{\Delta_{toj=1}\})$.

При $j = 3$ $\Delta_{toj=3}=\Delta_{oj=3}(\text{при } V_{raji=2}) - (1 - \{\Delta_{toj=1}\}).\{t_{rj=1}\}(\text{при } V_{raji=3})$.

Тогда требуемая годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши при $j = 3$ при $\Delta_{toj=3}\geq 2$ составит: $V_{rj=3} = V_{raji=3}[\Delta_{toj=3} - 1]$.

Апробация модели преобразования результатов горно-геометрического анализа в оптимальный календарный график горных работ с последовательной отработкой уступов пород скальной вскрыши и руды сверху вниз на Качарском карьере приведена на рисунке.

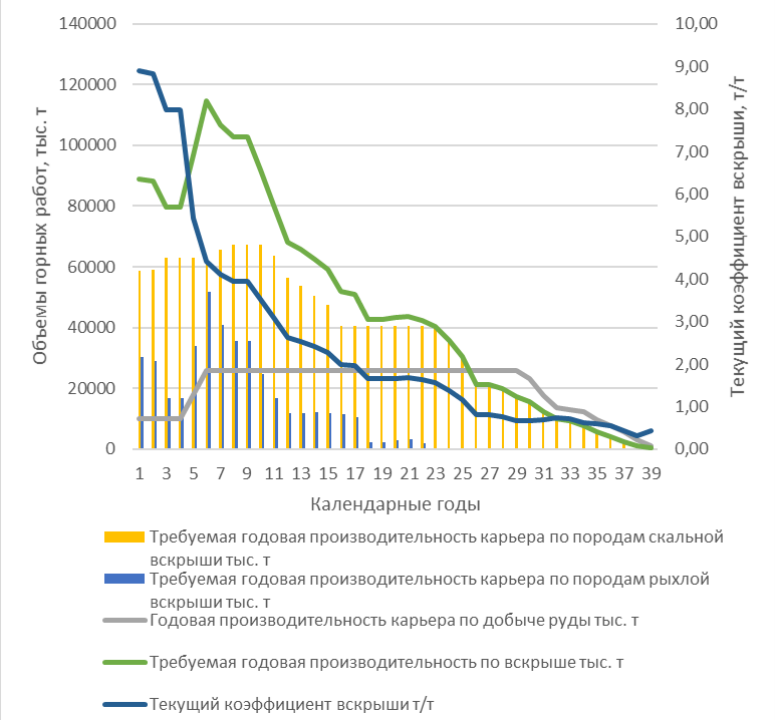


Рисунок 2 – Диаграмма оптимального календарного графика горных работ на Качарском карьере

Разработанный метод оптимизации календарного графика горных работ обеспечит установление сроков начала отработки каждого последующего крутонаклонного слоя в зависимости от времени отработки пород скальной вскрыши в каждом из них и принятого проектного календарного графика добычных работ. К моменту окончания выемки пород скальной вскрыши в смежном крутонаклонном слое должны завершиться добычные работы в предшествующем крутонаклонном слое. Это позволяет своевременно приступить к выемке пород скальной вскрыши в новом крутонаклонном слое и добыче вскрытой руды в предыдущем крутонаклонном слое. Скорректированная годовая производительность по породам скальной вскрыши получается после приравнивания принятого времени отработки пород скальной вскрыши в новом крутонаклонном слое принятому времени отработки руды в предыдущем крутонаклонном слое.

Математическая модель позволит синхронизировать обеспеченность карьера вскрытыми запасами руды для выполнения запланированного объема ее добычи без пиковых объемов выемки пород скальной вскрыши.

Таблица 1 – Первый этап подготовки календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз в границах крутонаклонных слоев

Наименование показателя	Обозначение показателя	Единица измерения	Номер крутонаклонного слоя				Сумма
			$i = 0$	$i = 1$	…..	$i = N_l$	-
Поэтапные запасы руды	W_{oi}	т	$W_{oi=0}$	$W_{oi=1}$	…..	$W_{oi=N_l}$	$\sum_{i=0}^{N_l} W_{oi}$
Годовая производительность по добыче руды в пределах крутонаклонного слоя	A_{oi}	т	$A_{oi=0}$	$A_{oi=1}$	…..	$A_{oi=N_l}$	-
Время отработки запасов руды	t_{oi}	лет	$t_{oi=0} = \frac{W_{oi=0}}{A_{oi=0}}$	$t_{oi=1} = \frac{W_{oi=1}}{A_{oi=1}}$	…..	$t_{oi=N_l} = \frac{W_{oi=N_l}}{A_{oi=N_l}}$	$\sum_{i=0}^{N_l} t_{oi}$
Поэтапные объемы пород скальной вскрыши	$W_{r(i+1)}$	т	$W_{ri=0}$=0	$W_{ri=1}$	…..	$W_{ri=N_l}$	$\sum_{i+1=0}^{N_l} W_{ri}$
Требуемое время отработки объема пород скальной вскрыши	t_{ri}	лет	$t_{ri=0} = 0$	$t_{ri=1} = t_{oi=0}$	…..	$t_{ri=N_l} = t_{oi=N_l-1}$	$\sum_{i=0}^{N_l} t_{ri} = \sum_{i=0}^{N_l} t_{oi}$
Требуемая годовая производительность по породам скальной вскрыши в крутонаклонных слоях	$V_{rj(i+1)}$	т	$V_{rji=0} = \frac{W_{ri=0}}{t_{ri=0}} = 0$	$V_{rji=1} = \frac{W_{ri=1}}{t_{ri=1}}$	…..	$V_{rji=N_l} = \frac{W_{ri=N_l}}{t_{ri=N_l}}$	-
Скорректированная годовая производительность по породам скальной вскрыши в крутонаклонных слоях	V_{raji}	т	$V_{raji=0}$=0	$V_{raji=1}$	…..	$V_{raji=N_l}$	-
Поэтапные объемы пород рыхлой вскрыши	$W_{l(i+1)}$	т	$W_{l(i+1)=0} = 0$	$W_{l(i+1)=1}$	…..	$W_{l(i+1)=N_l}$	$\sum_{i+1=0}^{N_l} W_{li}$
Требуемая годовая производительность по породам рыхлой вскрыши	$V_{lj(i+1)}$	т	$V_{lji=0} = \frac{W_{li=0}}{t_{ri=0}} = 0$	$V_{lji=1} = \frac{W_{li=1}}{t_{ri=1}}$	…..	$V_{lji=N_l} = \frac{W_{li=N_l}}{t_{ri=N_l}}$	-
Требуемая годовая производительность по вскрыше в крутонаклонных слоях	$V_{bj(i+1)}$	т	$V_{bji=0} = V_{lji=0} + V_{raji=0}$	$V_{bji=1} = V_{lji=1} + V_{raji=1}$	…..	$V_{bji=N_l} = V_{lji=N_l} + V_{raji=N_l}$	-
Поэтапный коэффициент вскрыши	k_{pi}	т/т	$k_{pi=0} = 0$	$k_{pi=1} = \frac{W_{li=1} + W_{ri=1}}{W_{oi=0}}$	…..	$k_{pi=N_l} = \frac{W_{li=N_l} + W_{ri=N_l}}{W_{oi=N_l-1}}$	$k_a = \frac{\sum_{i+1=0}^{N_l} W_{li} + \sum_{i+1=0}^{N_l} W_{ri}}{\sum_{i=0}^{N_l} W_{oi}}$

Таблица 2 – Второй этап подготовки календарного графика горных работ при их ведении сверху вниз в границах крутонаклонных слоев

Наименование показателя	Обозначение показателя	Единица измерения	Календарный год				Сумма
			$j = 1$	$j = 2$	…..	$j = N_c$	
Распределение доли добычи руды в зависимости от возможной годовой производительности карьера	Δ_{oj}	доля единицы	$\Delta_{oj=1}$	$\Delta_{oj=2}$	…..	$\Delta_{oj=N_c}$	-
Годовая производительность карьера по добыче руды	A_{oj}	тыс. т	$A_{oj=1}$	$A_{oj=2}$	…..	$A_{oj=N_c}$	-
Проверка выборки всех запасов руды	$\exists_{oj}$	тыс. т	$\exists_{oj=1}= \sum_{i=0}^{N_l} W_{oi} - A_{oj=1}$	$\exists_{oj=2}=\exists_{oj=1} - A_{oj=2}$	…..	$\exists_{oj=N_c}=\exists_{oj=N_c-1}-A_{oj=N_c}$	$\exists_{oj=N_c}= 0$
Принятая годовая производительность карьера по добыче руды	Q_{oj}	тыс. т	$Q_{oj=1}=: A_{oj=1}$	$Q_{oj=2}=: A_{oj=2}$	…..	$Q_{oj=N_c}=: A_{oj=N_c}$	$\sum_{j=1}^{N_c} Q_{oj}=\sum_{i=0}^{N_l} W_{oi}$
Доля от требуемого времени отработки запасов руды предыдущего крутонаклонного слоя в этот период	Δ_{toj}	доля единицы	$\Delta_{toj=1}$	$\Delta_{toj=2}$	…..	$\Delta_{toj=N_c}$	-
Требуемая годовая производительность карьера по породам скальной вскрыши	V_{rj}	тыс. т	$V_{rj=1}$	$V_{rj=2}$	…..	$V_{rj=N_c}$	$\sum_{j=1}^{N_c} V_{rj}$
Требуемая годовая производительность карьера по породам рыхлой вскрыши	V_{lj}	тыс. т	$V_{lj=1}$	$V_{lj=2}$	…..	$V_{lj=N_c}$	$\sum_{j=1}^{N_c} V_{lj}$
Требуемая годовая производительность по вскрыше	V_{bj}	тыс. т	$V_{bj=1} = V_{lj=1} + V_{rj=1}$	$V_{bj=2} = V_{lj=2} + V_{rj=2}$	…..	$V_{bj=N_c} = V_{lj=N_c} + V_{rj=N_c}$	$\sum_{j=1}^{N_c} V_{bj}$
Текущий коэффициент вскрыши	k_{cj}	т/т	$k_{cj=1} = \frac{V_{bj=1}}{Q_{oj=1}}$	$k_{cj=2} = \frac{V_{bj=2}}{Q_{oj=2}}$	…..	$k_{cj=N_c} = \frac{V_{bj=N_c}}{Q_{oj=N_c}}$	$k_a = \frac{\sum_{j=1}^{N_c} V_{bj}}{\sum_{j=1}^{N_c} Q_{oj}}$

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Moldabayev S.K., Adamchuk A.A., Toktarov A.A, Aben Ye., Shustov O.O. Approbation of the technology of efficient application of the excavator-automobile complexes in the deep open mines // Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu (Scientific Bulletin of the Open Mining University), 2020. - № 4. – pp. 30-38 https://doi.org/10.33271/nvngu/2020-4/030.

2 Moldabayev, S.K., Sdvizhkova, O.O., Babets, D.V., Kovrov, O.S., Adil T.K. (2021). Numerical simulation of the open pit stability based on probabilistic approach. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu, 186(6): 29-34. https://doi.org/10.33271/nvngu/2021-6/029

3 Дриженко, А.Ю. (2011). Этапная разработка пород вскрыши железорудных карьеров крутонаклонными выемочными слоями. *Горный журнал,* 2, 25-28. http://rudmet.ru/journal/482/article/4585/

4 Shustov, O.O., Haddad, J.S., Adamchuk, A.A., Rastsvietaiev, V.O., && Cherniaiev, O.V. (2019). Improving the Construction of Mechanized Complexes for Reloading Points while Developing Deep Open Pits. *Journal of Mining Science*, 55, 946-953. DOI: https://doi.org/10.1134/S1062739119066332

5 Гавришев, С.Е., Колонюк, А.А., & Бурмистров, К.В. (2007). Особенности конструирования и расконсервации временно нерабочих бортов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*», 2, 272-275.

6 Anisimov, O., Symonenko, V., Cherniaiev, O., & Shustov, O. (2018). Formation of safety conditions for development of deposits by open mining. E3S Web of Conferences, 60. https://doi.org/10.1051/E3SCONF/20186000016

7 Кузнецов Д.В., Косолапов А.И. Оптимизация параметров технологических комплексов рудных карьеров: монография. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2020. – 188 с

8 Гавришев, С.Е., Бурмистров, К.В., Бурмистрова, И.С., Рахмангулов, А.Н., Кидяев, В.А., & Томилина, Н.Г (2015). Оценка эффективности применения технологических схем транспортирования руды при отработке законтурных запасов месторождения. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, 4 (15), 131-139.

9 Синьчковский, В.Н., Вокин, В.Н., & Теняшников, В.А. (2006). Формирование рабочей зоны карьеров с учетом расконсервации временно нерабочих бортов. *Горный информационно-аналитический бюллетень*, 3, 306-307.

10 Дриженко, А.Ю., Козенко, Г.В., & Рыкус, А.А. (2009). Открытая разработка железорудных руд Украины: состояние и пути совершенствования: Монография. Днепропетровск: *НГУ*, 452 с.

11 Дребенштедт, К., Риттер, Р., Супрун, В.И., & Агафонов, Ю.Г. (2015). Мировой опыт эксплуатации комплексов циклично-поточной технологии с внутрикарьерным дроблением. *Горный журнал,* 11, 81-87. doi: 10.17580/gzh.2015.11.17.

12 Chetverik, M., Bubnova, E., Babiy, E. (2013). The main technical solutions in rational excavation of minerals in open-pit mining. *VII International scientific-practical conference «School Underground Mining». Annual Scientific-Technical Collection «Mining of Mineral Deposits»*, Netherlands: CRC Press/Balkema, 173-176.

13 С.О. Миллер, Холодняков Г.А. Методика обоснования календарного планирования на карьерах Кузбасса // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Горная книга, 2015. – Специальный выпуск № 19. - С. 30-36.

14 Холодняков Д.Г., Логинов Е.В. Управление режимом горных работ и углом откоса рабочего борта карьера // Горный информационно-аналитический бюллетень. – М.: Горная книга, 2015. – № 2. - С. 71-74.

УДК 622.271

ПОВЫШЕНИЕ ПРЕСТИЖА ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ «ГОРНАЯ ИНЖЕНЕРИЯ» В SATBAYEV UNIVERSITY

С.К. Молдабаев

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

90-летие крупного ученого, педагога, академика Национальной Академии наук Республики Казахстан, Заслуженного деятеля страны, почетного ректора КазНИТУ имени К.И. Сатпаева, доктора технических наук, профессора Баяна Ракишевича Ракишева, моего наставника и учителя отмечается в год 90-летия Satbayev University. К таким значимым событиям в жизни университета на кафедре «Горное дело» в ГМК-124 состоялось открытие Научно-исследовательской лаборатории геомеханики и геотехнологий (рисунок 1). В рамках гранта №AP15573240 на тему «Внедрение метода интенсификации горных работ крутонаклонными слоями в проект открытой разработки глубокозалегающих рудных месторождений» наиболее перспективных проектов коммерциализации результатов научной и (или) научно-технической деятельности (научный руководитель Молдабаев С.К.) приобретены универсальная сервогидравлическая система UCT-1000 на одноосное сжатие с отделением пробоподготовки компании GCTS (США). Бизнес-партнером выступила одна из передовых горнодобывающих компаний – ERG через АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение». Приспособление GCTS IDT-B обеспечит испытания на непрямое растяжение Бразильским методом согласно стандарту, установленному Международным обществом по механике скальных пород (ISRM). В растяжении образец породы подвергается тянущей силе до разрушения. Измеряются сила и деформация, анализируются кривые напряжения-деформации. Этот эксперимент помогает определить прочность породы при растяжении и ее способность к разрушению. UCT-1000 также оснащен цифровым сервоконтроллером и системой сбора данных SCON-1400 с беспроводной передачей

данных. Сервоконтроллер обеспечивает взаимодействие с любыми подключенными датчиками или расчетными входными данными в режиме реального времени. Получение качественных образцов для испытаний обеспечивается через керновыбуривающий станок RCD-250, отрезной станок для скальных грунтов RLS-100, торцешлифовальный станок RSG -500, датчик плоскостности RFG-100.

Лабораторные испытания играют важную роль в правильном понимании и оценке физико-механических свойств массива или материала в горной промышленности, строительстве, материаловедении и других отраслях. Это важный инструмент для получения соответствующей информации. Испытания на физико-механические свойства позволяют определить прочность материала, его способность сопротивляться внешним нагрузкам и деформациям. Это критически важно при расчете параметров и проектировании карьеров или подземных выработок, строительства зданий, мостов и других конструкций, где безопасность играют важную роль.

Лабораторные испытания дают возможность исследовать поведение материалов при различных условиях. Это позволяет понять, как материал будет вести себя в реальных условиях эксплуатации.

Также на основе результатов испытаний можно разрабатывать модели и прогнозировать поведение массива в будущем, что особенно важно при изучении уже запущенных в эксплуатацию предприятии.

Реализованы испытания как в «мягком» (с контролем по силе для определения прочностных характеристик) так и в «жестком» (с контролем (обратная связь) по деформации образца для определения деформационных характеристик) режимах испытаний.

Главным преимуществом является соответствие всем техническим требованиям и условиям Международного общества механики горных пород (ISRM) и ASTM для испытаний образцов горных пород.

Дальнейшее укрепление материально-технической базы кафедры будет достигнуто через создание в рамках программы №BR21881939 «Разработка ресурсосберегающих энергогенерирующих технологий для горно-металлургического комплекса и создание инновационного инжинирингового центра» (Руководитель программы Бегентаев М.М., Научный руководитель Рысбеков К.Б.) Инновационного инжинирингового центра ГМК. Здесь также инвестором выступила компания ERG через ТОО «Научно-исследовательский инжиниринговый центр ERG», предоставив со-финансирование программы. Для лаборатории геомеханики и геотехнологий этого центра в конце 2023 года заказана в GCTS (США) через ТОО «Новатест Казахстан» автоматизированная сервогидравлическая система RPS-200 для испытаний горных пород в условиях независимого трехосного сжатия.

Окончательное дооснащение лаборатории намечается через ГИП приобретением универсальной автоматизированной сервогидравлической системы RTR-5500 для испытаний скальных пород в условиях трехосного сжатия с автоматическим стабилометром и динамическим приводом нагружения, а также Системы анализа деформированного состояния VIC-3D для работы со статическими и динамическими приложениями компании Correlated Solutions Inc. Непосредственная оценка напряженного-деформированного состояния обнажений горных выработок как на обобщенных слоевых, так и на секторальных геомеханических моделях по всему периметру осуществляется через созданную расчетную станцию с оперативной памятью 128 ГБ и многоядерным процессором последнего поколения, на которой установлен полный пакет Rocscience, состоящий из 16 программных продуктов.

Сто процентная остепенность ППС кафедры «Горное дело», прохождение курсов повышения квалификации, приобретение интегрированных информационных комплексов (ядро Geovia Surpac, AutoCAD) и RS2, RS3, заключение лицензионных соглашений на 12 рабочих мест с Dezwik, Micromine, RPM Global, VentSim, Netpromine позволило внедрить в учебный процесс такие дисциплины, как интегрированные информационные комплексы в горном деле и численное 3D моделирование геомеханических процессов.

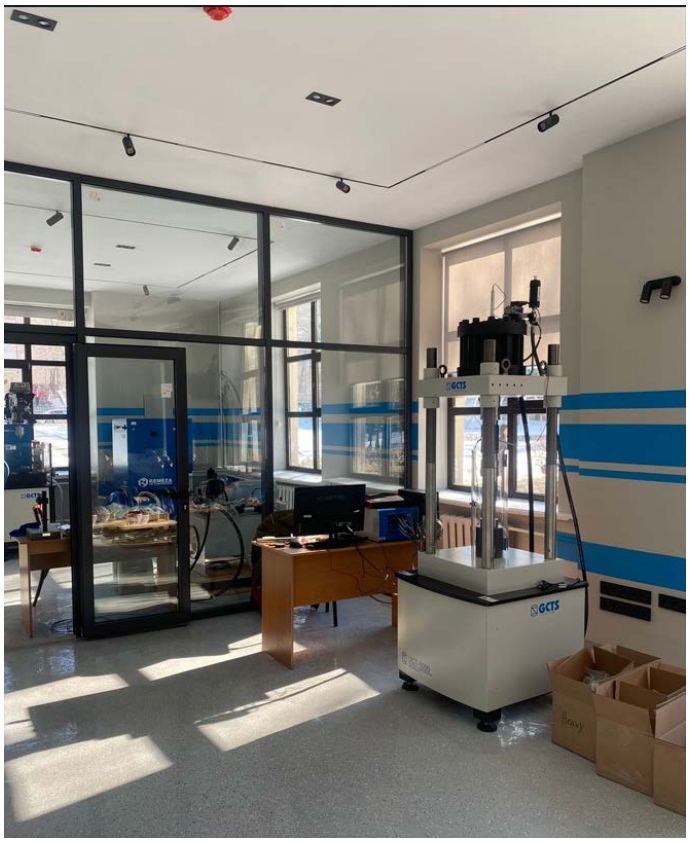
Кафедра также оснащена приборами, оборудованием, действующими макетами техники и технологий, используемых в учебном процессе для подготовки бакалавров, магистрантов и докторантов. Постоянно ведется обновление устаревшего оборудования за счет университета и за счет спонсоров – горнодобывающих предприятий. Научно-производственная компания ТОО «Интеррин» подготовила в ГМК-162 учебную аудиторию для проведения лабораторных работ по разрушению горных пород с применением неэлектрических и электронных схем взрывания зарядов взрывчатых веществ. При поддержке ТОО «Научно-исследовательский инжиниринговый центр ERG» завершается подготовка специализированной лекционной аудитории по открытым горным работам в ГМК-244, а также Лаборатории цифрового, компьютерного моделирования технологий добычи руд из сложно-структурных блоков с 17 новыми моноблоками HP Windows. Под научным руководством этой лаборатории Ракишева Б.Р. приобретены PortaMetric и организована мощная автоматизированная вычислительная система.

На протяжении многих лет осуществляется тесное международное сотрудничество с профессором Стамбульского технического университета Atac Bascetin. Результаты совместных научных исследований уже опубликованы в рейтинговых изданиях. Многие докторанты с нашей кафедры прошли у него научную стажировку (рисунок 2). В рейтинге QS лучших университетов мира STU в 2024 году поднялся с 601 на 404 место.

Совместные научные проекты и публикации с ведущими учеными Dnipro University of Technology позволили кафедре «Горное дело» значительно поднять цитируемость ППС.

В рамках международного сотрудничества с Техническим университетом Горная академия Фрайберга в 2023 году заключен меморандум с Satbayev University. По ERASMUS плюс совместно с маркшейдерами и обогатителями выполняется международный проект на тему «Master Programme in Eco-Mining and Innovative Natural Resources Management». В рабочий учебный план подготовки магистрантов добавляются ряд дисциплин по этой программе с последующей стажировкой магистрантов в вузах Турции и Германии.

Особо хочется отметить Навоийский государственный горно-технологический университет, тесные контакты с которым только укрепляются. Через академика Ракишева Б.Р. постоянные контакты осуществляются с учеными МИСИС и ИПКОН РАН.



а)

б)

а – собственно универсальная сервогидравлическая система UCT-1000 на одноосное сжатие; б – отделение пробоподготовки оборудования

Рисунок 2 – Стажировка докторантов кафедры «Горное дело» у профессора Atac Bascetin в Стамбульском техническом университете

В настоящее время на кафедре выполняются следующие научно-исследовательские работы:

по грантовому финансированию Комитета науки МНиВО РК:

1) AP14869083 «Обеспечение полноты выемки запасов месторождений на основе нового подхода к объемному геомеханическому моделированию глубоких открытых горных выработок по всему периметру», 2022-2024гг., научный руководитель Молдабаев С.К.;

2) AP14869802 «Разработка инновационных технологии гравитационного обогащения и минералогического анализа рядовых геологических проб на золото», 2022-2024гг., научный руководитель Бегалинов А.;

3) AP14871011 «Создание технологий горных работ по сплошному и комплексному использованию массива недр в управляемом режиме и замкнутом цикле», 2022-2024гг., научный руководитель Юсупов Х.А.;

4) AP14871266 «Разработка инновационных методов эффективной и безопасной подземной разработки маломощных наклонных рудных залежей», 2022-2024гг., научный руководитель Сердалиев Е.Т.;

5) AP19676591 «Разработка инновационных технологий полного извлечения разрозненных кондиционных руд из сложноструктурных блоков уступов», 2023-2025 гг., научный руководитель Ракишев Б.Р.;

6) AP19679911 «Повышение эффективности выщелачивания урана при разработке сложных гидрогенных месторождений», 2023-2025 гг., научный руководитель Абен Е.Х.;

7) AP19676884 «Разработка эффективных методов дробления горной массы при отработке руды из сложноструктурного массива путем управления параметрами энергии взрыва», 2023-2025 гг., научный руководитель Искаков Е.Е.

на хоздоговорной основе:

8) договор № PD/SCER/22-0041 от 14.09.2022г., 2022-2024гг, «Установление очередности разработки рудных тел и исследование влияния разломов за предельным контуром открытой горной выработки на возможность безопасной разработки приконтурных запасов и глубинной части Качарского месторождения», научный руководитель Молдабаев С.К.;

9) договор № 895818/2023/1 от 09.10.2023, 2023-2024гг., «Разработка комбинированной установки ГЭС для выработки электроэнергии от технологических растворов», научный руководитель Юсупов Х.А.;

10) договор № PD/SCER/23-0014 от 22.02.2023г., 2023-2024гг., «Разработка проектно-конструкторской документации на технологическую линию крутого подъема горной массы», научный руководитель Молдабаев С.К.

Кафедра «Горное дело» в своей деятельности усиливает тесное взаимодействие с горнодобывающими компаниями в плане прохождения оплачиваемых производственных практик с высокой вероятностью трудоустройства в ТОО «Казцинк» и динамично развивающейся АО «АК Алтыналмас» по траектории подземная разработка рудных месторождений, а также с ТОО ПК «Интеррин» (выпускники кафедры организовали производство взрывчатых материалов) и АО «Алматыметрокурылыс» в связи с принятием плана строительства еще 2-х линий и 6 пересадочных станций по направлению разрушение горных пород взрывом и шахтное строительство, еще большего укрепления связей с АО «НАК «Казатомпром» по направлению геотехнология ПСВ урана и налаживание более тесных контактов с предприятиями Eurasian Resources Group (ERG) и ТОО «Богатырь Комир» по направлению открытая разработка (также через договора по выполнению НИОКР). Поэтому усиление рабочих учебных планов с включением ряда новых дисциплин по цифровизации планирования горных работ позволят повысить конкурентоспособность выпускников.

УДК 574.658

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ДЛЯ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ПЫЛИ И ТУМАНОВ ИСПОЛЬЗУЯ СУХИЕ, МОКРЫЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ

Р.Р.Рашидов, А.А.Тургунов

Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Для обезвреживания пыли и туманов используются сухие, мокрые и электрические методы. Кроме того, оборудование для очистки вредных выбросов отличается друг от друга, как по конструкции, так и по принципу осаждения взвешенных частиц. В основе работы оборудования сухого осаждения взвешенных частиц, лежат гравитационные, инерционные и центробежные механизмы осаждения или фильтрационные механизмы. В мокрых пылеуловителях осуществляется контакт запылённых газов с жидкостью. При этом осаждение происходит на капли, на поверхность газовых пузырей или на пленку жидкости. В электрофильтрах отделение заряженных частиц аэрозоля происходит на осадительных электродах.

Неорганическая пыль в промышленных газовых выбросах образуется при горных разработках, переработке руд, металлов, минеральных солей и удобрений, строительных материалов, карбидов и других неорганических веществ. Угольная, древесная, торфяная, сланцевая, сажа и др. промышленная пыль органического происхождения. В промышленных выхлопах туманы образуются главным образом из кислот: серной, фосфорной и др. Газообразные и парообразные вещества, содержащиеся в промышленных газовых выхлопах, гораздо более многочисленны. К ним относятся кислоты, галогены и галогенопроизводные, газообразные оксиды, альдегиды, кетоны, спирты, углеводороды, амины, нитросоединения, пары металлов, пиридины, меркаптаны и многие другие компоненты газообразных промышленных отходов.

Гравитационное осаждение основано на осаждении взвешенных частиц под действием силы тяжести при движении запыленного газа с малой скоростью без изменения направления потока. Процесс проводят в отстойных газоходах и пылеосадительных камерах. Для уменьшения высоты осаждения частиц в осадительных камерах установлено на расстоянии 40-100 мм множество горизонтальных полок, разбивающих газовый поток на плоские струи. Производительность осадительных камер рассчитывается по формуле (1):

$$П = Sw_O, \qquad (1)$$

где S - площадь горизонтального сечения камеры, или общая площадь полок, м^2; w_O - скорость осаждения частиц, м/с.

Гравитационное осаждение действенно лишь для крупных частиц диаметром более 50-100 мкм, причем степень очистки составляет не выше 40-50%. Метод пригоден лишь для предварительной, грубой очистки газов.

Инерционное осаждение основано на стремлении взвешенных частиц сохранять первоначальное направление движения при изменении направления газового потока. Среди инерционных аппаратов наиболее часто применяют жалюзийные пылеуловители с большим числом щелей (жалюзи).

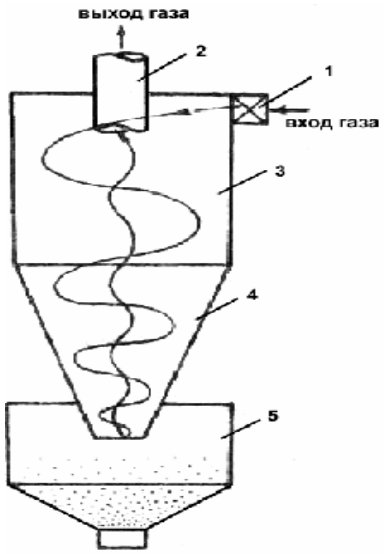
Газы обеспыливаются, выходя через щели и меняя при этом направление движения, скорость газа на входе в аппарат составляет 10-15 м/с. Гидравлическое сопротивление аппарата 100 - 400 Па. Частицы пыли с d < 20 мкм (микрометр) в жалюзийных аппаратах не улавливаются.

Степень очистки в зависимости от дисперсности (размер) частиц составляет 20-70%. Инерционный метод можно применять лишь для грубой очистки газа. Помимо малой эффективности недостаток этого метода - быстрое истирание или забивание щелей.

В гравитационных обеспыливающих устройствах основным элементом является пылеосадительная или пылевая камера, в которой пыль является под действием силы тяжести в результате резкого уменьшения скорости пылевого потока. В пылеосадительных камерах трудно уловить тонкие фракции пыли, кроме того, они громоздки и сложны для очистки. Поэтому в настоящее время пылеосадительные камеры применяются только в качестве аппаратов предварительной очистки, особенно при высокой начальной концентрации пыли.

Инерционные пылеуловители основаны на резком изменении направлении движения пылевого потока, в результате чего частицу соприкасаются с поверхностями осаждения, теряют скорость и выпадают из газового потока.

Центробежные методы очистки газов основаны на действии центробежной силы, возникающей при вращении очищаемого газового потока в очистном аппарате или при вращении частей самого аппарата. В качестве центробежных аппаратов пылеочистки применяют циклоны различных типов: батарейные циклоны, вращающиеся пылеуловители (ротоклоны) и др. Циклоны наиболее часто применяют в промышленности для осаждения твердых аэрозолей. Газовый поток подается в цилиндрическую часть циклона тангенциально, описывает спираль по направлению к дну конической части и затем устремляется вверх через турбулизованное ядро потока у оси циклона на выход. Циклоны характеризуются высокой производительностью по газу, простотой устройства, надежностью в работе. Степень очистки от пыли зависит от размеров частиц. Гидравлическое сопротивление высокопроизводительных циклонов составляет около 1080 Па. Циклоны широко применяют при грубой и средней очистке газа от аэрозолей. Другим типом центробежного пылеуловителя служит ротоклон, состоящий из ротора и вентилятора, помещенные в осадительный кожух. Лопасти вентилятора, вращаясь, направляют пыль в канал, который ведет в приемник пыли.



1-2 входной и выходной патрубки; 3-4 рабочие камеры; 5- пылеосадительная камера

Рисунок 1 – Схема работы циклона.

Центробежные обеспыливающие устройства (циклоны) основаны на действии центробежной силы на частичку, которая отбрасывается к стенкам, циклона, теряет скорость и выпадает из газового потока.

Циклон работает по следующей схеме (рис.3). Газы, направляющиеся в аппарат, поступают в цилиндрическую часть циклона и совершают движение по спирали с возрастающей скоростью от периферии к центру, спускаются по наружной спирали, затем поднимаются по внутренней спирали и выходят через выхлопную трубу. Обычно в циклонах центробежное ускорение в несколько сот, а то и тысячу раз больше ускорения силу тяжести.

Поэтому, даже весьма маленькие частицы пыли не в состоянии следовать за линиями тока газов и под влиянием центробежной силы выносятся из кривой движения газов по направлению к стенке и выпадают в бункер циклона.

Фильтрация основана на прохождении очищаемого газа через различные фильтрующие ткани (хлопок, шерсть, химические волокна, стекловолокно и др.) или через другие фильтрующие материалы (керамика, металлокерамика, пористые перегородки из пластмассы и др.). Наиболее часто для фильтрации применяют специально изготовленные волокнистые материалы- стекловолокно, шерсть или хлопок с асбестом, асбоцеллюлозу.

В зависимости от фильтрующего материала различают тканевые фильтры, волокнистые, из зернистых материалов (керамика, металлокерамика, пористые пластмассы). Тканевые фильтры, чаще всего рукавные, применяются при температуре очищаемого газа не выше 60-65°С. Степень очистки составляет 85-99%. Гидравлическое сопротивление фильтра около 1000 Па; расход энергии ~ 1 кВт·ч на 1000 м^3 очищаемого газа. Для непрерывной очистки ткани продувают воздушными струями, которые создаются различными устройствами - соплами, расположенными против каждого рукава, движущимися наружными продувочными кольцами и др. Сейчас применяют автоматическое управление рукавными фильтрами с продувкой их импульсами сжатого воздуха. Волокнистые фильтры, имеющие поры, равномерно распределенные между тонкими волокнами, работают с высокой эффективностью; степень очистки 99,5%.

Мокрая очистка газов от аэрозолей основана на промывке газа жидкостью (обычной водой) при возможно более развитой поверхности контакта жидкости с частицами аэрозоля и возможно более интенсивном перемешивании очищаемого газа с жидкостью. Этот универсальный метод очистки газов от частиц пыли, дыма и тумана любых размеров является наиболее распространенным приемом заключительной стадии механической очистки, в особенности для газов, подлежащих охлаждению. Башни с насадкой (насадочные скрубберы) отличаются простотой конструкции и эксплуатации, устойчивостью в работе, малым гидравлическим сопротивлением (Р=300-800 Па) и сравнительно малым расходом энергии. В насадочном скруббере возможна очистка газов с начальной запыленностью до 5-6 г/м^3. Эффективность одной ступени очистки для пыли с d > 5 мкм не превышает 70-80%. Насадка быстро забивается пылью, особенно при высокой начальной запыленности.

Орошаемые циклоны (центробежные скрубберы) применяют для очистки больших объемов газа. Они имеют сравнительно небольшое гидравлическое сопротивление - 400-850 Па. Для частиц размером 2-5 мкм степень очистки составляет ~50%. Центробежные скрубберы высокопроизводительны благодаря большой скорости газа.

Пенные аппараты применяют для очистки газа от аэрозолей полидисперсного состава. Интенсивный пенный режим создается на полках аппарата при линейной скорости газа в его полном сечении 1-4 м/с. Пенные газоочистители обладают высокой производительностью по газу и сравнительно небольшим гидравлическим сопротивлением (Р одной полки около 600 Па). Для частиц с диаметром d >5 мкм эффективность их улавливания на одной полке аппарата 90-99%; при d < 5 мкм 75-90%.

Скрубберы Вентури - высокоинтенсивные газоочистительные аппараты, но работающие с большим расходом энергии. Скорость газа в сужении трубы (горловине скруббера) составляет 100-200 м/с, а в некоторых установках - до 1200 м/с. При такой скорости очищаемый газ разбивает на мельчайшие капли завесу жидкости, впрыскиваемой по периметру трубы. Это приводит к интенсивному столкновению частиц аэрозоля с каплями и улавливанию частиц под действием сил инерции. Скруббер Вентури - универсальный малогабаритный аппарат, обеспечивающий улавливание тумана на 99-100%, частиц пыли с d = 0,01(0,35 мкм - на 50-85% и частиц пыли с d = 0,5-2 мкм - на 97%).

В зависимости от формы контактирования газовой и жидкой сред способы мокрой пылеочистки можно условно разделить на три вида: улавливание в объеме или на поверхности (слое - пленке) жидкости, улавливание распыленной жидкостью в объеме газа (рисунок 2).

Основной недостаток всех методов мокрой очистки газов от аэрозолей – это образование больших объемов жидких отходов (шлама). Таким образом, если не предусмотрены замкнутая система водооборота и утилизация всех компонентов шлама, то мокрые способы газоочистки по существу только переносят загрязнители из газовых выбросов в сточные воды и на землю, т.е. из атмосферы в водоемы или на почву (рельеф местности).

Электростатическая очистка газов служит универсальным средством, пригодным для любых аэрозолей, включая туманы кислот, и при любых размерах частиц. Метод основан на ионизации и зарядке частиц аэрозоля при прохождении газа через электрическое поле высокого напряжения, создаваемое коронирующими электродами (отрицательных). Осаждение частиц происходит на заземленных осадительных электродах (положительных). Промышленные электрофильтры состоят из ряда заземленных пластин или труб, через которые пропускается очищаемый газ.

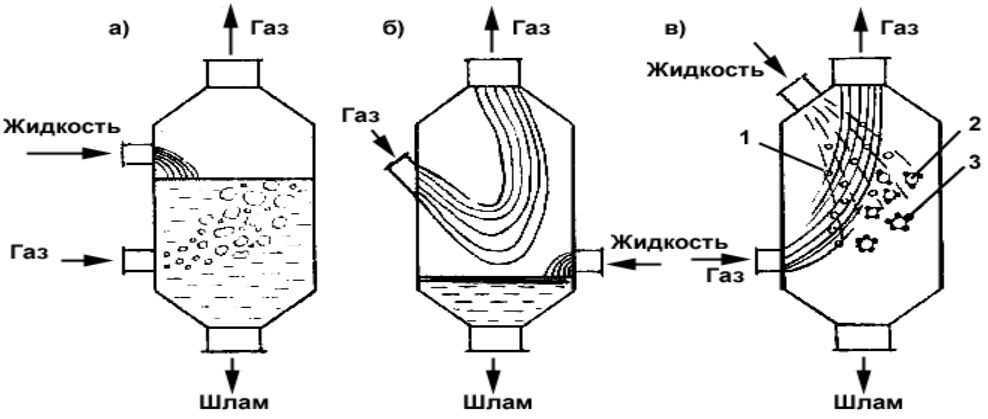


Рисунок 2 – Схемы способов мокрого пылеулавливания

а) в объеме жидкости; б) пленками жидкости; в) распыленной жидкостью; 1 - пузырьки газа; 2 - капля жидкости; 3 - твердые частицы.

Между осадительными электродами подвешены проволочные коронирующие электроды, к которым подводится напряжение 25-100 кВ.

При очистке от пыли сухих газов электрофильтры могут работать в широком диапазоне температур (от 20 до 500 °С) и давлений. Их гидравлическое сопротивление невелико - 100-150 Па. Степень очистки от аэрозолей - выше 90, достигая 99,9% на многопольных электрофильтрах при d > 1 мкм. Недостаток этого метода - большие затраты средств на сооружение и содержание очистных установок и значительный расход энергии на создание электрического поля. Расход электроэнергии на электростатическую очистку - 0,1-0,5 кВт на 1000 м^3 очищаемого газа.

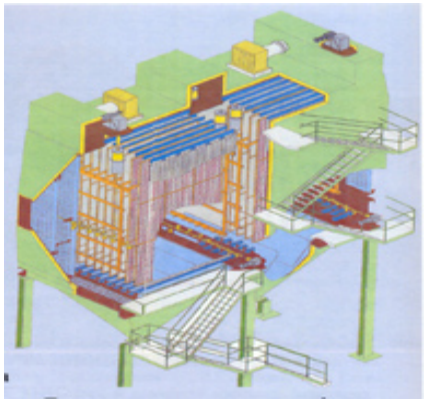


Рисунок 3 – Принципиальная схема электрофильтра

Электрофильтры РИОН-С (рисунок 3) – раздельной ионизации, самоочищающиеся. Предназначены для очистки воздуха от взвешенных в нем микроскопических частиц песка, металлов, золы, сажи, волокон, химикалиев, органических веществ и других видов тонкоизмельченных материалов, а также бактерий, спор плесени, цветочной пыльцы и других микроорганизмов. Размеры улавливаемых частиц лежат в микронном и субмикронном диапазоне, эти аппараты способны очистить воздух от взвешенной в нем пыли на 85–95 % и применяются в воздухоочистительных установках: при охлаждении мощных электрических генераторов; в установках вентиляции и кондиционирования воздуха; в производстве часов, измерительных приборов, фармацевтических, редких элементов, при других точных процессах. РИОН-С – электрические воздухоочистители с раздельными процессами зарядки и осаждения частиц пыли, с самоочищающимися электродами непрерывного действия, несущими на своей поверхности постоянно возобновляемую масляную пленку. Особенностью и основным отличием является разделение процесса электрического пылеулавливания на две зоны: зоны ионизации газа коронным разрядом и зарядки частиц пыли в ионизаторе и зоны улавливания заряженных частиц пыли электрическим полем в осадителе.

Звуковая и ультразвуковая коагуляция, а также предварительная электризация пока мало применяются в промышленности и находятся, в основном, в стадии разработки. Они основаны на укрупнении аэрозольных частиц, облегчающем их улавливание традиционными методами. Аппаратура звуковой коагуляции состоит из генератора звука, коагуляционной камеры и осадителя. Звуковые и ультразвуковые методы применимы для агрегирования (объединения нескольких элементов в единое целое) мелкодисперсных аэрозольных частиц (тумана серной кислоты, сажи) перед их улавливанием другими методами. Начальная концентрация частиц аэрозоля для звуковой коагуляции должна быть не менее 2 г/м^3 (для частиц d = 10 мкм).

Газы в промышленности обычно загрязнены вредными примесями, поэтому очистка широко применяется на заводах и предприятиях для технологических и санитарных (экологических) целей. Промышленные способы очистки газовых выбросов от газо- и парообразных токсичных примесей можно разделить на три основные группы: 1) абсорбция жидкостями; 2) адсорбция твердыми поглотителями; 3) каталитическая очистка.

Абсорбция жидкостями (абсорбенты – вещества – поглотители) применяется в промышленности для извлечения из газов диоксида серы, сероводорода и других сернистых соединений, оксидов азота, паров кислот диоксида и оксида углерода, разнообразных органических соединений (фенол, формальдегид, летучие растворители и др.).

В качестве абсорбентов применяют воду, растворы аммиака, едких и карбонатных щелочей, солей марганца, этаноламины, масла, суспензии гидроксида кальция, оксидов марганца и магния, сульфат магния и др. Очистная аппаратура аналогична уже в рассмотренной аппаратуре мокрого улавливания аэрозолей.

Наиболее распространен насадочный скруббер, применяемый для очистки газов от диоксида серы, сероводорода, хлороводорода, хлора, оксида и диоксида углерода, фенолов и т.д. В насадочных скрубберах скорость массообменных процессов мала из-за малоинтенсивного гидродинамического режима этих реакторов, работающих при скорости газа 0,02 - 0,7 м/с. Объемы аппаратов, поэтому велики и установки громоздки.

Жидкость после процесса абсорбции подвергают регенерации, адсорбируя загрязняющее вещество. Загрязненный газ входит в нижнюю часть башни, а очищенный покидает ее через верхнюю часть, куда при помощи одного или нескольких разбрызгивателей 2 вводят чистый поглотитель. Отработанный раствор отбирают из нижней части башни. Очищенный газ обычно сбрасывают в атмосферу. Химически инертная насадка 1, заполняющая внутреннюю полость колонны, предназначена для увеличения поверхности жидкости, растекающейся по ней в виде пленки. В качестве насадки используют тела разной геометрической формы, имеющие собственную удельную поверхность и сопротивление движению газового потока. Для изготовления насадок используют керамику, фарфор, пластмассы, металлы, которые выбираются исходя из соображений антикоррозийной устойчивости.

Применение абсорбированных методов очистки, как правило, связано с использованием схем, имеющих узлы абсорбции и десорбции. Десорбцию растворенного газа (или регенерацию растворителя) проводят либо за счет снижения общего или парциального давления, либо за счет повышения температуры; могут применяться оба приема одновременно.

В качестве адсорбента или поглотителей применяют вещества, имеющие большую площадь поверхности на единицу массы. Например, удельная поверхность активированных углей $10^5...10^6$ м^2/кг. Их применяют для очистки газов от органических паров, удаления неприятных запахов и газообразных примесей, содержащихся в незначительных количествах в промышленных выбросах, а также летучих растворителей и целого ряда других газов.

В качестве адсорбентов применяют также простые и комплексные оксиды (активированный глинозем, силикагель, активированный оксид алюминия, синтетические цеолиты или молекулярные сита), которые обладают большей селективной способностью, чем активированные угли.

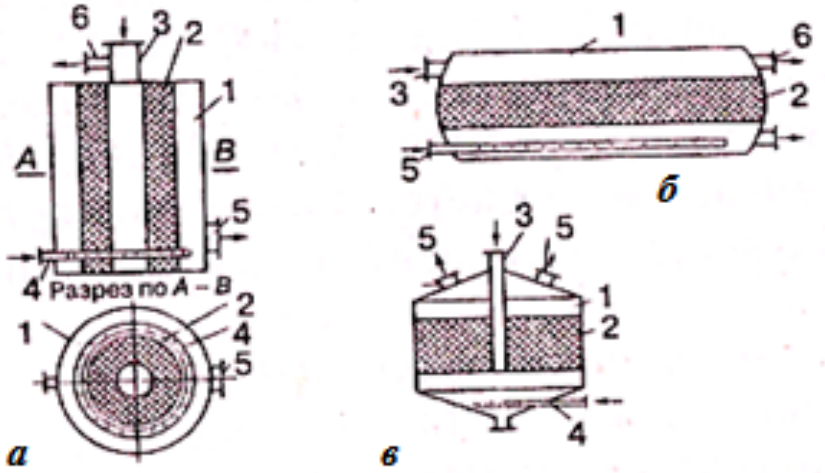


Рисунок 4 – Конструктивные схемы адсорберов
а *– вертикальный;* ***б*** *– горизонтальный;* ***в*** *– кольцевой;*
1 – адсорбер; 2 – слой активированного угля; 3 – центральная труба для подачи паровоздушной смеси при адсорбции; 4 – барботер для подачи острого пара при десорбции;
5 – труба для выхода инертных по отношению к поглотителю газов при адсорбции;
6 – труба для выхода пара при десорбции

Конструктивно адсорберы (рисунок 4) выполняются в виде вертикальных, горизонтальных либо кольцевых емкостей, заполненных пористым адсорбентом, через который фильтруется поток очищаемого газа. Выбор конструкции определяется скоростью газовой смеси, размером частиц адсорбента, требуемой степенью очистки и рядом других факторов.

Адсорбционные методы применяют для различных технологических целей - разделение парогазовых смесей на компоненты с выделением фракций, осушка газов и для санитарной очистки газовых выхлопов. В последнее время адсорбционные методы выходят на первый план как надежное средство защиты атмосферы от токсичных газообразных веществ, обеспечивающее возможность концентрирования и утилизации этих веществ.

Адсорбционные методы основаны на избирательном извлечении из парогазовой смеси определенных компонентов при помощи адсорбентов - твердых высокопористых материалов, обладающих развитой удельной поверхностью $S_{уд}$ ($S_{уд}$ - отношение поверхности к массе, $м^2/г$). Промышленные адсорбенты, чаще всего применяемые в газоочистке, - это активированный уголь, силикагель, алюмогель, природные и синтетические цеолиты (молекулярные сита). Основные требования к промышленным сорбентам - высокая поглотительная способность, избирательность действия (селективность), термическая устойчивость, длительная служба без изменения структуры и свойств поверхности, возможность легкой регенерации. Общие достоинства адсорбционных методов очистки газов: 1) глубокая очистка газов от токсичных примесей; 2) сравнительная легкость регенерации этих примесей с превращением их в товарный продукт или возвратом в производство; таким образом, осуществляется принцип безотходной технологии.

Недостатки большинства адсорбционных установок - периодичность процесса и связанная с этим малая интенсивность реакторов, высокая стоимость периодической регенерации адсорбентов. Каталитические методы очистки газов основаны на реакциях в присутствии твердых катализаторов, т.е. на закономерностях гетерогенного катализа. В результате каталитических реакций примеси, находящиеся в газе, превращаются в другие соединения.

УДК 622.271.326

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАЗДЕЛЬНОГО СПОСОБА ВОЗВЕДЕНИЯ ИСКУССТВЕННОГО ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА

И.Т.Мислибаев[1], Ш.М.Алимов[2]
[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, г.Навои, Узбекистан.
[2]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И. Каримова, г.Алмалык, Узбекистан.

Способы возведения искусственных закладочных массивов различны и зависят как от горно-технических условий разработки, так и от вида исходных закладочных материалов. Технология ведения закладочных работ на горнорудных предприятиях во многом зависит от способа приготовления и транспортировки закладочных смесей. В

известной «Классификации способов приготовления закладочных смесей» отражены три класса: I - обычный, II - полураздельный и III - раздельный [1]. Каждому из этих классов отведена конкретная область применения и дано описание технологии возведения закладочных массивов. В частности, раздельный способ возведения закладочного массива, применению которого в последнее время в России и за рубежом уделяется повышенное внимание, нашел отражение в «Классификации способов приготовления закладочных смесей» исключительно с позиции насыщения инертных материалов, заполняющих выработанное пространство, вяжущим раствором. Насыщение, как гласит «Классификации способов приготовления закладочных смесей», может производиться посредством полива наполнителя вяжущим раствором либо его нагнетания одним из известных способов в пустоты, разделяющие отдельности инертного материала. Отмечается, что первый класс раздельного формирования закладочного массива ограничивается глубиной проникновения вяжущего раствора до глубины не более 0,5 - 0,7 м. [1]

Применительно к камерным системам разработки перспективным может быть использование твердеющей закладки, где в качестве заполнителя используется порода из отвалов и от проходки выработок или очистной выемки. Формирование такого массива производится так называемыми раздельным или полураздельным способами. При этом в одной технологической линии происходит приготовление твердеющей закладки и транспортирование её по трубам до выработанного пространства, а в другой подготовка (дробление породы до необходимой фракции) и транспортирование заполнителя пневматическим, конвейерным или машинным способом. Смешивание материалов выполняют при сбрасывании их в выработанное пространство.

В последнее время на зарубежных рудниках широкое распространение получили закладочные смеси с использованием в качестве инертных заполнителей дробленых пород. На руднике Брансуик (Канада), отрабатывающем полиметаллические руды слоевой и камерной системами разработки, внедрили полуавтоматическую схему закладки выработанного пространства дроблеными породами местного карьера. В соответствии с новым проектом намечено строительство поверхностных комплексов для приготовления твердеющей закладки и подземного смесительного для смешивания раствора с дроблеными породами. С увеличением глубины отработки происходили изменения в применяемых системах разработки. Возрастание горного давления и необходимость увеличения производительности предопределили переход на камерную систему разработки с дифференцированной отработкой камер в восходящем порядке в пределах этажа. После отработки нижней камеры в блоке закладывают выработанное пространство твердеющей смесью и дроблеными породами, после ее затвердевания приступают к отработке следующей по восстанию камеры.

Междукамерные целики отрабатывают с последующей закладкой выработанного пространства породами. Пустые породы для закладки получали от вскрышных пород из специально разрабатываемого базальтового карьера с использованием мобильного внутрикарьерного дробильного комплекса (класс - 150 мм).

Так же, полураздельный способ возведения закладочного массива применялся на свинцово-цинковых месторождениях Польши (60-х годах), на р. Сулливан (Канада), на р. Гавораана (Италия), р. Маунт-Айза (Австралия), р. Блейберг (Австрия) и в Алтын-Топканском руднике. [1]

Возведение искусственного массива раздельным способом закладки выработанного пространства производиться по двум технологическим схемам:

- заполнением выработанного пространства дробленой породой и последующей подачей на неё или инъекцией в пустоты закладочного (связующего) раствора;
- подачей раствора твердеющей закладки в выработанное пространство до образования слоя, высотой позволяющей подать в него сверху щебень, дробленную породу до момента схватывания смеси.

Наиболее распространенным способом раздельного формирования закладочного массива является заполнение выработанного пространства (частями) дробленой породой и последующей подачей на или в неё закладочного (связующего) раствора. Недостатком такого способа возведения породо-бетонного массива является невысокая его устойчивость и прочность из-за низкой проницаемости раствора в породу, которая составляет от 0,5...0,7 м до 1,5...2 м и необходимость предварительного дробления породы. Физико-механические характеристики искусственного массива ухудшаются также вследствие неплотной и неравномерной упаковки кусков породы при их сегрегации во время движения в выработанном пространстве.

В процессе размещения заполнителя происходит его разделение по крупности: более крупные куски распределяются по периферии отсыпаемого конуса, где формируется зона с повышенной пустотностью материала. В этой же зоне концентрируется избыточный вяжущий раствор. Если раствор имеет излишне высокую плотность, он не полностью покрывает поверхность заполнителя, медленно растекается по камере и накапливается вблизи пункта его подачи. В результате формируется искусственный массив с весьма неравномерной прочностью, которая уменьшается от точки подачи материала к противоположной стороне камеры, где заполнитель оказывается вообще несцементированным. Увеличение удельного расхода раствора малоэффективно, вызывает перерасход вяжущего. Применение вяжущего раствора небольшой плотности также снижает качество искусственного массива. Такой раствор покрывает заполнитель лишь в отдельных участках, что снижает прочность цементированных контактов или исключает их формирование. Раствор интенсивно растекается в камере и концентрируется в нижних слоях заполнителя, где отмечается его избыток, а верхние слои оказываются несцементированными.

Таким образом, анализ существующей инъекционной технологии возведения закладочного массива раздельным способом показал, что низкая проницаемость раствора в заполнитель и необходимость частичного дробления применяемой для этого породы, снижает прочность искусственного массива и удорожает стоимость закладки.

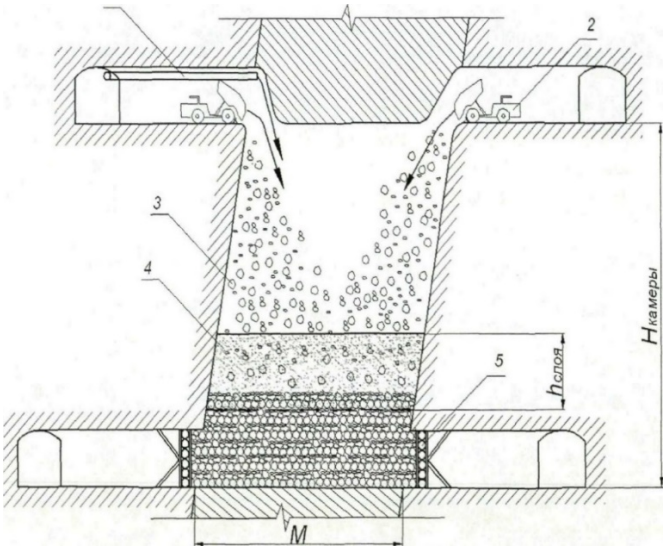
В практике имеются отдельные попытки применения породо-бетонной закладки, когда породу подавали в твердеющую закладку в качестве заполнителя (Учалинский рудник, Риддерский рудник, ОАО «ППГХО» и др.) [2].

Однако образование искусственного массива не отличалось высокой прочностью в связи с неплотной упаковкой заполнителя. Имеется способ формирования закладки Г.В. Варсановой и А.П. Варсанова (авторское свидетельство № 1469184,1989 г.), предусматривающий подачу щебня или дробленой породы в твердеющий раствор для получения прочного массива. Недостаток известного способа - высокие затраты, связанные с дополнительным дроблением породы до необходимых размеров.

Нами предлагается способ, сущность которого заключается в следующем (рисунок 1). Вначале в отработанную камеру заливается слой твердеющей закладки. Затем в него подается заполнитель - породы с естественным гранулометрическим составом, образующимся при отбойке. Куски породы неодинаковые по размеру и форме перемещаются в твердеющей закладке с различной скоростью движения. В результате чего происходит их сегрегация, т.е. упорядоченное разделение по крупности. При этом крупные куски находятся внизу, а более мелкие заполняют верхний слой. Таким образом, за счет обволакивания кусков породы твердеющим раствором и укладки заполнителя в более плотную структуру формируется прочный искусственный массив.

Опыт применения раздельного способа закладки показывает, что прочностные свойства возводимого массива зависят от проникновения вяжущего, обволакивания им заполнителя, и структуры распределения в массиве кускового закладочного материала. Предлагаемый нами способ возведения породобетонной закладки отличается от известных следующим:

- отсутствием предварительного дробления используемого заполнителя;
- регулированием плотности упаковки инертного заполнителя, путем изменения скорости (времени) движения различных по форме и размерам кусков породы в расчетной плотности твердеющей смеси, а также воздействия на него динамических колебаний возникающих при входе в раствор кусков породы;
- определением высоты заполнения слоя раствора, объемом подаваемой пустой породы, временем схватывания раствора и условием регулирования плотности упаковки инертного заполнителя в закладываемом массиве.



1 - закладочный трубопровод; 2 - транспортная машина; 3 - куски породы;
4 - слой раствора твердеющей закладки; 5 - закладочная перемычка
Рисунок 1 – Принципиальная схема раздельного способа формирования породобетонной закладки

Применение такого способа раздельной закладки позволяет сформировать более прочный и устойчивый искусственный массив, так как при этом происходит перемешивание и обволакивание кусков породы вяжущим. Образуется более плотная структура закладываемого массива, за счет регулирования распределения кусков заполнителя в литой твердеющей смеси.

Предлагаемая технология производства породо-бетонной закладки позволит уменьшить стоимость закладочных работ за счет снижения расходов на литую твердеющую закладку и исключения транспортирование породы на поверхность, а также сделать рентабельной отработку бедных и средней ценности руд высокопроизводительными камерными системами разработки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Кравченко В.П., Куликов В.В. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1994. — 99 с.

2 Дьяковский В.Б., Светляков К.Н., Солдатова О.М., Попова Э.М. Совершенствование закладочных работ в новых экономических условиях // Горн, журнал. - 2000. - №1. - С. 26-28.

3 Медведев В.В. Основные факторы, определяющие прочность породобетонной закладки при формировании её полураздельным способом. / В.В. Медведев, В.М. Лизункин // Четвертая научно-техническая конференция Горного института (материалы конференции), часть 3. - Чита, ЧитГТУ, 2003. - С. 60-63.
Код МРНТИ 52.13.17

ОПТИМИЗАЦИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЦИФРОВЫХ ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ

Д.Д. Магавьянов
Казахский Национальный Исследовательский Технический Университет им. К.И. Сатпаева, г.Алматы, Казахстан

Статья рассматривает методы и технологии оптимизации буровзрывных работ на открытых рудниках с целью сохранения устойчивости бортов, обеспечения равномерной фрагментации и снижения себестоимости процессов добычи. Особое внимание уделяется факторам, влияющим на blastability – способность горных пород к разрушению под воздействием взрыва. Методы оптимизации включают использование инновационных технологий, инженерно-геологическое моделирование, и контроль качества. Эффективное управление буровзрывными работами позволяет повысить эффективность добычи, сократить затраты и обеспечить безопасность в горнодобывающей промышленности.
Ключевые слова: Буровзрывные работы, Blastability index, геотехническая модель, геотетехнические домены, щелевое взрывание.

Применение цифровых технологий в горном производстве улучшает эффективность проектирования буровзрывных работ. С использованием цифровой геомеханической модели удается адаптировать параметры к изменению горнотехнических и горно-геологических условий на различных участках месторождения, называемых доменами. Обоснование оптимальных параметров буровзрывных работ способствуют снижению затрат, не оказывая негативного влияния на результаты буровзрывных работ. В комплексе с щелевым взрыванием (pre-split), повышающим устойчивость бортов и общую безопасность эксплуатации месторождения, данный комплекс мер повышает рентабельность производства.

В этой связи определение оптимальных параметров БВР с делением на геомеханические домены представляет собой важную научную задачу

Для примера разделения на домены взято месторождение Актогай. Модель геомеханических доменов (blastability index) состоит из 12 зон разделенных по типам руд.

Таблица 1 – Пояснение к карте доменов

Домен	Тип породы	Окисление	Борт
Domain 01	All Rocks	OXIDE	SE
Domain 02	VOLC-03 / VOLC-01	SULPHIDE	SE
Domain 03	DIO-02	SULPHIDE	SE
Domain 04	DIO-01	SULPHIDE	SW
Domain 05	DIO-02	SULPHIDE	N&W
Domain 06	VOLC-02	SULPHIDE	S&W
Domain 07	DIO-01	SULPHIDE	N&E
Domain 08	VOLC-01	SULPHIDE	N&W
Domain 09	GDIO	SULPHIDE	E
Domain 10	VOLC-01	SULPHIDE	E
Domain 11	VOLC-02	SULPHIDE	W
Domain 12	GDIO	SULPHIDE	W

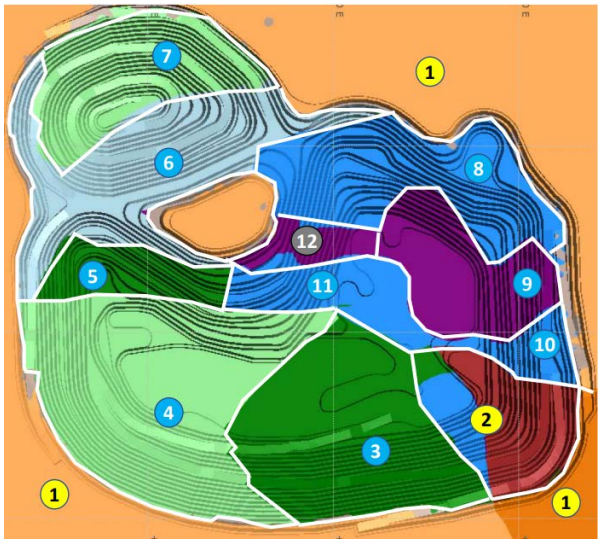


Рисунок 1 – Карта геомеханических доменов

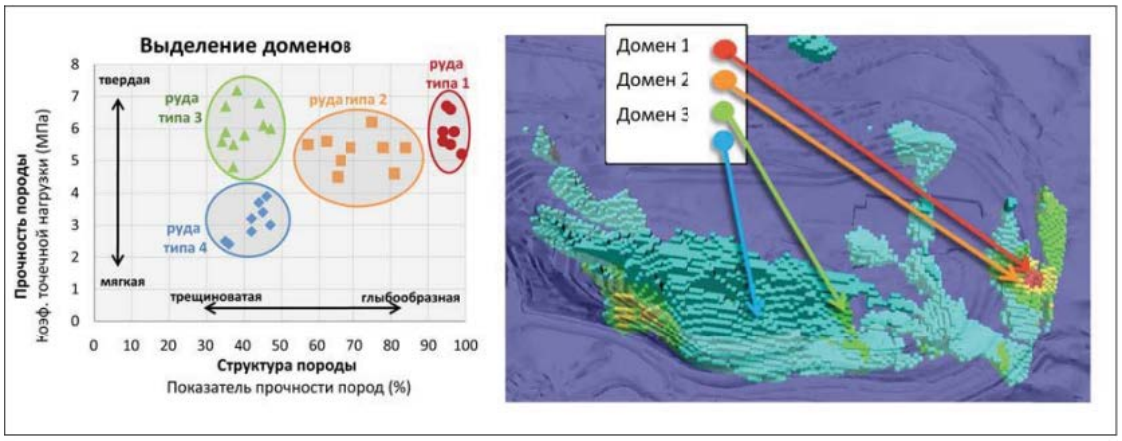


Рисунок 2 – Пример определения доменов и картирования

После лабораторных исследований каждого типа руд можно определить рассчитать и разделить эти материалы по факторам влияющим на параметры БВР. Расчёт по методу Lilly’s blastability index (1986):

Коэффициент твёрдости:

$$H\ rating = UCS + 23.7/47.6 \quad (1)$$

где UCS- Прочность на одноосное сжатие, H- твёрдость по шкале Мооса.

Коэффициент влияния удельного веса:

$$SGI\ RATING = (25*SGI)-50 \quad (2)$$

где SGI- удельный вес

Индекс взрываемости:

$$BI = 0.5 \times (RMD+JPS+JPO+SGI+H) \quad (3)$$

где RMD- описание массива горных пород; JPS- расстояние между трещинами в массиве, JPO- коэффициент угла падения трещин.

Коэффициент расхода ВВ:

$$CE = BI * 0.004 \quad (4)$$

Удельный расход ВВ:

$$Powder\ Factor\ (kg/t) = CE*\text{плотность пород} \quad (5)$$

Энергетический фактор:

$$FE = BI * 0.015 \quad (5)$$

Для упрощения отображение расчётов, данные были сведены в таблицу и домены были сгруппированы по взрываемости.

Таблица 2 – Результат расчёта факторов влияющих на БВР

DOMAIN	ROCK TYPE	WEATH-ERING	WALL	RMD DESCRIPTION	JPS DESCRIPTION	JPO DESCRIPTION	UCS (MPa)	UCS DESCRIPTION	SG1 (t/m3)	BI	Powder Factor (CE)	Powder factor kg/m3	Energy Factor (FE)
Domain 01	All Rocks	OXIDE	SE	friable, powdery	closely spaced	dip out of face	3	very weak	2.5	32	0.13	0.32	0.47
Domain 02	VOLC-03 / VOLC-01	SULPHIDE	SE	friable, powdery	closely spaced	dip out of face	15	weak	2.61	33	0.13	0.35	0.5
Domain 03	DIO-02	SULPHIDE	S	blocky	moderately spaced	dip out of face	40	medium strong	2.61	38	0.15	0.40	0.57
Domain 04	DIO-01	SULPHIDE	SW	blocky	moderately spaced	dip out of face	55	strong	2.61	38	0.15	0.40	0.58
Domain 05	DIO-02	SULPHIDE	N & W	blocky	moderately spaced	dip out of face	40	medium strong	2.59	38	0.15	0.40	0.57
Domain 06	VOLC-02	SULPHIDE	S & W	very blocky	closely spaced	dip out of face	15	weak	2.61	38	0.15	0.40	0.57
Domain 07	DIO-01	SULPHIDE	N & E	blocky	moderately spaced	dip out of face	55	strong	2.6	38	0.15	0.40	0.57
Domain 08	VOLC-01	SULPHIDE	N & W	very blocky	closely spaced	dip out of face	20	weak	2.66	39	0.15	0.41	0.58
Domain 09	GDIO	SULPHIDE	E	blocky	moderately spaced	dip out of face	60	strong	2.64	39	0.16	0.41	0.58
Domain 10	VOLC-01	SULPHIDE	E	very blocky	closely spaced	dip out of face	20	weak	2.61	38	0.15	0.40	0.57
Domain 11	VOLC-02	SULPHIDE	W	very blocky	closely spaced	dip out of face	15	weak	2.66	39	0.15	0.41	0.58
Domain 12	GDIO	SULPHIDE	W	very blocky	moderately spaced	dip into face	60	strong	2.6	53	0.21	0.57	0.73

где Домены 1 и 2 (жёлтый цвет) отнесены к первой зоне взрываемости, домены с 3 по 11 ко второй зоне и домен 12 к третьей.

Как видно из данной таблицы, мы получаем значительное снижение себестоимости в I геотехнической зоне и незначительный прирост во второй, но необходимо так же учитывать качество дробления материала и проработку подошвы. Мы видим увеличение фрагментации руды в первых двух зонах, но также соблюдение плановых показателей в третьей. С учетом того, что на руднике Актогай используется схема без дробления окисленной руды, которая и залегает в третьей геотехнической зоне, соблюдение качества дробления во время БВР и снижение себестоимости БВР ведет нас к положительному заключению результатов опытно-промышленных испытаний.

Таблица 3 – Сводная таблица себестоимости буро-взрывных работ в разных геотехнических зонах в сравнении с проектными показателями.

Sulphide Fragmentation Model

Aktogay Pit		Production Patterns			
		BI Zone 1	BI Zone 2	BI Zone 3	Current Design
Rock Density	(t/m³)	2.65	2.65	2.65	2.65
Hole Diameter (D)	(mm)	203	203	203	203
Explosives Density	(g/cc)	1.20	1.20	1.20	1.20
Explosive Mass/Metre	(kg/m)	38.8	38.8	38.8	38.8
Bench Height (H)	(m)	10	10	10	10
Subdrill (U)	(m)	1	1	1	1
Hole Length (L)	(m)	11	11	11	11
Stem Length (J)	(m)	5	5	5	5
Burden (B)	(m)	**6.9**	**6.6**	**6.2**	**6**
Spacing (S)	(m)	**8.1**	**7.7**	**7.2**	**7**
Total Charge Weight (W)	(kg)	233	233	233	233
Tonnes	(t)	1472	1347	1188	1113
Powder Factor (K)	(kg/m³)	**0.42**	**0.46**	**0.52**	**0.55**
Powder Factor	(kg/t)	**0.16**	**0.17**	**0.20**	**0.21**
Mean Size (X_{50})	(mm)	244	205	194	195
Uniformity Coefficient (n)		1.33	1.35	1.37	1.38
Critical Size (X_c)	(mm)	322	269	254	255
% Oversize	**>1000mm**	**1.1**	**0.3**	**0.1**	**0.1**
Cost					
Drilling	$7.42/m	$81.62	$144.66	$81.62	$81.62
Booster	$3.85/hole	$3.85	$3.85	$3.85	$3.85
Downhole Initiation	$4.17/hole	$4.17	$4.17	$4.17	$4.17
Surface Initiation	$2.27/hole	$0.23	$0.23	$0.23	$0.23
Bulk Explosives	$0.55/kg	$127.00	$127.00	$127.00	$127.00
Drill & Blast Cost	**($/t)**	**0.15**	**0.21**	**0.18**	**$0.19**

Далее после разделения на геотехнические зоны по взрываемости и появления запаса по плановой себестоимости, были проведены опытные взрывы с применением системы инициирования ikon.

Таблица 4 – Технические характеристики системы инициирования ikon.

Продукт		Детонатор i-kon™ III
Максимальное замедление (мс)		30.000
Программируемость (мс)		± 1
Точность, как коэффициент изменчивости (%)		0.005
Сопротивление гидростатическому давлению (бар/день)		10 / 7
Длина и диаметр гильзы (мм)		89 x 7.6
Материал гильзы		Биметаллическая (Сплав Al и Cu)
Основной заряд: ТЭН или пентолит (мг)		780
Инициирующий заряд: азид свинца (мг)		120
Мощность		Соотв. дет. №3
Проводник: сталь (мм)	RX Extreme	0.6 0.6
Диаметр изоляции (мм)	RX Extreme	1.8 3.9
Прочность провода на разрыв (N)	RX Extreme	250 500
Материал изоляции	RX Extreme	TPU TPU
Цвет проводов	RX Extreme	Red Purple
Цвет коннектора	RX Extreme	Blue Green
Коннектор	Материал Разъемы	PE латунь

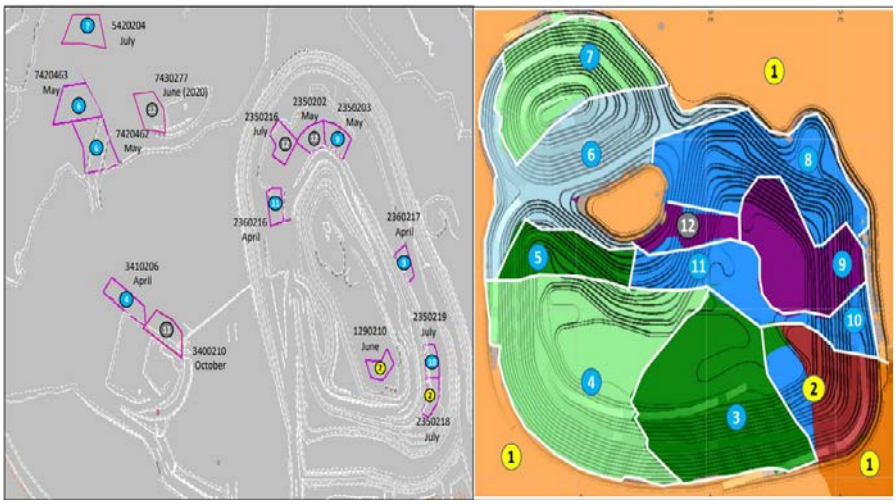


Рисунок 2- План экспериментальных блоков

Таблица 5 – Результаты взрывов с системой инициирования ikon

Parameters	Unit	BL Zone 1			BL Zone 2			BL Zone 3		
		Stage 1 - 1300222-ikon			Stage 2 - 2360205-ikon			Stage 2 - 2360203-ikon		
		1300220			2360211			2360212		
		Exel	I-kon	Variance, %	Exel	I-kon	Variance, %	Exel	I-kon	Variance, %
Tonnes Blasted	t	70,119	75,043		362,374	154,331		196,301	223,179	
Meters Drilled	m	775	754		3,709	1,589		1,757	2,156	
Number of Holes	#	49	53		260	130		159	167	
Fortis	kg	10,191	10,715		55,416	24,704		35,100	33,211	
Grid	m	6,9 x 8,1	7,1x 8,3	-3%	6,6 x 7,7	6,8x 7,9	-3%	6,2 x 7,2	6,4x 7,4	-3%
Powder factor	kg/m3	0.39	0.38	-2%	0.41	0.42	4%	0.47	0.39	-20%
P80	mm	111	76	-46%	83	95	13%	150	92	-63%
Critical Size	mm	1526	1415	-8%	2445	1105	-121%	1856	1996	7%
Max % oversize	%	0.10	0.01	-900%	0.10	0.02	-400%	0.40	0.10	-300%
Drilling Cost	$	5,739	5,587		27,481	11,774		13,018	15,976	
Bulk Explosives Cost	$	5,558	5,844		30,225	13,474		19,144	18,114	
Primers	$	189	204		1,001	500		612	643	
Downline Det	$	204			1,084			663		
Surface Det	$				70			70		
Lead in Line/i-kon wire	$		168			168			335	
i-kon 15 m	$		279						21	
i-kon 20 m	$		452			2,939			3,798	
Total Blasting Cost	$	11,690	12,534		59,861	28,855		33,507	38,887	
Unit Blasting Cost	**$/t**	**0.17**	**0.17**	0%	**0.17**	**0.19**	12%	**0.17**	**0.17**	2%
		Stage 2 - 2360214-ikon			Stage 2 - 2350214-ikon			Stage 2 - 2350201-ikon		
		2360213			2360211			2350212		
Tonnes Blasted	t	413,958	185,418		362,374	223,695		196,301	113,690	
Meters Drilled	m	3,404	1,497		3,709	2,463		1,757	1,092	
Number of Holes	#	301	134		260	161		159	90	
Fortis	kg	63,240	27,740		55,416	29,366		35,100	16,230	
Grid	m	6,9 x 8,1	7,4 x 8,5	-6%	6,6 x 7,7	7,0x 8,1	-6%	6,2 x 7,2	6,5x 7,7	-6%
Powder factor	kg/m3	0.40	0.40	-2%	0.41	0.35	-16%	0.47	0.38	-25%
P80	mm	136	192	29%	83	134	38%	150	202	26%
Critical Size	mm	1451	1027	-41%	1103	1645	33%	1856	1840	-1%
Max % oversize	%	0.10	0.01	-900%	0.00	0.10	100%	0.40	0.60	33%
Drilling Cost	$	25,224	11,091		27,481	18,251		13,018	8,092	
Bulk Explosives Cost	$	34,492	15,130		30,225	16,017		19,144	8,852	
Primers	$	1,159	516		1,001	620		612	346	
Downline Det	$	1,255			1,084			663		
Surface Det	$	68			70			70		
Lead in Line/i-kon wire	$		251			335			168	
i-kon 15 m	$									
i-kon 20 m	$		3,029			3,640			2,035	
Total Blasting Cost	$	62,197	30,017		59,861	38,862		33,507	19,492	
Unit Blasting Cost	**$/t**	**0.15**	**0.16**	7%	**0.17**	**0.17**	5%	**0.17**	**0.17**	0%

Система ikon, позволила компенсировать нивелировать минусы коррекции расстояния между скважинами и рядами скважин, что в комплексе, помимо повышения качества взрыва снизила себестоимость проведения буровзрывных работ.

После проведения испытаний, можно сделать вывод, что цель испытаний была достигнута. Затраты на бурение в зоне испытаний удалось снизить более чем на 20% за счёт увеличения расстояния между скважинам. Снижены расходы на заряжание скважин за счёт снижения расхода ВВ. При этом сохранилось качество заоткосных работ и скорость постановки борта в финальное положение. В целом за счёт больших площадей первой и второй зоны данное решение окажет благоприятное влияние на финансовую эффективность бизнеса наряду со снижением негативного влияния на экологию.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 A. Bye. (2006). The strategic and tactical value of a 3D geotechnical model for mining optimization, Anglo Platinum, Sandsloot open pit.

2 CUNNINGHAM, V.B. The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting. Proc. 1st intern. Symposium on rock fragmentation by blasting, Lulea, Sweden. 1986. pp. 439–52

3 Диас, Р., Мамани, Н, Валери, В., Янкович, А., Валле, Р., и Даффи, К., 2015 г. Диагностирование технологического процесса, его лечение и оздоровление для увеличения производительности в Голдфилдз Серро Корона, Труды конференции по мельницам ПСИ, 2015 г., Ванкувер, Канада.

4 Amankwah, H., Larsson, T., Textorius, B. (2014). A maximum flow

5 formulation of a multi-period open-pit mining problem. Operational

6 Research, (14), 1-10.
7 Даффи, К, Валерий, В., Янкович, А и Холтам, П., 2015 г. Ресурсоэффективные технологии добычи завтрашнего дня, Труды конференции горнодобывающей отрасли, Сидней, Австралия, 4–6 ноября.
8 Tabesh, M., Askari-Nasab, H. (2011). Two-stage clustering algorithm for
9 block aggregation in open pit mines. Mining Technology, (120), 158–169.
10 Zhang, M. (2006). Combining genetic algorithms and topological sort to optimize open-pit mine plans. Proceedings of the 15th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection (MPES). Cardu, M., Ciccu, R., Lovera, E., and Michelotti, E. (eds.). FIORDO S.r.l. Torino, Italy, 1234–1239.
11 Kuzmenko, S., Kaluzhnyi, Ye., Moldabayev, S., Adamchuk, A., Toktarov, A. (2019). Optimization of position of the cyclical-and-continuous method complexes when cleaning-up the deep iron ore quarries. Mining of Mineral Deposits, (13), 104-112.
12 Moldabayev, S., Sultanbekova, Z., Toktarov, A. (2017). Management reserves of mining operations mode in open pit mining of steeply dipping mineral occurences. International Multidisciplinary Scientific GeoConference Surveying Geology and Mining Ecology Management, SGEM, (17), 519-528.

Код УДК 622

РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА

Р.Л. Кожанбаев
Казахский национальный исследовательский технический университет имени К. И. Сатпаева, Алматы, Казахстан.

Измерение коэффициента запаса устойчивости бортов карьеров необходимо для оценки и контроля состояния и безопасности работы карьеров. Этот показатель позволяет определить, насколько устойчивы борта карьеров к различным воздействиям (например, нагрузкам, климатическим условиям, динамическим нагрузкам). Он также помогает предотвратить опасные ситуации и аварии на карьерах, что важно для обеспечения безопасности работников и предотвращения возможных ущербов для окружающей среды.

Ключевые слова: коэффициент запаса устойчивости; призма возможного обрушения борта карьера (откоса, уступа, отвала); угол внутреннего трения горных пород угол естественного откоса; удельное сцепление.

Определение запаса устойчивости борта карьера

При решении задач по оценке устойчивости откосов бортов карьеров вопрос выбора рациональной конструкции борта наиболее тесно связан с условиями устойчивости горного массива. Степень устойчивости бортов карьеров характеризует безопасность работ, технологию отработки месторождения, предельные углы наклона бортов.

Оценка устойчивости откосов проектируемого карьера произведена с помощью специализированного программного обеспечения Geo Stab. Программа предназначена для расчета устойчивости откосов и склонов в условиях сложного геологического строения грунтового массива. Расчет коэффициента запаса устойчивости выполнялся для призм с круглоцилиндрической поверхностью скольжения методом касательных сил. Основой оценки устойчивости массивов служит сопоставление их действительного расчетного напряженного состояния с предельно возможным.

Метод касательных сил

Метод целесообразно использовать при определении коэффициента устойчивости массива грунта, сползающего по фиксированной плоской поверхности скольжения. В противном случае метод нельзя считать математически строгим, т.к. складываются разнонаправленные силы. Метод не предполагает взаимодействия между отсеками и обеспечивает выполнение суммарного уравнения равновесия в проекции на направление скольжения, а также уравнения равновесия в каждом отсеке в проекции на нормаль к основанию.

С учетом структурно-тектонического строения породного массива месторождения для расчета устойчивости приняты борта карьера 1 в районе разведочной линии -VII и северные борта карьера 2 по разведочным линиям XVIII и XXVIII. Данные разрезы пересекают карьеры с севера на юг в их центральных и фланговых частях и позволяют оценить устойчивость бортов на предельную глубину. В связи с тем, что геотехнические исследования на полную глубину карьерного поля не проводились, физико-механические свойства слагающих борта пород, из открытых источников физико-механических свойств горных пород.

Таблица 1 – Физико-механические характеристики грунтов

№ ИГЭ	Наименование грунта	γ, кН/м³	c, кПа	φ, град	γ_{sat}, кН/м³
1	Песчаники, конгломераты	25.0	3600.0	37.0	0.0
2	Туфы	24.5	4290.0	37.0	0.0
3	Риолиты	26.5	800.0	34.0	0.0
4	Гранит-гранодиорит	25.5	1480.0	36.0	0.0

Результаты расчетов коэффициентов запасов устойчивости в настоящем Плане носят предварительный характер. Для определения окончательных конструктивных параметров карьеров необходимо в ближайший период провести геомеханические (геотехнические) исследования.

По результатам расчетов значения коэффициентов запаса устойчивости для карьера 1: северного борта в районе профиля -VII составило 2,194 для южного – 1.400.

Для карьера 2: разведочная линия XVIII – значение КЗУ составило 2,6, разведочная линия XXVIII – значение КЗУ составило 2,8.

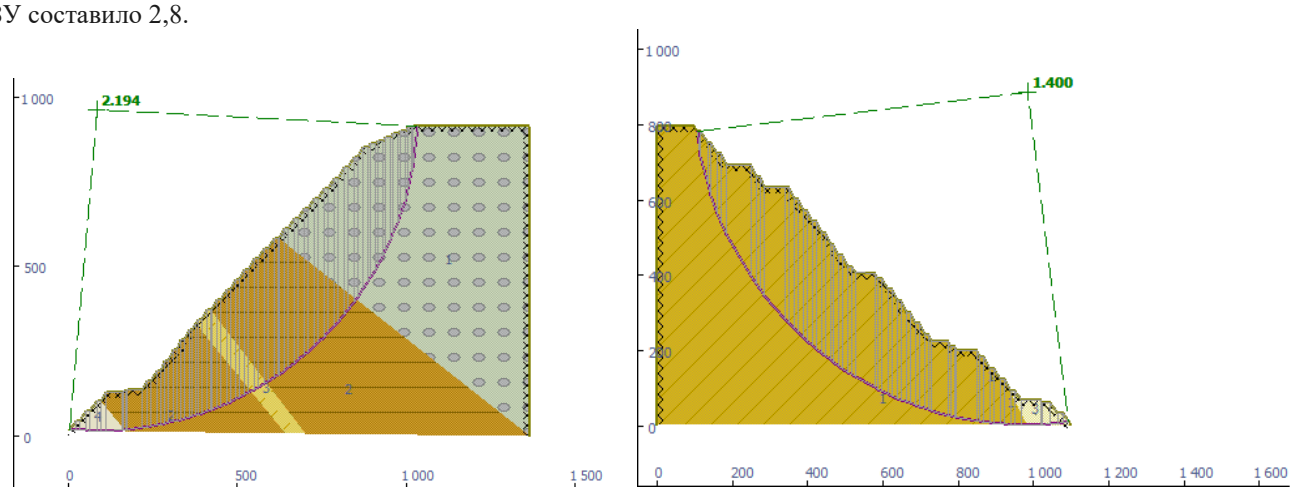


Рисунок 1 – Графическое изображение результатов расчета КЗУ для северного борта по профилю РЛ -VII

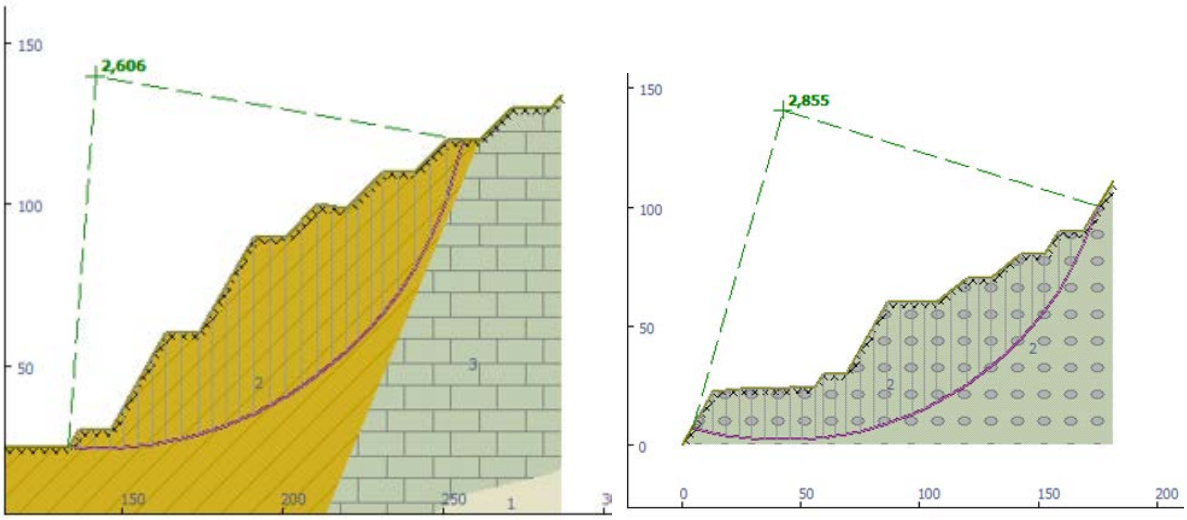


Рисунок 2 – Графическое изображение результатов расчета для южного борта по профилю–XVIII

Параметры расчета:

Тип поверхности скольжения: кругло-цилиндрическая

Координаты центра поверхности скольжения:

Xc = 86.06 м, Yc = 964.30 м

Радиус поверхности скольжения:

R = 949.81 м

Сейсмичность района составляет 8 баллов

Допустимый коэффициент устойчивости = 2.00

Результаты расчета:

Метод расчета: Метод касательных сил

Коэффициент устойчивости: 2.194

Площадь призмы: 286116.97 м²

Число элементарных призм: 30

Наряду с мероприятиями по поддержанию массива рекомендуется использование мониторинга устойчивости бортов карьеров с использованием георадарных станций типа IBIS-ArcSAR или аналогичных. Стационарно установленные георадарные станции позволяют наблюдать за деформациями уступов карьеров и бортов карьеров в режиме реального времени и фиксировать изменения и деформации.

Обработка и анализ данных радарных наблюдений происходят в ПО IBIS Guardian. Благодаря возможностям ПО с помощью георадара можно не только отслеживать смещение бортов карьера, но и с высокой достоверностью спрогнозировать дату, когда произойдёт обвал.

Таблица 2 – Базовые силовые факторы отсеков призмы

i	-	порядковый номер отсека (нумерация с ноля)
G_i	кН/м	вес i-го отсека. $G_i = A_i * \gamma_i$
T_i	кН/м	касательная проекция равнодействующей активных сил к основанию i-го отсека. В простейшем случае $T_i = G_i * \sin(\alpha_i)$
N_i	кН/м	проекция равнодействующей активных сил на нормаль к основанию i-го отсека. В простейшем случае $N_i = G_i * \cos(\alpha_i)$
S_i	кН/м	нормальная реакция основания i-го отсека. В простейшем случае при отсутствии армирующих элементов и сил взаимодействия между отсеками $S_i=-N_i$
$N_i*tg\varphi_i$	кН/м	величина условной осредненной силы трения по основанию i-го отсека
c_i*l_i	кН/м	величина силы сцепления по основанию i-го отсека
$N_i*tg\varphi_i + c_i*l_i$	кН/м	касательная реакция основания i-го отсека. Это предельная величина силы сопротивления сдвигу грунта по поверхности скольжения i-го отсека без учета влияния армирующих элементов.

Таблица расчета коэффициента устойчивости.

Таблица 3 – Метод касательных сил

i	$T_{акт\ i}$, кН/м	$T_{реакт\ i\ тр./сцепл.}$, кН/м	$T_{реакт\ i\ арм.}$, кН/м	$T_{реакт\ i}$, кН/м	$\Delta E_{оп i}$, кН/м	$E_{оп i}$, кН/м
76	23773.7	449683.7	0.0	449683.7	-397514.4	-397514.4
75	6591.5	39019.7	0.0	39019.7	-24555.2	-422069.6
74	48719.7	202520.7	0.0	202520.7	-95609.2	-517678.8
73	50104.9	144076.8	0.0	144076.8	-34125.6	-551804.3
72	68917.5	156637.6	0.0	156637.6	-5403.7	-557208.1
71	63956.4	122800.0	0.0	122800.0	17547.1	-539661.0
70	81964.5	139193.9	0.0	139193.9	40670.5	-498990.5
69	73476.3	113608.9	0.0	113608.9	47628.8	-451361.7
68	91572.9	131819.1	0.0	131819.1	69130.1	-382231.6
67	80013.9	108950.7	0.0	108950.7	66633.3	-315598.3
66	99358.1	129597.6	0.0	129597.6	88435.6	-227162.8
65	85255.3	107551.9	0.0	107551.9	79533.9	-147628.9
64	104800.4	128909.5	0.0	128909.5	101066.6	-46562.3
63	89162.1	107612.6	0.0	107612.6	88046.4	41484.0
62	108818.6	129570.0	0.0	129570.0	109223.6	150707.7
61	156764.1	186715.4	0.0	186715.4	157290.7	307998.4
60	108104.0	138665.0	0.0	138665.0	98560.5	406558.9
59	154525.3	206270.2	0.0	206270.2	132823.1	539382.0
58	105825.8	142657.9	0.0	142657.9	89568.1	628950.2
Итого:	4363187.0	9574659.6	0.0	9574659.6	0.0	

i	-	порядковый номер отсека (нумерация с ноля)
$T_{акт\ i}$	кН/м	касательная проекция к основанию i-го отсека равнодействующей внешних сил.
$T_{реакт\ i\ тр./сцепл.}$	кН/м	касательная проекция равнодействующей сил трения и сцепления i-го отсека
$T_{реакт\ i\ арм.}$	кН/м	касательная проекция равнодействующей сил от армирующих элементов i-го отсека.
$T_{реакт\ i}$	кН/м	касательная проекция всех реактивных сил i-го отсека
$\Delta E_{оп i}$	кН/м	изменение оползневого давления в пределах i-го отсека $\Delta E_{оп\ i} = K_{зап}*T_{акт\ i} - T_{реакт\ i}$
$E_{оп i}$	кН/м	оползневое давление i-го отсека. $E_{оп i} = \sum \Delta E_{оп k}$

$Ky = \Sigma T_{реакт\ i} / \Sigma T_{акт\ i}$
$Ky = 9574659.6 / 4363187.0 = 2.194$

Вывод

Результаты проведенной работы показали, что коэффициент запаса устойчивости составил 1,299 при норме 1,1, что соответствует всем нормам безопасности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Амиралин К.А. Определение возможной ширины призмы обрушения на автомобильных отвалах. Вопросы маркшейдерского дела на открытых разработках, ч. 1. Белгород, 1971;

2 Анализ устойчивости карьеров во всем мире. Горнорудная промышленность. М., ВИНИТИ. Экспресс-информация, 1977;

3 Астафьев Ю.П., Попов Р.В., Николашкин Ю.М. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. Киев: Вища школа, 1986;

4 Афанасьев Б.Г. Методика расчета устойчивости откосов с крутопадающей слоистостью. Л.: ВНИМИ 1982

Код МРНТИ 52.12.21

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ВОДОУСТОЙЧИВОГО ВВ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ НЕФТЕПРОДУКТА.

А. С. Турдалиева, Г.Н. Асылханова
Satbaev University, г. Алматы, Казахстан

Республика Казахстан занимает одно из ведущих позиции по добыче полезных ископаемых на постсоветском пространстве. С потреблением взрывчатых веществ 25.000тонн в месяц, из них 12.000тонн эмульсионно-содержащие. Немаловажно отметить, что компания ТОО «НПП «Интеррин» изготавливает 5.000тонн промышленных взрывчатых веществ по собственным технологиям. По 5.000тонн применяют иностранные компании такие как Orica (Австралия) и Maxam (Испания), остальной объем ВВ производится на горно-обогатительных комбинатах.

Основу промышленных взрывчатых веществ составляет эмульсионные и гранулированные ВВ. Эмульсионные ВВ применяются для обводнённых скважин двух видов: патронированные и наливные, патронированные -для ручного заряжания, наливные -для механизированного заряжания.

Гранулированные ВВ в основном применяются для сухих скважин и для подземных взрывных работ. Например, такие как Гранулит А6.

Все применяемые промышленные ВВ, как гранулированные, так эмульсионные ВВ имеют в своем составе продукты нефтепереработки-дизельное топливо или минеральные масла.

В последнее время всё более актуальным становится вопрос по внедрению и освоению так называемых зелёных или энергосберегающих технологии, в основном внедряемых в таких сферах, как энергетика и машиностроение. К примеру, европейские страны поставили для себя задачу к 2027году полностью закрыть производство легковых дизельных автомобилей. Очевидно, что данное направление так или иначе коснется и сферы горнодобывающей промышленности. Особенно, изготовление взрывчатых веществ, при производстве которых используется 2000тонн нефтепродуктов в месяц. На основании чего, есть информация, что зарубежные компании уже начали разработку промышленных взрывчатых веществ без применения нефтепродуктов. Учитывая тот факт, что данные компании работают на рынке Казахстана со временем начнут внедрять эти технологии. Во избежание создании жесткой конкуренции нам необходимо подготовится, что на рынке Казахстана могут появиться подобные эмульсионные взрывчатые вещества. Считаю необходимым разработать отечественный состав водомасляной эмульсии, не содержащий нефтепродуктов, соответствующий требованиям для данного вида ВВ.

Отечественные разработки в свою очередь в основном сводятся к уходу от тротилсодержащих ВВ, таких как граммониты, аммониты тротиловые и пентолитовые шашки в сторону эмульсионных ВВ, также имеющие в своем составе жидкие нефтепродукты. Так во многих научных работах посвящённых разработке взрывчатых веществ с улучшенными экологическими свойствами в основе своей лежат исследования получение эмульсионных ВВ с приближенным к нулевым кислородным балансом, например по сравнению с гранулотолом, имеющий кислородный баланс -74, что в свою очередь значительно влияет на качество взрыва и большому выбросу ядовитых газов в отличии от эмульсионных ВВ. Также на базе исследовании по созданию эмульсионных ВВ созданы патронированные эмульсионные ВВ для подземных работ и шахт-опасных по газу и пыли. В свою очередь эмульсионные ВВ имеют в своем составе жидкие нефтепродукты, такие как дизельное топливо и минеральные масла от 6 до 10%. Несмотря на то, что эмульсионные ВВ имеют в массе своей имеют нулевой кислородный баланс, во время взрыва выделяются продукты окисления и горения. В основном это токсичные газы, которые образуются в процессе химической реакции взрывчатого превращения – оксид азота (NO) и диоксид углерода (CO_2), во многом превышающий ПДК на карьере и прикарьерной территории. Также стоит отметить, что при организации завода по производству ВМЭ, необходимо обеспечить подвоз и хранение компонентов, одним из которых является жидкий нефтепродукт, требующий особых условии при эксплуатации и хранении. При среднем потреблении эмульсионных цехов до 3х тонн нефтепродуктов в смену, данное производство требует постоянного подвоза дизельного топлива,что зачастую приводят при его растаривании к проливам и загрязнению почвы на местах его хренения.

В основе моих исследовании лежит задача разработать состав для изготовления взрывчатого вещества, имеющий улучшенные экологические свойства, в сравнении с отечественными тротилсодержащими и эмульсионными ВВ. В последние десятилетия нефте и газоперерабатывающая промышленность притерпевают глобальную модернизацию с внедрением инновационных технологии по переработке ресурсов. В связи с этим, на рынке появляются новые вещества и материалы, в том числе и сухие синтетические горючие добавки, при сгорании которых выделяются малое количество вредных веществ и газов. Например, такие как карбамид и мочевина, обладающие схожими физико-

химическими свойствами жидкими нефтепродуктами, такими как отрицательный кислородный баланс, теплота образования, температура горения.

На данный момент, мною ведутся исследования по разработке водоустойчивого промышленного взрывчатого вещества, не содержащего в своем составе жидких нефтепродуктов. Для этого за основу была взята стандартная технология получения водомасляной эмульсии, основанная на приготовлении концентрированного в основном 70%-го раствора аммиачной селитры, дизельного топлива и эмульгатора, являющегося свяжующим компонентом для двух несовместимых фаз - масла и раствора аммиачной селитры.

При исследовании синтетических горючих, доступных на рынке Казахстана был выбран карбамид, имеющий кислородный баланс -89, с теплотой образования 4400 ккал/моль. Карбамид также обладает уникальными свойствами по снижению точки кристализации растворов аммиачной селитры, что значительно облегчает получения стабильного состава. Исследования показали, что базовый 70% раствор аммиачной селитры, применяемый для изготовления эмульсии имеет точку кристализации 80˚.

В лабораторных условиях был проведен ряд исследовании влияния процентного соотношения карбамида по отношению к раствору аммиачной селитры с целью определения необходимиого процента карбамида для снижения точки кристализации раствора аммиачной селитры до 25С˚

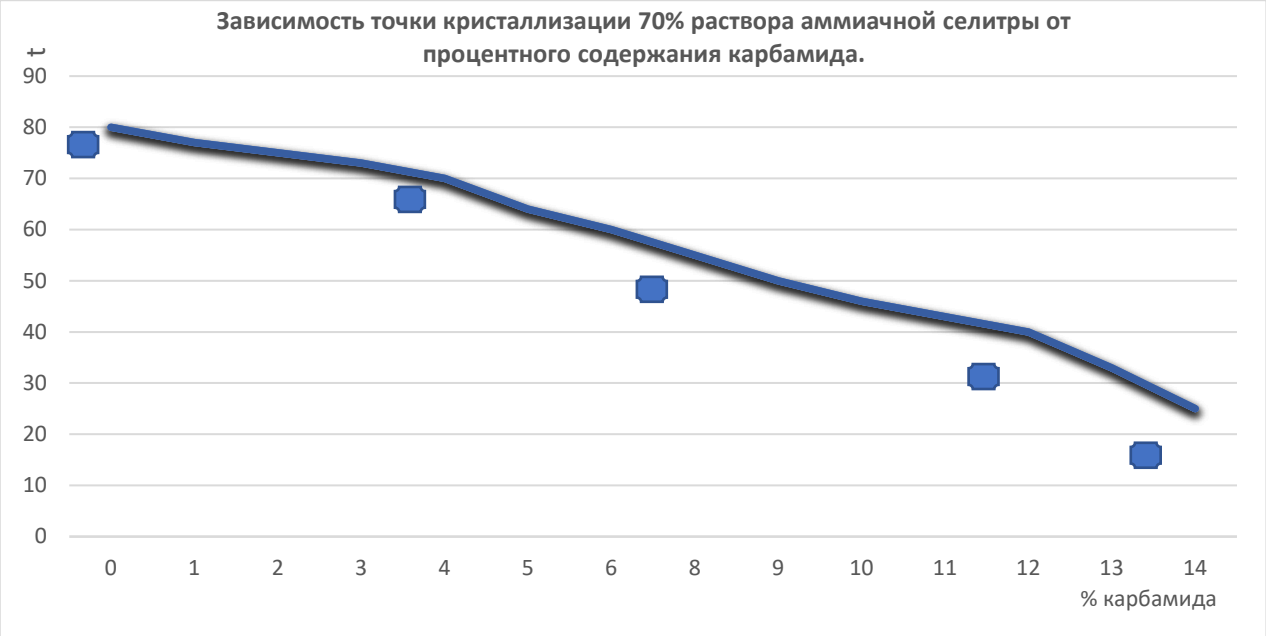


Рисунок 1 – Зависимость точки кристаллизации 70% раствора аммиачной селитры от процентного содержания карбамида.

Таблица 1 – Показатели кислородного баланса некоторых веществ

№	Вещество	Кислородный баланс
1	Аммиачная селитра	+20
2	Натриевая селитра	+40
3	Калийная селитра	+60
4	Карбамид	-89
5	Уротропин	-205
6	Дизельное топливо	-348
7	Аллюминиевый порпошок	-89
8	Тротил	-74
9	Камедь	-300

Из графика видно, что наиболее подходящей концентрацией для создания стабильного раствора АС является 14% карбамида.

После чего необходимо расчитать кислородный баланс полученной смеси. Полученная смесь представляет собой следубщий рецептурный состав:

Аммиачная селитра - 70%;

Вода – 15,5%;

Карбамид – 14%.

Кислородный баланс расчитывается по следующей формуле:

$$K_б = \frac{p_1(+n_1) + p_2(-n_2)}{100}, \%$$

$$К_б = \frac{70(+20) + 14(-89)}{100} = 1{,}5\%$$

Тем самым получив монораствор окислителя и горючего, в отличии от эмульсионных ВВ, которые стостоят из двух несмешиваемых фаз- окислителя и горючего, следующей задачей стоит его стабилизация путем подбора эмульгатора. В основе своей эмульгаторы имеют поверхно-активные вещества (ПАВ), являются маслорастворимыми, при диспергировании с раствором аммиачной селитры образует обратную эмульсию- вода в масле. Полученный состав раствора аммиачной селитры и карбамида не требует высокотехнологичных и дорогих эмульгаторов, так как раствор является однородным, состоящий из одной фазы. В связи с чем, были проведены исследования по подбору загустителей. В качестве которых применялись карбоксометилцеллюлоза, гутоперча, крахмал, силикат натрия и ряд пищевых современных загустителей, таких как ксантановая и гуаровая камедь. В ходе недельной выдержке образцов в лаборатории, наиболее эффективный результат показал образец с применением ксантановой камеди. Срок хранения смеси определяется путем анализа потери текучести и элостичности,общая масса вводимых образцов загустителя составляет 0,5%.

Таким образом, рецептура полученной смеси выглядит следующим образом:

Аммиачная селитра - 70%;

Вода – 15,5%;

Карбамид – 14%;

Эмульгатор – 0,5%.

Рассчитаем конечный кислородный баланс смеси:

$$К_б = \frac{p_1(+п_1) + p_2(-n_2) + p_3(n_3)}{100}, \%$$

$$К_б = \frac{70(+20) + 14(-89) + 0{,}5(-300)}{100} = 0{,}04\%$$

Тем самым получен не взрывоопасный материал, имеющий плотность 1,4 г/см ³ и кислородным балансом 0,04, применение которого позволяет изготавливать качаемые ВВ путем сенсибилизации газогенерирующими добавками в момент заряжания зарядной машины. А также позволяет изготавливать гранулированные ВВ, смешивая в определенных пропорциях его с гранулированной аммиачной селитрой, варьируя соотношением карбамида и воды в растворе аммиачной селитры.

В дальнейшем запланированы полигонные испытания на предмет определение критического диаметра и замер скорости детонации ВВ, с последующим выходом на промышленные испытания.

Из вышеизложенного следует актуальность развития направления по созданию более экологических чистых ВВ, снижая экологическую нагрузку на прикарьерную территорию, цеха изготовления промышленных ВВ и повышении культуры производства, исключая применение жидких нефтепродуктов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Инновационные технологии добычи и переработки природного и техногенного сырья [Текст] : моногр. / С. Цой, П. Г. Тамбиев. - Алматы : Art DO, 2019. - 140 с. : ил. - ISBN 978-601-7093-38-9 :.

2 Авторы: Цой С., Тамбиев П. Г.

3 Подготовка горных пород к выемке : учеб. пособие для вузов / Н.Я. Репин. - М. : Горн. кн., 2012. - (Процессы открытых горн. работ). - ISBN 978-5-98672-302-0 Авторы: Репин Николай Яковлевич

4 Подготовка горных работ к выемке : учеб. пособие для вузов / Н.Я. Репин ; Моск. гос. горн. ун-т. - М. : МГГУ, 2009. - (Процессы открытых горн. работ). - ISBN 978-5-91003-036-1.

5 Разрушение горных пород при бурении скважин : учеб. пособие для вузов / В.В. Нескоромных ; Сиб. федер. ун-т, Сиб. эксперт. клуб. - М.; Красноярск : ИНФРА-М: СФУ, 2015. - 336 с. : ил. - (Высш. образование. Бакалавриат). - ISBN 978-5-16-009729-9. Авторы: Нескоромных Вячеслав Васильевич

6 Бурение скважин : учеб. пособие для вузов / В.В. Нескоромных ; Сиб. федер. ун-т, Сиб. эксперт. клуб. - М.; Красноярск : ИНФРА-М: СФУ, 2015. - 352 с. : ил. - (Высш. образование). - ISBN 978-5-16010578-9. Авторы: Нескоромных Вячеслав Васильевич

7 Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых", междунар. науч. шк. (8; 2011; Москва).

8 Материалы 8-ой Международной научной школы молодых ученых и специалистов "Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых", 14-18 нояб. 2011 г. : сб. науч. тр. / РАН, Ин-т пробл. комплекс. освоения недр; редсовет: В. А. Чантурия (пред.) и др. - М. : ИПКОН РАН, 2011. - 464 с. : ил., прогр. - ISBN 5-201-15618-5

9 Научно-техническое обеспечение горного производства [Текст] : Сб. науч. тр. Т. 67 / М-во индустрии и торговли РК, Нац. центр по комплекс. перераб. минер. сырья РК, Ин-т горн. дела им. Д. А. Кунаева; Под общ. ред. С. Ж. Галиева. - Алматы : ИГД им. Д. А. Кунаева, 2004. - ISBN 9965-25-406-0.

10 Инновационные технологии добычи и переработки природного и техногенного сырья [Текст] : моногр. / С. Цой, П. Г. Тамбиев. - Алматы : Art DO, 2019. - 140 с. : ил. - ISBN 978-601-7093-38-9

11 Карьер алаңдарын ашу және ашық игеру жүйелері [Текст] : оқулық / Б. Рақышев. - Алматы : Дәуір, 2013. - 304 б. : сурет. - ISBN 978-601-217-392-5

12 Разработка и доставка полезных ископаемых на поверхность : моногр. / Г.М. Еремин ; Моск. гос. горн. ун-т. - М. : МГГУ: Горн. кн., 2010. - 363 с. : ил. - (Горн. науки). - ISBN 978-5-7418-0667-8

УДК: 622.0263
Код МРНТИ 443531

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОГО ВАРИАНТА ПРОВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ ТУННЕЛЕЙ

М.А.Исраилов, Д.Р.Махмудов, И.И.Холмуротов, А.А.Каршибоев
Ташкентский государственный технический университет, г. Ташкент, Узбекистан

Электроэнергетика Узбекистана является базовой отраслью, определяющей развитие экономики страны. Потребность в электроэнергии отраслей экономики и населения Узбекистана определяется уровнем современного и перспективного развития экономики, эффективностью энергоиспользования и энергосбережения.

Основными потребителями электроэнергии в настоящее время являются промышленность, сельское хозяйство и жилищно-коммунальный комплекс Республики. Основными потребляющими отраслями промышленности, как в настоящее время, так и на перспективу, будут химическая промышленность, цветная металлургия и машиностроение. Исслекдуемый Пскемский гидроузел связан с городом Ташкентом автомобильной дорогой различной категории протяженностью 120 км. В районе строительства имеются разведанные месторождения местных строительных материалов – галечника, суглинка и камня, запасы, которых удовлетворяют нужды строительства. Местные строительные материалы, разведанные в районе строительства, перевозятся автотранспортом.

Технология сооружения подземного комплекса принята с учётом опыта ведения подземных работ на других объектах в схожих инженерно-геологических условиях и возможности применения горнопроходческого оборудования. Размеры подходных выработок определены в соответствии с применением горнопроходческого оборудования и провоза по ним технологических металлоконструкций.

Проходка вертикальных стволов производится с помощью комплекса КВП-IM с устройством фурнелей сечением 2х2 м. Расширение шахты производится буровзрывным способом. Забой обуривается бурильной установкой, закреплённой на подвесной полке. Порода подаётся в фурнель и на нижнем горизонте грузится в автосамосвалы. Монтаж металлоконструкций и бетонирование шахт производится снизу-вверх.

Горнопроходческие работы по наклонным участкам производятся с помощью комплекса КПН. Проходка горизонтальных участков туннелей осуществляется буровзрывным способом в два уступа. Высота верхнего уступа – 5 м. Крепление свода верхнего уступа производится при помощи арочно-бетонной крепи. К выставленным аркам крепится арматурная сетка, на арматурную сетку укладывается мелкая сетка. Получается армосетчатая опалубка. Пространство между армосетчатой опалубкой и породой заполняется бетоном при помощи бетононасоса. Арки остаются в бетоне крепи. Возможны и другие способы закрепления сводовой части. Во время проходки верхнего уступа выполняется строчка гладкого откола по контуру стен нижнего уступа. Разработка породы нижнего уступа ведётся методом скважинных зарядов заходками 10 м. Временная крепь – ж/бетонные анкера и набрызг-бетон, толщиной 5 см по сетке. По подошве верхнего и нижнего уступов выполняется бетонная подготовка толщиной 20 см для возможности передвижения техники.

Бетонирование постоянной обделки осуществляется с помощью передвижной механизированной опалубки в два этапа. Сначала бетонируется лотковая часть, затем сводовая совместно со стенами.

На участках с металлической облицовкой бетонирование туннеля производится на полное сечение после установки и раскрепления металл облицовки с выполненным армированием.

При составлении календарного графика строительства темпы производства работ по подземному комплексу приняты на основании принятой организации и технологии работ с учётом средних директивных скоростей производства горнопроходческих работ.

В работе предусмотрена нагнетательная вентиляция при производстве проходческих и бетонных работ. В холодное время года воздух подогревается до температуры +20С с помощью электрокалориферов. Предусмотрена прокладка по всем сооружениям трубопровода производственной воды, который является одновременно и оросительно-противопожарным.

Работы по цементации выполняются в соответствии с общим календарным графиком строительства. Наполнительная цементация выполняется из растворных узлов, располагаемых по трассе туннеля. Подача материалов к рабочим узлам производится путём перекачки раствора по трубам от центрального растворного узла. В зависимости от длины туннеля, перекачка может выполняться в несколько ступеней. Маточные растворы готовятся в центральном растворном узле.[1]

На сегодняшний день существует большое количество методик определения параметров буровзрывных работ при проходке горных выработок [2-8]. Данные методики имеют более или менее сложные схемы расчёта и нередко демонстрируют совершенно разные результаты. Буровзрывные работы в вертикальных выработках должны обеспечить точно соответствующею проекту форму и размеры поперечного сечения ствола, равномерное дробление породы на Строительном объекте Нижнее Чаткальское ГЭС на реке Чаткал шахту затворов проходят с применением буровзрывной технологии.

На эффективность производства значительное влияние оказывает оптимизация и интенсивность буровзрывных работ. Расчёт рациональных параметров буровзрывных работ при проходке выработок является одним из наиболее сложных вопросов в современном горном деле[9].

Таблица 1 – Характеристики шнуров

Наименование шпуров	Количеств, шт	Уголь наклона шпуров, градус	Глубина шпуров, м	Масса заряда на 1 шпуре, кг	Длина заряда в шпуре, м	Длина забойки, м	Масса заряда на 1 ступен замедления, кг	Очередность взрывания	Время замедления, мс	Тип электродетанатора
Врубовые	14	80	2,5	1,6	1,1	1,4	22,4	1	1000	СИНВ-33 м 1000 мс
Вспомагательные	14	90	2,2	1,4	1,1	1,1	19,6	2	2000	СИНВ-33 м 2000 мс
Отбойные	13	90	2,2	1,4	1,1	1,1	18,2	3	2000	СИНВ-33 м 2000 мс
Контурные	22	86	2,2	1,2	0,88	1,3	26,4	4	3000	СИНВ-33 м 3000 мс
Почвенные	12	86	2,2	1,4	1,1	1,1	16,8	5	4000	СИНВ-33 м 4000 мс

К числу основных факторов, существенно влияющих на эффективность БВР, можно отнести глубину шпуров, коэффициент крепости пород, вязкость, трещиноватость, тип применяемого ВВ и скорость детонации, качество и длина забойки. При оптимально подобранных величинах можно достичь наиболее успешного варианта взрывных работ с точки зрения минимального объёма бурения, расхода ВВ и увеличения КИШ без снижения качества оконтуривания выработки и дробления отбиваемой горной массы.[10]

Профессор Н.М.Покровский рекомендует определять расход ВВ по следующей формуле**:**

$$q = q_1 \times v \times e \times f_c,\ \text{кг/м}^3 \qquad (1)$$

где $q_1 = \cong 0{,}1f$, нормальный расход ВВ в зависимости от свойств пород, кг/м^3; $f_c = 1{,}4$-коэффициент учитывающий влияние структуры породы и определяемый опытным путем; $e = 1$-работоспособность принятого ВВ v-коэффициент, учитывающий площадь поперечного сечения выработки и число обнаженных поверхностей , или коэффициент зажима.

Таблица 2 – Характеристики показателей

№ п/п	**Наименование показателей**	**Ед. Изм.**	**Количество**
1	Категория по СНип	-	VI-VII гр
2	Сечение забоя	м^2	44,1
3	Глубина шпуров	м	2,2
4	Длина заходки	м	2
5	Обьем заходки	м^3	88,2
6	Коеффициент исрользование шпуров	-	0,91
7	Количество шпуров	шт	75
8	Обьем бурения	м	169,2
9	Количество взрывчатых веществ	кг	103,4
10	Количество электродетонаторов	шт	2
11	Количество неэлектрических средств взрываний	шт	75
12	Количество детонирующего шнура	м	50
13	Количество взрывного провода	м	60
14	Удельный расход взрывчатых веществ	кг/ м^3	1,17
15	Удельный расход электродетонатора	шт/ м^3	0,02

16	Удельный расход неэлектрических СИ	шт/ м^3	0,85
17	Удельный расход детонирующего шнура	м/ м^3	0,57
18	Удельный расход взрывного провода	м/ м^3	0,68
19	Удельный расход бурения	м/ м^3	1,92
20	Выход породы на 1 м шпура	1м/уд.р.бур.	0,52
21	Число ступеней замедления	серия	5
22	Максимальная масса зарядов на 1 ступень замедления	кг	26,4
23	Тип взрывчатых веществ	-	Аммонит 6 ЖВ, патронированные ВВ
24	Тип неэлектрических средств взрываний	-	СИНВ-3, 3 м

Коэффициент зажима v при одной обнаженной поверхности забоя можно определить по следующей формуле П.Я.Таранова.

$$v = \frac{6,5}{\sqrt{s}} \quad (2)$$

Число шпуров в забоях всех выработок можно определять по следующей формуле (СНиП III-11-77).

$$N = 1,27qS\eta/(\Delta d^2 K_3) \quad (3)$$

где: η-коэффициент использования шпуров, Δ -плотность ВВ кг/м^3, d-диаметр патрона, м, K_3-коэф. заполнения шпура.

По этим расчетам общее количество шпуров на одну проходку составляет 60 шт. Окончательное число шпуров принимается по расположению их в забое. Шпуры располагаются из соотношения по четырем концентрическим окружностям. Число шпуров, размещенных на каждой из этих окружностей принимается из соотношения 1:2:3:4.

Отношение диаметра окружностей к диаметру ствола в черне принимается из следующего соотношения 0,3:0,6:0,7:0,95. Вруб -усеченный конус.

Выполненные расчеты показали, что причиной переборов при проходке является существующая технология ведения буровзрывных работ. Из за большого количества ВВ концентрация избыточной энергии в шпурах вызывает дополнительные переборы в стволах до закрепления анкерами. Согласно по данным расчетам составлен паспорт БВР, проведено несколько опытных взрывов и рекомендовано параметры БВР для Пскомского

Гидротехнических туннелей.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 ТЭО Строительство Пскемской ГЭС на реке Пскем в Бостанлыкском районе Ташкентской области. Том 1. Техническая часть. Общая пояснительная записка № 1921-Т1. Тошкент 2020.

2 Н. М. Покровский. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. Технология сооружения горизонтальных горных выработок и тоннелей / Н. М. Покровский. – 6-е изд. – Москва : Недра, 1977. – 400 с.

3 Г. А. Шетлер. Альбом по буровзрывным работам / Г. А. Шетлер, Л. М. Фейгин, Е. М. Зинченко. – Москва : Углетехиздат, 1953. – 93 с.

4 М.Ф. Друкованый, Л.В. Дубнов, Э. О. Миндели, К. И. Иванов, В. И. Ильин. Справочник по буровзрывным работам. Москва : Недра, 1976.

5 Б.Н. Кутузов, Ю.К. Валухин, С. А. Давыдов и др. Проектирование взрывных работ. Москва: Недра, 1974. – 328 с.

6 Рогинский, В. М. Технология, экономика и управление строительством горных выработок в крепких породах. Москва : Недра, 1993. – 304 с.

7 И. Е. Ерофеев. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. Москва : Недра, 1988. – 272 с.

8 П. Я. Таранов. Буровзрывные работы. 2-е изд. – Москва : Недра, 1964. – 256

9 С. К. Мангуш, А. П. Фисуп. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. Москва, 2003. – 344 с.

10 Вохмин С.А., Курчин Г.С., Кирсанов А.К. Процесс разрушения породы при взрыве заряда взрывчатого вещества. Вестник ЗабГУ . №. (126).2015 г.

11 Л. И. Барон, Г. П. Демидюк, Г. Д. Лидин и др. Горное дело. Терминологический словарь. 3-е изд., перераб. и доп. Москва : Недра, 1981. – 479 с.

УДК 622.271

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В КОМБИНАЦИИ С КОНВЕЙЕРНЫМ ПОДЪЕМНИКОМ

А.С. Молдабаев
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

В условиях железорудных карьеров широкое распространение получил комбинированный автомобильно-конвейерный вид транспорта, суть схемы которого заключается в том, что добычная масса транспортируется автосамосвалами от карьера до концентрационного горизонта, на котором находится самосвал, установлен перегружатель с дробилкой крупного дробления (рисунок 1) [1]. Самосвал выгружает в бункер горную массу, которая после дробления попадает на установленный в подземной галерее наклонный конвейер, который затем вывозится на поверхность.

Рисунок 1 – Дробильно-перегрузочная станция с тупиковой выгрузкой автосамосвалов в бункер

Самосвалы разгружаются в бункер следующим образом. При приближении к бункеру самосвал снижает скорость и начинает совершать тупиковые маневровые операции. Далее самосвал выезжает задним ходом до открытого приемного бункера, останавливается и начинает разгрузку. После разгрузки самосвал возвращается на рельсы и едет в сторону выбоины [2].

Для устройства стационарного перегрузочного пункта (СПП) необходимо иметь борт карьера, поставленный в проектное положение. СПП может комплектоваться дробильно-сортировочным оборудованием и бункером-накопителем. При отсутствии бункера-накопителя склад горной массы следует размещать вблизи СПП с его перегрузкой экскаватором или колесным погрузчиком.

Самосвалы могут выгружаться в бункер как с тупиковым разворотом, так и при сквозном проезде над аккумулирующим бункером. Заторы можно прогнозировать как на нижнем горизонте конвейерной установки, так и на нескольких концентрационных горизонтах. При тупиковой разгрузке дробилка, грохот и бункер-накопитель могут располагаться в теле уступа. В противном случае необходимо предусмотреть наличие тарельчатого питателя для подачи горной массы в дробилку или эстакады для разгрузки автосамосвалов.

Известно устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер в теле уступа, которое содержит платформу, закрепленную одним концом на неподвижных опорах, а на другом конце платформы с двух сторон жестко закрепленные кронштейны, в которых выполнены пазы для осей, с помощью которых двуплечные рычаги соединены с кронштейнами. Двуплечные рычаги шарнирно установлены на кронштейнах, жестко соединенных с бункером посредством оси. Другие концы двуплечных рычагов шарнирно соединены со штангами, которые, в свою очередь, шарнирно связаны осями с кронштейнами, жестко закрепленными на крышке бункера [3].

Недостатком этого устройства является невозможность проезда самосвала для разгрузки выше бункера, что увеличивает время выгрузки и снижает производительность автотранспорта.

Несмотря на очевидные преимущества разгрузки самосвалов при сквозном проезде над бункером, некоторые конструктивные решения имеют ряд существенных недостатков. Известно устройство для выгрузки самосвалов в

бункер, которое содержит поворотный мост, соединенный с бункером шарниром, жестко закрепленный на поворотном мосту противовес, опоры, педали для взаимодействия с колесами самосвала, незагруженный автомобиль, рычаги, приводящие в действие поворотный мост, направляющие для колес самосвала и конвейера [4].

Недостатком данного устройства является ограниченное количество автосамосвалов, которые могут одновременно выгружаться в бункер-накопитель, что снижает производительность конвейерной установки. Кроме того, открытие моста занимает примерно 10-15 секунд времени работы автомобиля в интенсивном режиме за счет нажатия рычага открытия моста. Однако самым большим недостатком является то, что существует значительная вероятность схода самосвала с рычага после нажатия на него и закрытия крышки бункера. Повторный въезд самосвала задним ходом для разгрузки невозможен из-за наличия рычага. Таким образом, при использовании этого устройства необходимо предусмотреть достаточно широкие площадки для возможности разворота самосвалов. Установка привода подъема моста повысит надежность устройства, но потребует дополнительной энергии [5–8].

Одним из известных решений является использование в конструкции перегрузочного устройства моста поперечного перемещения. Суть его заключается в том, что после проезда через бункер самосвал останавливается для разгрузки за мостом. После этого мост на рельсах или роликах отъезжает в направлении, перпендикулярном оси движения автосамосвала, затем автосамосвал выгружает горную массу, после чего мост закрывается [9-11].

Данная конструкция значительно проще предыдущей, однако для перемещения моста необходимо использовать автономный привод, а время открытия крышки составляет примерно 20-30 секунд. Кроме того, для строительства бункера такой конструкции необходимо предусмотреть дополнительную ширину платформы для перемещения моста.

Также известны пункты перегрузки, которые включают вращающуюся платформу [12]. Принцип работы таких устройств следующий. Самосвал, загруженный горной массой, заезжает на вращающуюся платформу, после чего она начинает вращаться вокруг вертикальной оси вместе с самосвалом, чтобы последний оказался под прямым углом к оси движения для разгрузки в бункер. После разгрузки горной массы, вращающаяся платформа возвращает самосвал в исходное положение, который продолжает движение в исходном направлении.

Решение с вращающейся платформой позволяет значительно уменьшить ширину платформы по сравнению с пунктом перегрузки с тупиковой разгрузкой за счет уменьшения радиуса поворота самосвала. Однако общее время поворота платформы превышает 60 секунд, когда двигатель самосвала работает на холостом ходу, и у платформы есть отдельный привод, который использует дополнительную энергию для работы.

Известно несколько конструкций пунктов перегрузки с приводными балками [13, 14]. Их работа состоит в том, что загруженный самосвал проезжает над бункером по поворотным балкам, разгружает на них, после чего балки вращаются, благодаря чему горная масса с поверхности балок попадает в бункер.

Из всех рассмотренных решений последнее имеет наименьшее время цикла разгрузки и наименьшую ширину платформы. Однако привод балок требует дополнительных затрат энергии на их вращение. Кроме того, балки, с помощью которых перемещается самосвал, должны иметь такую конструкцию, чтобы выдерживать вес автомобиля, удар разгружаемой горной массы и при этом, правильно поворачиваться и возвращаться в исходное положение. Кроме того, существует опасность выхода из строя стопоров, что может привести к сходу самосвала с трассы.

В связи с отмеченными недостатками известных решений по выгрузке горной массы в бункер с проходкой автосамосвалов в [16] было предложено принципиально новое решение, отличающееся тем, что после проезда автосамосвала порода выгружается на разводные мосты, представляющие собой соединенные шарнирами с перпендикулярно расположенными балками, по которым движется автотранспорт, а противовесы служат барьерным ограждением, расположенным по обе стороны балок с внешней стороны проезда и обеспечивающим прямолинейное движение автосамосвалов соответствующей грузоподъемности [15-17] .

К пункту приема с бункером-накопителем самосвал, груженный породой, по железобетонным балкам въезжает для разгрузки между барьерными ограждениями-противовесами на поворотный мост и останавливается с возможностью разгрузки на ближайшем поворотном мосту, который расположен за самосвалом. После выгрузки породы под действием ее веса поворотные мосты поворачиваются в горизонтальной плоскости вокруг шарниров поворота с разрешением в открытом положении, и порода падает в накопительный бункер. Далее барьерные ограждения-противовесы под действием своего веса возвращаются в исходное положение и закрывают поворотные мосты, после чего цикл разгрузки самосвалов в накопительный бункер повторяется.

После того как порода попадает в бункер-накопитель, она перемещается по передаточному конвейеру на главный конвейер или скиповый элеватор, который транспортирует породу на поверхность.

Чтобы предотвратить попадание грунтовых вод в бункер-накопитель, в подошве верхнего уступа сооружена дренажная канава. Для предотвращения падения самосвалов и другого подвижного оборудования с платформы для прохода вспомогательного оборудования на нижний уступ на его верхней кромке сооружен предохранительный скальный вал.

Патентовед противопоставил устройство [18], при котором самосвал разгружается на полужелоба приемной ямы, которые лежат на бетонной дорожке с фланцем и закреплены на ней с возможностью поворота вокруг продольных осей. После разгрузки самосвал съезжает с путей и нажимает колесами на педаль, которая приводит в действие рычажный механизм, вращающий полужелоба, за счет чего происходит очистка пути.

Следует отметить, что рычажные системы не могут в полной мере обеспечить надежность и безопасность работы перегрузочного устройства в условиях неравномерного грузопотока на открытых горных работах. Крупные куски горной массы могут повредить элементы механизма поворота полужелобов. Значительный вес большегрузных автосамосвалов неизбежно приводит к повреждению механизма и не может обеспечить непрерывный процесс выгрузки горной массы в бункер. В отличие от противопоставляемого устройства, механизм вращения заявленного устройства

блокируется разгрузочными мостами, прост в установке и эксплуатации, а процесс очистки пути происходит независимо от действия самосвала, за счет действия веса горной массы.

Кроме того, при выгрузке горной массы через противопоставленное устройство самосвал делает две остановки: при выгрузке горной массы и при очистке пути. Это приводит к увеличению времени цикла разгрузки и, как следствие, к снижению пропускной способности перегрузочного пункта. При разгрузке через заявленное устройство самосвал делает только одну остановку для выгрузки горной массы.

Конструкция полужелобов в противопоставляемом устройстве имеет сложный профиль, что увеличивает их стоимость и усложняет процесс их установки и эксплуатации. В заявляенном устройстве предусмотрено другое выполнение в качестве разгрузочных мостов в виде металлических пластин с противовесами, закрепленными снаружи. Такая конструкция способна выдерживать динамические нагрузки от удара крупных кусков горной массы и обеспечит непрерывный процесс разгрузки автосамосвалов независимо от объема и состава груза, а жесткое крепление барьерного ограждения позволяет, помимо безопасности движения автосамосвалов по мосту, разворачивать мосты за счет их веса в исходное положение

Конструкция другого противопоставляемого устройства [19] заключается в следующем. Шарнирно-рычажная разгрузочная система крепится к каркасу перекрываемого пути и состоит из щитов, поворачивающихся на шарнирах, которые шарнирно соединены через рычаги и тяги со швеллерами щитов, охватывающими пути и шарнирно соединенными с ними изнутри. Снаружи вдоль каждой дорожки устанавливается ограждение, состоящее из швеллеров и деревянной перекладины.

Противопоставляемое устройство работает следующим образом. Самосвал, загруженный горной массой, проезжает по трассе, останавливается, поднимает кузов и разгружается. Под действием веса груза щиты поворачиваются в вертикальной плоскости, пропуская его в бункер. После этого под действием веса элементов шарнирно-рычажной системы перекрывающие друг друга щиты возвращаются в исходное положение.

Поворот разгрузочных щитов в противопоставляемом устройстве осуществляется, как и в заявленном изобретении, за счет воздействия веса груза. Однако конструкция заявленного устройства отличается тем, что в нем с наружных концов разгрузочных мостов жестко закреплены противовесы, которые одновременно являются барьерным ограждением, а также тем, что поворот щитов осуществляется за счет того, что мосты подвижно закреплены через ось вращения на опорах с бортами приемного отверстия. В отличие от щитов, которые крепятся к путям (балкам) через шарниры с их нижней стороны, разгрузочные мосты в заявленном изобретении выполнены в виде пластин, которые шарнирно крепятся к верхней части опорной балки. За счет этой конструктивной особенности другая система с разгрузочными мостами может воспринимать больше динамически неравномерных нагрузок, в том числе от ударов крупных кусков породы при непрерывном процессе перегрузки горной массы.

Кроме того, предлагаемая конструкция обеспечивает минимальную ширину перегрузочного пункта. В противопоставляемом устройстве поворот щитов происходит за счет действия шарнирно-рычажного механизма, благодаря параметрам которого ширина перегрузочного пункта будет увеличиваться.

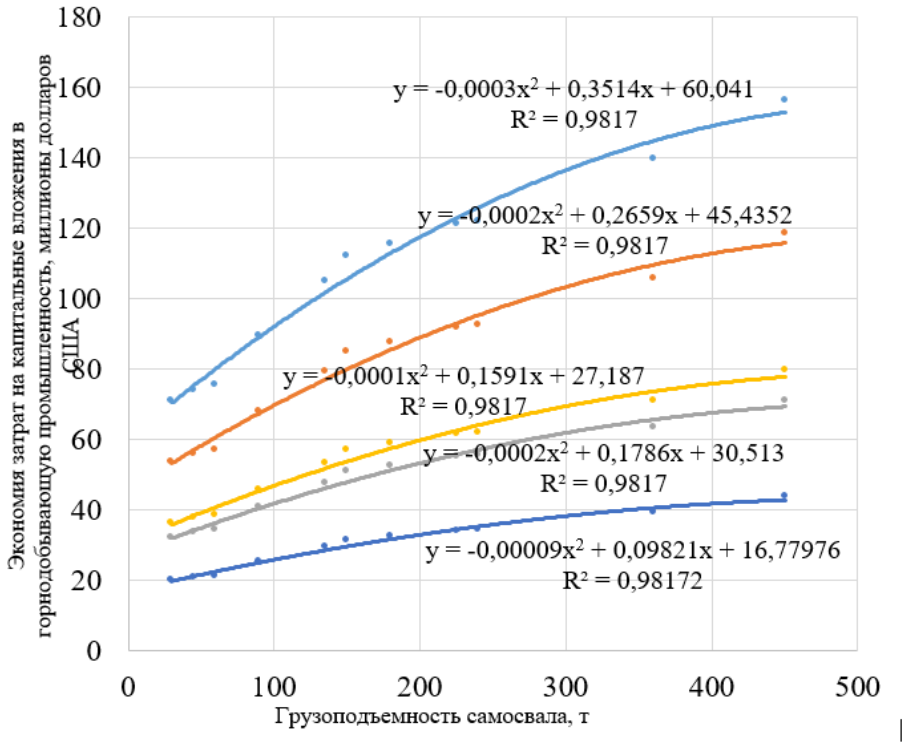
Таким образом, за счет формирования новой системы соединений известных элементов, а именно подшипниковых опор, на которые опираются подвижно закрепленные через ось вращения разгрузочные мосты и жестко прикрепленные к ним на противоположных концах противовесы, выполняющие также роль барьерных ограждений, достигается неочевидный результат, который заключается в возможности управления непрерывными процессами выгрузки горных пород в бункер, независимо от их объема и состава за счет простоты конструкции и работы элементов устройства, а также обеспечения минимальных пространственных параметров перегрузочного пункта и минимального времени цикла выгрузки.

Для обоснования эффективности предложенной конструкции был рассчитан экономический эффект для условий ряда железорудных карьеров Казахстана. При расчетах учитывались следующие параметры: ширина карьера сверху и снизу, проектная глубина карьера, грузоподъемность, радиус поворота и ширина автосамосвалов, а также стоимость извлечения 1 м^3 горной массы [20].

На рисунке 2 приведен график зависимости суммарной экономии затрат на разработку горной массы при строительстве перегрузочного пункта со сквозным проходом в сравнении с тупиковой разгрузкой автосамосвалов от их грузоподъемности на примере карьеров Казахстана.

Графики представляют собой возрастающие полиномиальные функции, которые существуют только в первой координатной четверти. Графики не пересекают оси абсцисс и ординат, функция не существует во втором и третьем координатных кварталах, так как грузоподъемность автосамосвалов является положительной величиной. Функция не существует в четвертом координатном квартале, так как предлагаемый проект имеет меньшие пространственные параметры и меньший объем горно-капитальных работ.

Полученные зависимости позволяют утверждать об эффективности использования перегрузочного пункта со сквозным проездом для большегрузных автосамосвалов на значительных глубинах в сжатых условиях за счет уменьшения объема горно-капитальных работ.



1 - Качарский рудник; 2 - Сарбайский рудник; 3 - Соколовский рудник;
4 - Южно-Сарбайский рудник; 5 - Куржункульский рудник

Рисунок 2 – Графики зависимости суммарной экономии затрат на добычу руды и выемку вскрышных пород от грузоподъемности автосамосвалов при строительстве перегрузочного пункта со сквозным проездом по сравнению с тупиковой разгрузкой автосамосвалов

Выводы. Обосновано применение новой конструкции перегрузочного пункта с возможностью сквозного проезда автосамосвалов при разгрузке их в приемный бункер конвейерного подъемника, что позволяет снизить затраты на горно-капитальные работы.

Полученные зависимости снижения затрат на горно-капитальные работы для глубоких карьеров при строительстве перегрузочного пункта комбинированного авто-конвейерного транспорта предлагаемой конструкции от грузоподъемности автосамосвалов, которые позволяют утверждать об эффективности использования перегрузочного пункта со сквозным проездом большегрузных автосамосвалов при их разгрузке за счет снижения объемов горно-капитальных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Груздев А.В., Осадчий А.М., Фурин В.О. Стационарные и полустационарные дробильно-перегрузочные установки ОАО "Уралмашзавод" // Горная промышленность, 2012. - № 4. – С. 126-131.

2 Адамчук А.А. Обоснование целесообразных схем разгрузки автосамосвалов в бункер при комбинированном автоконвейерном транспорте // II Международная научно-техническая интернет-конференция "Инновационное развитие горной промышленности", 2017. - С. 73.

3 Патент № 1791309 от 1993 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов / Дзюбак В.С., Зингер С.С.

4 Патент № 88093 от 1993 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер/ Павлов А.Ю., Рогач М.С., Клубничкин Е.К., Иванова Е.Е., Проплетин А.П.

5 Патент № 713801 от 1961 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов над бункером/ Марков Н.Г., Сметанин В.Г., Истомин Л.В., Дерешеватый О.Е.

6 Патент № 135021 от 1961 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер/ Пасхин Б.М., Маркозян П.Д.

7 Патент № 988726 от 1983 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер/ Аникин Н.Н., Куприй В.Т., Чайковский А.И.

8 Тартаковский Б.Н., Крымский В.И., Андрющенко А.В., Лашко В.Т., Аникин Н.Н./ Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер, 1980.

9 Патент № 132123 от 1960 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер/ Пасхин Б.М., Попов А.Н.

10 Патент № 933 от 1982 г. Устройство для разгрузки автосамосвалов в бункер/ Аникин Н.Н., Чайковский А.И., Паршкин Е.М.

11 Патент № 1090649 от 1984 г. Устройство для разгрузки самосвалов/ Дрыженко А.Ю., Шмитько А.И., Сымоненко В.И., Крытов А.Е., Бырин И.С.

12 Патент № 1057393 от 1983 г. Устройство для разгрузки самосвалов/ Макашов В.Н., Корбинский Х.М., Дрыженко А.Ю., Гринберг Е.М.

13 Патент № 606796 от 1978 г. Мост для надбункерной разгрузки автосамосвалов/ Меньшиков Б.А., Сысин А.Г.

14 Патент № 800077 от 1981 г. Устройство для надбункерной разгрузки автосамосвалов/ Буданов В.Е., Корякин А.И., Лоханов Б.Н.

15 Адамчук А.А., Шустов О.О., Анисимов О.О. Обоснование параметров перегрузочных пунктов глубоких железорудных карьеров при их достройке. // Сборник научных трудов по итогам V Международной научно-технической конференции "Современные технологии разработки рудных месторождений. Эколого-экономические последствия деятельности предприятий ГМК", 2018. - С. 61-62.

16 Патент на изобретение Республики Казахстан № 35996 по заявке № 2021/0600.1 от 06.10.2021 г. Устройство для сквозного проезда автосамосвалов при разгрузке / Молдабаев С.К., Адамчук А.А., Аскаров Е.С., Кузьменко С.В., Калюжный Е.С., Богаш М.И. Патентовладельцы: НАО «КазНИТУ им. К.И. Сатпаева» и АО «ССГПО». Опубликован 15.12.2022 г.

17 Патент № 119491 от 2019 г. Устройство для выгрузки горных пород из самосвалов в бункер/ Дрыженко А.Ю., Адамчук А.А., Шустов О.О., Молдабаев С.К., Никифорова Н.А.

18 Патент № 120157 от 1959 г. Приемное устройство для угля и других сыпучих и кусковых материалов/ Шверник, А. М., Шлихтер, Л. В., и Тункель, Н. Р.

19 Патент № 147533 от 1962 г. Мост для разгрузки сыпучих материалов в бункеры и рудоспуск/ Анистратов Ю.И., Ржевский В.В., Каретников В.Н., Ляпин Л.А.

20 Шустов О.О., Хаддад Ж.С., Адамчук А.А., Расцветаев В.О., Черняев О.В. Совершенствование строительства механизированных комплексов для пунктов перезарядки при разработке глубоких карьеров// Журнал горных наук. 2019. 55 (6), С. - 946-953.

Код МРНТИ 52.13.23

ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ С САМООБРУШЕНИЕМ РУДЫ ДЛЯ БЕЗОПАСНОГО И УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ «ШДНК»

А.А. Дияров, А.А. Шынызак, А.Қ. Оразмахан
Satbaev University, г. Алматы, Казахстан

Основными и определяющими показателями при выборе способа и технологической схемы отработки рудных залежей являются горно-геологические условия залегания рудных тел и вмещающих пород, их геоструктурное строение, прочность, деформируемость и устойчивость. На основании детального и обстоятельного изучения этих показателей решаются вопросы оценки геотехнического состояния массива в процессе ведения горных работ, определяются параметры основных технологических процессов принятой системы разработки, а также решаются вопросы по обеспечению эффективности, надежности и безопасности ведения эксплуатационных работ.

С увеличением глубины разработки хромитового месторождения «ШДНК», большое влияние на состояние массива горных пород оказывают зоны высоких концентраций напряжений в очистных блоках. Эти зоны формируются в районе подсечного пространства, бурового горизонта, днища блоков. Основными и определяющими показателями при выборе способа и технологической схемы отработки рудных залежей являются горно-геологические условия залегания рудных тел и вмещающих пород, их геоструктурное строение, прочность, деформируемость и устойчивость.

Традиционно применяемая технология освоения добычи руды системой с самообрушением и полученный при этом опыт показал, что данная компоновка достигла пределов своей безопасности и обоснованного использования. Данный процесс вызван рядом проблем, введением горных работ на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях. Напряжение, возникшее по причине введения горных работ, является результатом перераспределения локальных или региональных напряжений, вызванных геометрией и ориентаций горных выработок. Наблюдение за повреждениями в добычных выработках показали неоднозначность причин их возникновения связаны с условиями крайнего напряженного состояния самого массива.

Для дальнейшей добычи хромитовых руд при переходе в глубокозалегающие структурнонарушенные массивы, а также в техногенно-опасные горнотехнические условия, на сегодняшний день, не разработана методика и не обоснованы конструкции и параметры технологии добычи с самообрушением руды, позволяющих оценить экономическую эффективность и рентабельность.

На текущий период эксплуатационных работ основным видом крепления выработок подсечки являются металлические податливые крепи с различной плотностью установки. Анализ использования таких крепей показывает, что распределение нагрузок на крепь после очередной серии взрывов и воздействия динамических явлений происходит прирост - 120 - 200 мм/мес – раскатывание верхняков крепи, деформация, изгиб, излом стоек крепи в течении 2-3 месяцев, потеря сечения выработки на 60 %, крепь фактически не работоспособна, на участке выработки происходит разрушение крепи и обрушение массива.

При проходке в сложных горно-геологических условиях (сильнотрещиноватых серпентинитах) участка на откаточном горизонте гор -480 м и 8-го съезда произошло 13 вывалов, наблюдалось пучение почвы и неустойчивое

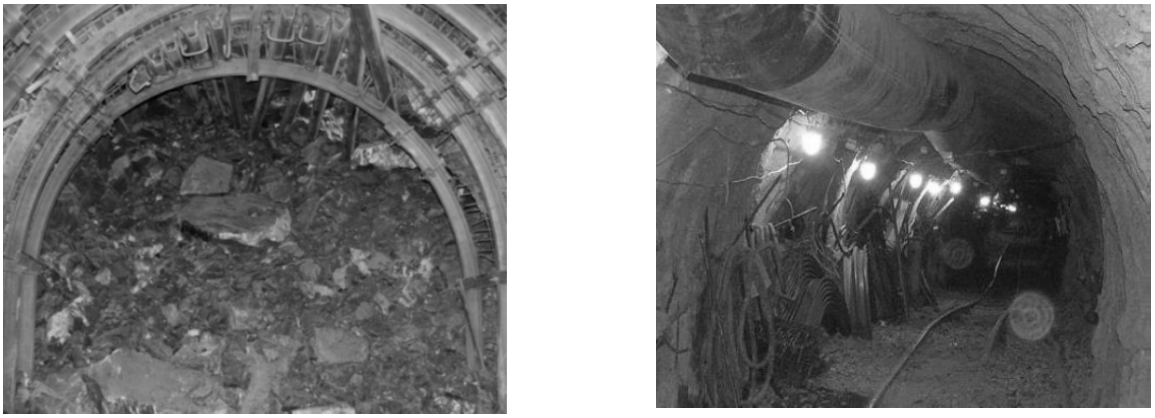
состояние забоев, приводящее к расслоению и обрушению пород, что существенно затрудняло ведение горнопроходческих работ повышая риск травмирования проходчиков (рисунок 1)

Перекрепка выпускных выработок начинается позже выпуска руды из блока через некоторый промежуток времени, графики зависимостей объема выпуска от количества перекрепленных выработок представлены на рисунке 2.

Продолжительный процесс освоения технологии добычи руды системой с самообрушением и полученный при этом опыт показали, что наиболее уязвимым узлом во всей конструкции очистного блока является днище с его системой горных выработок выпуска и доставки отбитого полезного ископаемого.

Переход на большие глубины несет за собой ужесточение горнотехнических условий, главным образом геомеханических и также технологических. Это, в свою очередь, вызывает новые трудности в обеспечении безопасных условий труда, еще более негативно сказывается на трудоемкости работ и на показателях качества и полноты извлечения, и в итоге влечет за собой рост себестоимости добычи.

а) *б)*



а – вывал в забое. - 480 м; *б* – пучение почвы в транспортном квершлаге гор
Рисунок 1 – Проявление горного давления на шахте «ДНК»

Из сложившейся реальной ситуации практики отработки хромитовых запасов нами предлагается новая модификация технологической схемы геотехнологии самообрушения с искусственным днищем для безопасного и устойчивого развития подземной добычи хромитовых залежей, решающая актуальную производственно-техническую проблему и обеспечивающая повышение производственной мощности блоков более чем в 1,5-2,0 раза в сложных горнотехнических и геомеханических условиях на глубоких горизонтах «ШДНК» ДГОКа.

Создание искусственного (бетонного) днища блока системы разработки с самообрушением руды предусматривается с целью уменьшения давления и сохранения на период отработки всех запасов блока подготовительных и нарезных выработок. Исходя из технологических условий создание искусственного днища и горнотехнических условий отработка запасов блока предусматривается в три очереди. В начале отрабатываются запасы блока для создания искусственного (бетонного) днища, и после создания искусственного (бетонного) днища отрабатываются запасы блока, расположенные выше уровня откаточных выработок. В последнюю очередь отрабатываются основные запасы блока после проходки подготовительных и нарезных выработок в искусственном (бетонном) днище блока. Разработанная конструкция искусственного бетонного днища по принципу днище-крепь, обеспечивающая достаточную надежность, устойчивость и работоспособность штреков скреперования представлена на рисунке 2.

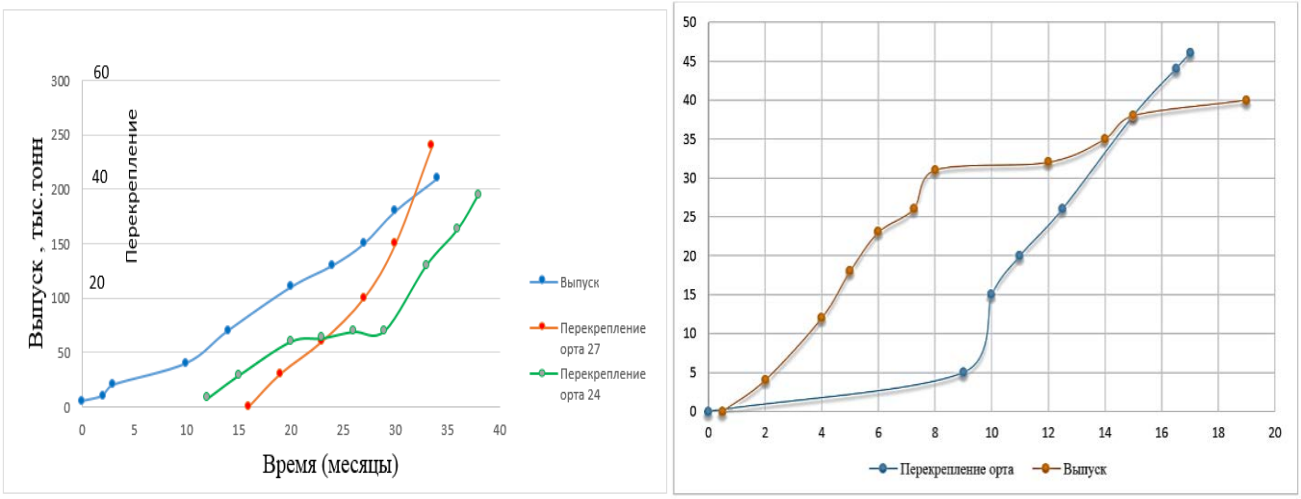


Рисунок 2 – Зависимость перекрепки выработок от выпуска руды из блоков

Предлагаемая нами геотехнология создания искусственного днища на горизонте выпуска и доставки в районе междуштрековых и надштрековых целиков как несущих конструктивных элементов, выдерживающих экстремально высокое горное давление при очистной выемке системой разработки с самообрушением руды и вмещающих пород, путем усиливается искусственными многоопорными железобетонными платформами для планомерного выпуска руды из блоков представлены на рисуноках 3, А и Б, проекция.

С переходом горных работ на глубокие горизонты геомеханическая ситуация значительно осложняется, особенно для выработок днища блока, что предопределяет необходимость решения вопросов по разработке мероприятий, обеспечивающих повышение устойчивости выработок. Одним из наиболее радикальных мер является разработка конструкции искусственного днища блока, как показал проведенный анализ и принято за основу при проектировании вариантов систем разработки для нижних горизонтов шахты «10 - летие независимости Казахстана».

Предлагаемая конструкция ИД создается в основании блока системы разработки с этажным самообрушением руды и вмещающих пород для отработки запасов нижних глубо-ких горизонтов мощных пологих хромитовых залежей Донского ГОКа, при весьма сложных горно-геологических условиях с сильнотрещиноватым массивом породной конструкции. Исходя, из конструктивных элементов для создания предлагаемого искусственного днища в основании проектируемого блока, в рудном массиве, необходимо создание конструкции многоопорной железобетонной платформы, способной выдержать высокие нагрузки.

Кроме вышеуказанной технологической схемы, для повышения экономической эффективности отработки запасов на глубоких горизонтах, снижения себестоимости закладочных работ без ухудшения товарной ценности добытой руды, нами предлагается комбинированная геотехнология подземной разработки в условиях сильнотрещиноватых и неустойчивых рудных залежей на больших глубинах шахт ДонГОКа.

Разработка подземной геотехнологии с искусственным днищем блока и обоснование их параметров, нами предлагается расчет технико-экономических показателей сравниваемых вариантов по предложенной геотехнологии с самообрушением руды при полной добыче запасов и подготовки горизонтов выпуска руды с искуссвенным днищем блока.

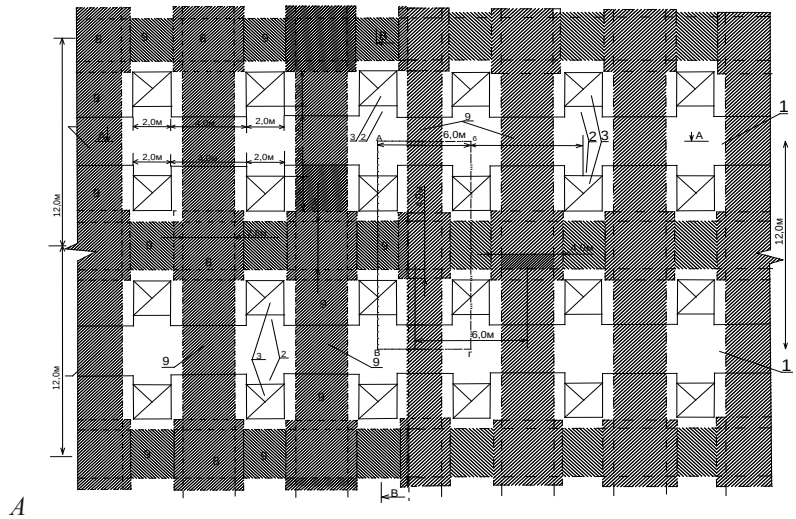
Расчет технико-экономических показателей существующей системы с самообрушением руды и предлагаемой подготовкой горизонтов выпуска руды искусственным днищем блока.

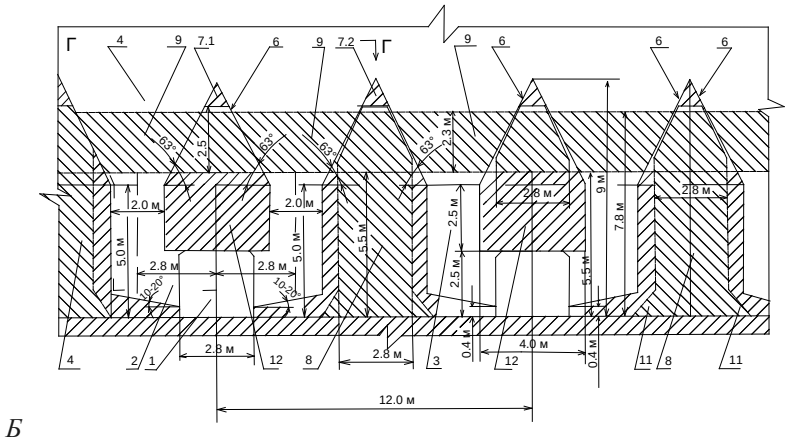
Проведенный расчет технико-экономических показателей по сравнению с существующей системой с самообрушением руды и предлагаемой подготовкой горизонтов выпуска руды с искусственным днищем блока позволяет экономию средств на 1347200 тенге на перекрепку и снижения потерь руды на выпускном горизонте

Заключение.

При всех своих преимуществах, применение технологии с самообрушением руды и вмещающих пород на шахтах ДонГОКа является необходимостью, нежели эффективным техническим решением рациональной устойчивой добычи. Поэтому, нами предложена комбинированная геотехнология при отработке запасов в глубоких и сложно-обособленных рудных залежах мощностью до 80-100 м.

На основании текущей деятельности и горнотехнической характеристики, представляющих насущные проблемы разработки хромитового месторождения на шахте «ДНК» ДонГОКа имеются предпосылки о целесообразности перехода на комбинированную геотехнологию в комбинации с системой самообрушением руды с искусственным днищем блока и доставки руды для условий повышенного горного давления на шахте «ДНК» ДонГОКа, где:





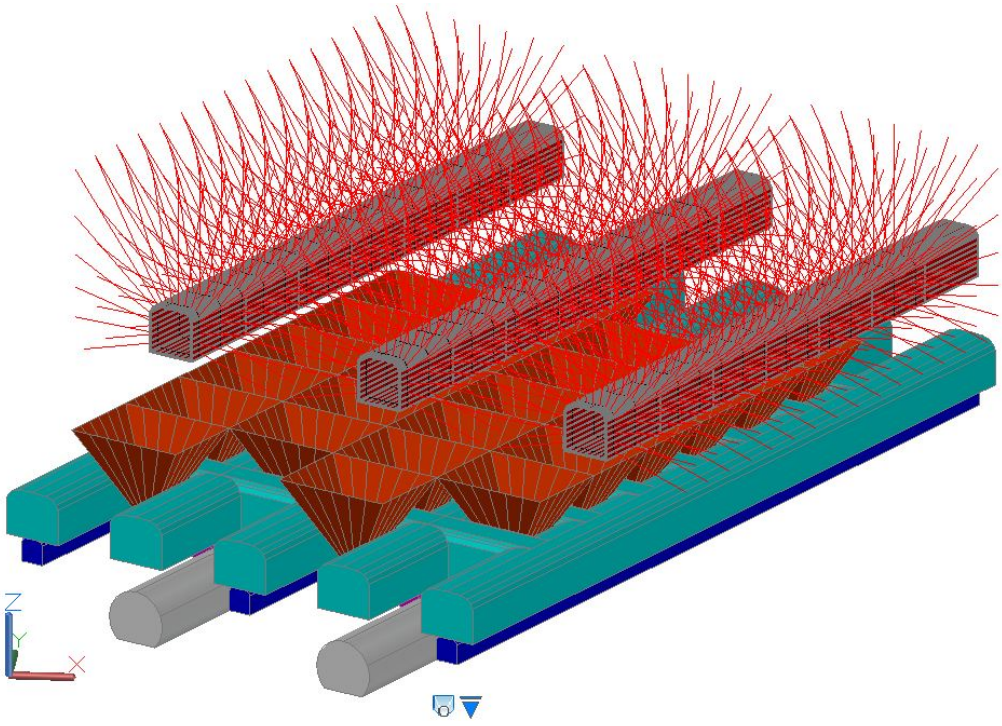


Рисунок 3 – Технологическая схема создания искусственного днища блока на больших глубинах с устойчивоопорной железобетонной платформой при системе с самообрушением руды

Таблица 1 – Расчет технико-экономических показателей систем разработок

№ п/п	Наименование	ед. изм.	Вариант 1	Вариант 2
			технология с самообрушением руды с традиционной подготовкой блока	технология с самообрушением руды с искусственным днищем блока
1	Объем добычи руды (годовой объем участка)	тон	10000	10000
2	Потери	%	17	15
3	Разубоживание	%	16,5	19
4	Содержание хрома	%	45	45
5	Металл в руде хрома	тонн	4500	4500
6	Добыча руды с учетом потери и разубоживания	тонн	9950	10300
7	Извлечение металла	%	60	60
8	Металл в концентрате (без металлургии)	тонн	5970	6180
9	Цена металла (сырье)	тенге	32500	32500
10	Доход от товарной продукций	тенге	194025000	200850000
11	Горно-подготовительные работы	$м^3$	54,0	75,0
12	Затраты на ГПР	тенге/$м^3$	26800	27000
13	Затраты на добычу руды	тенге /тонн	14000	14000
14	Полная производственная себестоимость	тенге.	140747200	146225000
15	Результаты реализации по себестоимости товара прибыль + убыток	тенге.	-53277800	-54625000
16	Результаты сравниваемых вариантов	тенге.		-1347200
17	Рентабельность	%	37	37

- предложеная подземная геотехнология с отработкой в условиях этажа – 480/-640м; запасов системой разработки с искуственным днищем в основании блока.

- предложена методика обоснованного выбора системы разработки и проведен расчет технико-экономических показателей сравниваемых вариантов;

- разработаны и обоснованы параметры искусственного днища блока системы с самообрушением руды на глубоких горизонтах шахты «ДНК»;

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 1 Zherebko L., Shamganova L., Jangulova G., Kassymkanova Kh., Bektur B. Spesific character of Donskoy chromites development in complex mining and geological conditions. 16thInternational multidisciplinary scientific geoconference. Exploration and mining. Mineral processing. Sgem 2016. 30 june - 6 july, 2016. Albena, Bulgaria. p775-780

2 Бекберенов Д.К., Джангулова Г.К., Кабдешев А.Н., Токтаров А.А. Геомеханическая сущность и технологические особенности применения технологии с самообрушением руды в глубинных горизонтах рудника «ДНК» ДонГОКа / Международная научно-техническая конференция «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». 27-29 ноября 2014 г. Ташкент. – С. 112-116

3 Изучение инженерно-геологических условий разработки южной части месторождения хромитовых руд «Алмаз-Жемчужина». Отчет о научно-исследовательской работе. ВИОГЕМ, Белгород, 1979 г.

4 Исследование инженерно-геологических условий эксплуатации верхних горизонтов шахты «Центральная» Донского ГОКа. Отчет о научно-исследовательской работе. ВИОГЕМ, Белгород, 1983.

5 Изучение инженерно-геологических особенностей разработки глубинных частей поля шахты «Центральная» Донского ГОКа. Отчет о научно-исследовательской работе. ВИОГЕМ, Белгород, 1979.

6 Разработка и внедрение мероприятий для совершенствования технологии горных работ на шахтах «Молодежная», «Центральная» и «Глубокая» Донского ГОКа на основе инженерно-геологического районирования с учетом строения и вторичных изменений пород. Отчет о научно-исследовательской работе. ВИОГЕМ, Белгород, 1990.

7 Исследование прочностных и деформационных свойств массива для эксплуатационных горизонтов шахты «Центральная». Отчет о научно-исследовательской работе (промежуточный). ИГД АН Каз.ССР, Алма-Ата, 1990.

8 Исследование прочностных и деформационных свойств массива для эксплуатационных горизонтов шахты «Центральная». Отчет о научно-исследовательской работе (промежуточный). ИГД АН Каз. ССР, Алма-Ата, 1991.

9 Разработка новых высокоэффективных и безопасных технологий подземной добычи руд ферросплавного сырья на больших глубинах. Этап: «Разработка технологического регламента…» // Отчет о НИР, тема № 15, ИГД им. Д.А. Кунаева, Алматы, 2005. – 72 с.

10 Яковлев Ю.И., Жеребко Л.Н., Джангулова Г.К., Пивоварова Л.М. Перспективы отработки глубоких горизонтов месторождений Донского ГОКа системой с обрушением // Научно-техническое обеспечение горного производства. Труды ИГД им. Д.А. Кунаева. –Алматы, – Т.69– 2005.-С.67-70

МРНТИ 52.13.15

ДОЛИННЫЙ КЕНОРНЫНДАҒЫ КАМЕРАЛЫҚ ҚАЗЫМДАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ТҰРАҚТЫ ПАРАМЕТРЛЕРІН НЕГІЗДЕУ

А.М. Габитова[1], Е.А. Абеуов [1], А.И. Ананин[2], З.К. Тунгушбаева[2], З.Ж. Абдрашева[1]

[1]Қазақстан, Қарағанды қаласы, Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті

[2]Қазақстан, Өскемен қаласы, ҚР ИИДМ ИДК «ҚР МШКҚӨ ҰО» ШЖҚ РМК «ШҒЗКМТМИ» Филиалы

Тақырыптың өзектілігі: Қазымдау жүйесі-бұл уақыт пен кеңістіктегі өзара байланыстағы дайындығы және тазарту жұмыстарын жүргізудің белгілі бір тәртібі. Әлемдік тәжірибеде тазарту жұмыстарының геомеханикалық жағдайын бағалау үшін эмпирикалық әдістер кеңінен қолданылды. Кенді кесу кезінде сөнбейтін, үдемелі өздігінен құлау жағдайларын анықтау үшін қолданылады. Бұл кішігірім оқшауланған кен денелерін дамытуда әрдайым қанағаттанарлық нәтиже бермейді. Бұл эмпирикалық әдісті ол негізделген тәжірибеден тыс кеңейтуге тырысумен байланысты.

Лениногор кен алқабында орналасқан Долинный алтын-полиметалл кенорны өндірілген кеңістікті толтыру мен өздігінен жүретін жабдықты қолдану арқылы камералық қазымдау жүйелерімен өндіріледі.

Долинный кенорнын игеру жағдайлары үшін камералардың тұрақтылығын болжамды бағалау Мэттьюс-Потвиннің әдістемесі бойынша жүзеге асырылды.

Әдістеменің мәні тұрақтылық көрсеткішін анықтау болып табылады N:

$$N = \frac{RQD}{J_n} \cdot \frac{J_r}{J_a} \cdot A \cdot B \cdot C$$

Тұрақтылық көрсеткіші мыналарды ескереді:

- жыныстардың қысу күші;
- массивтің жарылуы (RQD, Jn, Jr, Ja) ;
- массивтің кернеулі деформацияланған күйі (а);
- жарықшақтардың өзара орналасуы (В);
- жалаңаштанудың көлбеу бұрышы (С).

Камералардың тұрақтылығын бағалау кезінде гидравликалық радиус ұғымы қолданылады, ол ілулі жақтың (немесе шатырдың) жалаңаштануының оның периметріне қатынасы ретінде анықталады: HR = (жалаңаштанудың ауданы) / (жалаңаштанудың периметрі).

Мэттьюстің алғашқы төзімділік диаграммасы тек 50 практикалық жағдайды талдауға негізделген. И. Потвиннің және басқалардың өзгертілген кестесі әлемнің түкпір-түкпірінен әртүрлі шахталардан 185 практикалық жағдай негізінде салынған. Диаграмманың көлденең осі бойынша метрмен көрсетілген HR эквивалентті жартылай аралығы (гидравликалық радиус) шегерілді. Жерасты дамуының бүкіл әлемдік тәжірибесі экспозиция мөлшері неғұрлым үлкен болса, оның тұрақтылығы соғұрлым аз болады дегенді білдіреді. Массивтің сапасы төмен (рейтингі) тұрақсыз жыныстарда да тұрақты, кішігірім өсінділер болуы мүмкін. Бұл кеніштерін техникалық пайдалану ережелерінде тау жыныстары мен кендерді тазарту қазбаларында пайда болған кездегі тұрақтылық бойынша жіктеу үшін пайдаланылды. 10 м2-ге дейін бекітусіз әсер етуге мүмкіндік беретін тау жыныстары мен кендер тұрақсыз болып саналады. Орташа тұрақтылықтағы тау жыныстарында бекітусіз 100 м2 – ге дейін, төзімді жыныстарда – 600 м2, өте төзімді жыныстарда-1000 м2-ге дейін ашуға болады.

Бастапқыда К. Мэттьюс өзінің техникасын тазарту камераларының тұрақты аралықтарын анықтау үшін жасады, яғни минималды деградациямен камералық қорларды алуды қажет ететін камералық даму жүйесін жобалау мақсатында. И.Потвин мен С. Никсонның кейінгі жұмыстары камералардың тұрақтылығын қамтамасыз етумен, соның ішінде камералардың аспалы жағын кабельдік бекітумен байланысты болды. Сондықтан олардың ғылыми және

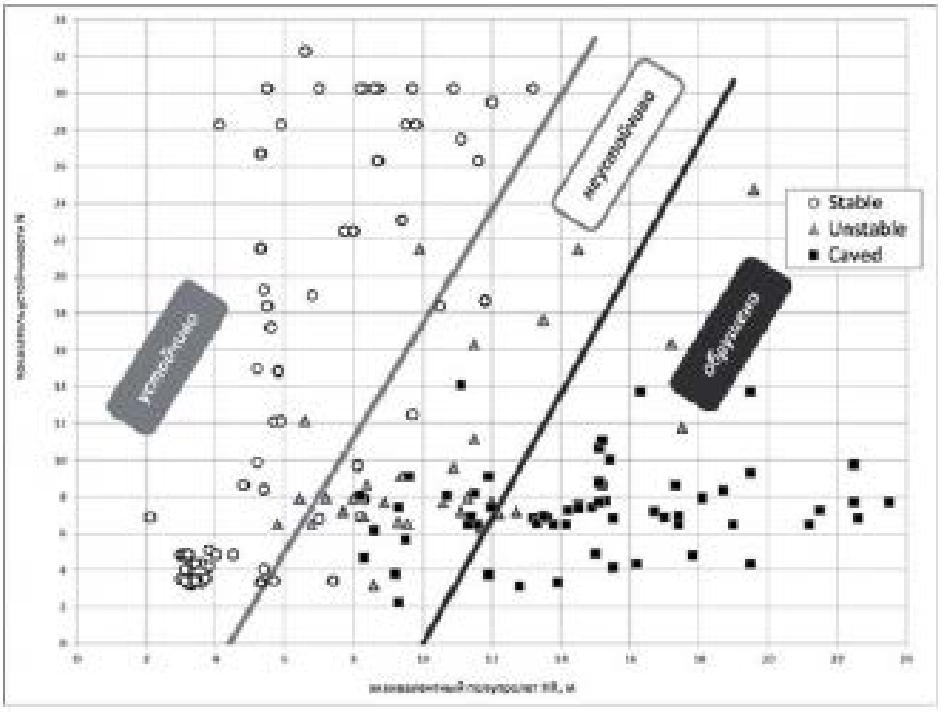
практикалық қызығушылығы тұрақты және тұрақсыз экспозиция күйлері арасындағы шекараны сенімді түрде анықтауға келді.

Долинный кенорнының шарттары эмперикалық тәуелділігіне байланысты Риддер Сокольный кенорнына орнатылған және онымен бірге бір кен аймағында шекті гидравликалық радиусына анықтау жүргізілген.

Талдауға 161 қазу бірлігінің (панельдер, блоктар, камералар) жай – күйі туралы деректер енгізілді, оның 70-і тұрақты күйде, 31-і тұрақсыз, 60-ы толығымен құлады. Статистикалық талдау тұрақты және жалаңаштанудың құлаған күйлерінің келесі шарттарын белгілеуге мүмкіндік берді (тұрақсыз күйлер аралық интервалда болады) (1 Сурет):

- тұрақты: $HR < 0,32 \cdot N + 4,3;$

құлады: $0,30 \cdot N + 10,1.$



1 сурет – Риддер-Сокольный кенорнының эмпирикалық критерийінің тұрақтылығы мен камераның құлауы

Есептеулер нәтижелері бойынша тұрақты (тұрақты) және тұрақсыз (тұрақты емес) тазарту күйін бөлетін сызықты теңдеулермен сипаттауға болады:

$$N = 3,10 \cdot HR - 13,5 \qquad \text{или} \qquad HR = 0,32 \cdot N + 4,3$$

HR гидравликалық радиусы және h құлауы және w созылуы бойынша камералардың аралықтары өзара байланысты. Егер сіз h түсуі бойынша камералардың аралығын орнатсаңыз, онда камералардың созылу бойынша рұқсат етілген аралығы формула бойынша есептеледі:

$$w_{доп} \leq 2h \cdot HR_{доп} / (h - 2 \cdot HR_{доп}).$$

Жүргізілген есептеулер негізінде Долинный кенішінің шарттарына сәйкес негізгі қазымдау жүйелері және олардың құрылымдық параметрлері анықталды.

Кен орнының негізгі қорлары кен денесінің бойымен қарама-қарсы орналасқан камераларды орналастыра отырып, камералық-тұтас қазымдау жүйесімен толтыру өңделеді:

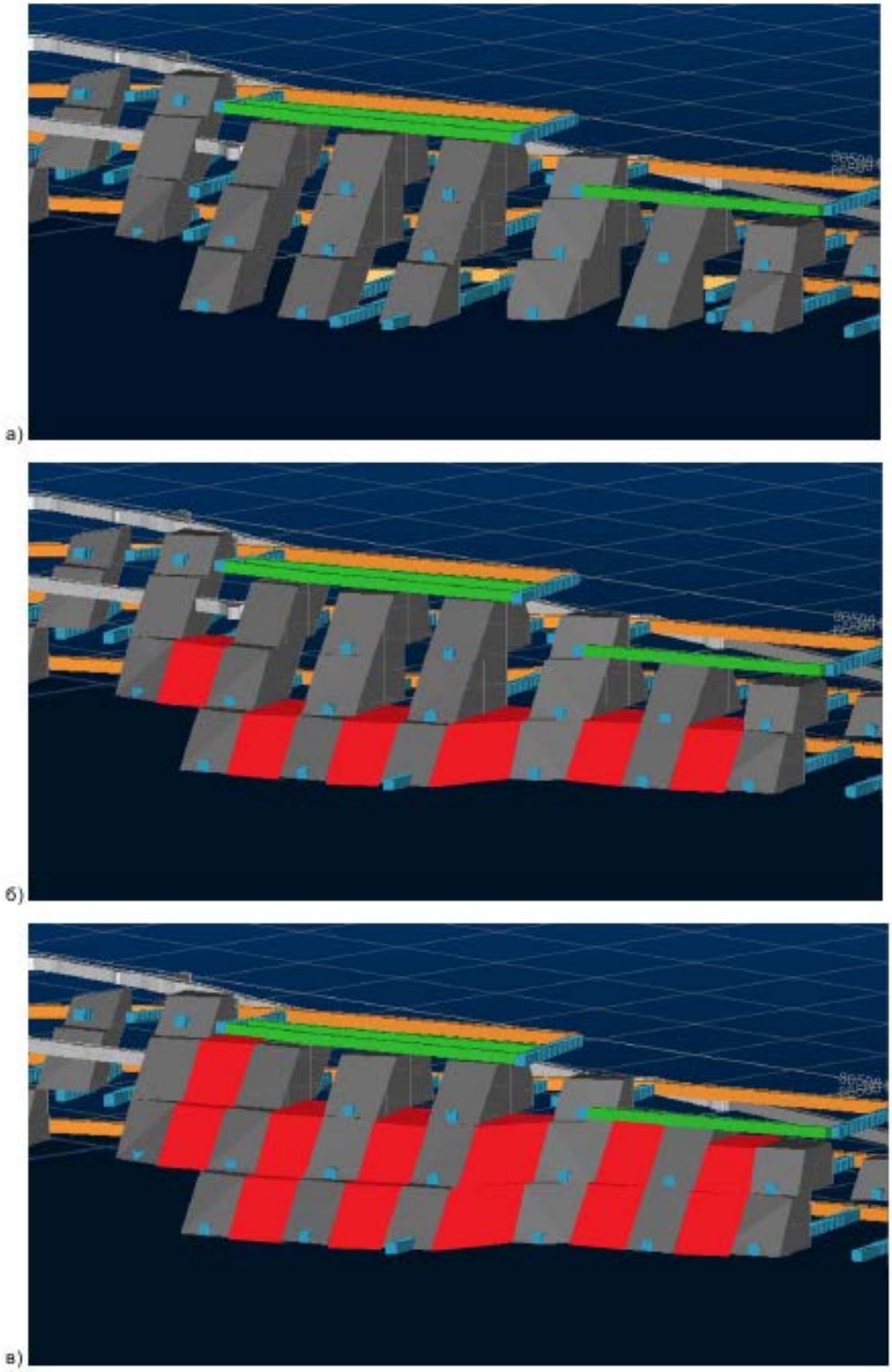
• бірінші кезектегі камералар: биіктігі үш қабаттың биіктігіне тең-60 м, кен денесінің кеңеюі бойынша ені-15 м, кен денесінің созылуының қиылысындағы ұзындығы кен денесінің қуатына тең.

• екінші кезектегі камералар: бір қабаттың биіктігі-20 м, кен денесінің кеңеюі бойынша ені-25 м, кен денесінің кеңеюі бойынша камералардың ұзындығы 30 м-мен шектелген.

Кен денесінің кеңеюі бойынша камералары бар қысқа көтерілетін ұңғымалармен кенді жоя отырып, үздіксіз камералық игеру жүйесі үшін: камералардың ұзындығы - 30 м, камераның ені - 10 м; биіктігі алынатын кен денесінің қуатына тең.

Камераларды қазымдау тәртібі төмендегі суреттерде көрсетілген (6-1 Сурет - 6-2 Сурет).

Бастапқы камераларды қазымдау төменгі қабатта жүргізіледі. Оларды толтыру 3 ішкі қабатты қазымдағаннан кейін жүзеге асырылады. ВК (қайталама камераларды) қазу ДК-дегі бетбелгі беріктігін жоғары көтерілу тәртібімен жүргізгеннен кейін жүзеге асырылады.



2 сурет – бірінші (а) камераларды толтыру және қазымдау тәртібі және екіншісі (б, в) кезекпен.

Блокты өздігінен қиратуды игеру жүйесін қолдану жөніндегі халықаралық жобаның дамуымен бұл әдіс ағылшын тіліндегі caveability – құлау термині қолданылатын кендер мен жыныстардың сөнбейтін құлау жағдайларын анықтау үшін пайдаланылды. Бүкіл әлемде кеннің өздігінен құлауымен жерасты өндіру технологиясын енгізу

нәтижелері бойынша көптеген жаңа практикалық деректер пайда болды, негізінен кен массивінің үлкен аралықтарында тұрақсыз және құлаған күйдің жағдайларын анықтайды. Тазарту қазбаларының өлшемдері мен тау жыныстарының қасиеттерінің анағұрлым кең ауқымын қамтуға мүмкіндік беретін практикалық мәліметтердің едәуір мөлшерін жинады.

Бұл деректер бұрын сипатталған жағдайлармен біріктіріліп, 500-ге жуық жазбадан тұратын бірыңғай практикалық мәліметтер базасы құрылды. Осы мысалдардың барлығында тұрақтылық көрсеткіштері бастапқыда К.Мэттьюс және т. б. ұсынған Бірыңғай нұсқауларды қолдану арқылы анықталды. Жиналған практикалық мәліметтер HR-N координаттарының Қос логарифмдік осьтерімен диаграммаға келтірілген, кеңейтілген мәліметтер базасы бойынша дамыған кеңістіктердің тұрақты және тұрақсыз күйлері арасындағы шекараны анықтау үшін бастапқы деректердің регрессиялық талдауын қолданды.

Риддер-Сокольный кенішіндегі (РСК) тазарту камераларының тұрақты күйі мен құлау жағдайларын анықтау үшін К.Мэттьюс әдісін қолданды. РСК-дегі 200 жылдық тарихта құлауы бар (негізінен) және бетбелгісі бар (қорғалатын объектілердің астында) даму жүйелері көптеген қазу қондырғыларын (панельдер, блоктар, камералар) қолданды. РСК мұрағаттарда тарихи және заманауи деректерді олардың ең көп саны бойынша жинады

Объектілерді жіктеу әдістерін қолдана отырып, Риддер-Сокольный кенішіндегі қазба бірліктерінің параметрлері бойынша геомеханикалық деректерді статистикалық өңдеу арқылы К. Мэтьюз әдістемесі бойынша тазарту камераларының тұрақтылығы мен құлау критерийлері анықталды. Олар дамыған кеңістіктердің тұрақтылығын бағалаудың әлемдік тәжірибесімен жақсы үйлеседі, бұл статистиканы әлемдік деректердің бірыңғай базасына біріктіруге мүмкіндік береді. Осылайша, К. Мэтьюз әдістемесінің өнімділігі ғана емес, сонымен қатар тұрақтылық пен камералардың құлауының белгіленген аналитикалық критерийлерінің дұрыстығы расталады. Сызықтық регрессия түрінде алынған тазарту камераларының тұрақты күйінің критерийі камералық даму жүйелерін жобалау кезінде олардың рұқсат етілген параметрлерін есептеуге жарамды.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Макаров А.Б., Ананин А.И. Критерии устойчивости очистных камер Сборник научных трудов ВНИИцветмета / Прогрессивные технологии добычи и переработки рудного и техногенного сырья при производстве цветных металлов // ВНИИцветмет. – Усть-Каменогорск, 2015

2 Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C. and Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. CIM Bull, 93 (1036): 162-167

3 Единая технологическая инструкция по применению набрызгбетонной, штанговой и комбинированной крепей в капитальных, подготовительных и очистных выработках рудников цветной металлургии/Минцветмет СССР. – М.: Цветметинформация, 1987

4 Nickson, S.D. (1992). Cable support guidelines for underground hard rock mine operations. M.App.Sc. thesis, University of British Columbia.

МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХИМИЧЕСКОЙ, ТЕРМИЧЕСКОЙ СТАБИЛЬНОСТИ И МЕХАНИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ БИОУГЛЯ

С.М.Турабджанов, Л.С. Рахимова, А.Х.Арипов

Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Введение. В настоящее время в нашей Республике в пищевой промышленности[1] в фармацевтике [2] в очистке питьевой и сточных вод а также в другой сфере промышленности адсорбционное качество в большом количестве адсорбентов используется в широком смысле[3]. В них имеет особое значение адсорбенты биоугля. Но горнодобывающая промышленность по производству адсорбентов считает большую часть своей дорогой. В связи с этим, промышленный тур требует адсорбционного импортера местная алхимия, адсорбционная воронка, адсорбционная колонна и адсорбционная способность фундаментального исследования в настоящее время считается обязательным[4]. Промышленный масштабный объемный адсорбентный инструмент а также используется их в научных исследовательских лабораториях[5].

Материалы и методы.Учиттывая вышеизложенное мы собрали опад *Juglans mandshurica* в начале осеннего сезона, поместили собраннвый опад в специальный контейнер и промыли его от пыли и атмосферного воздуха. Цель промывки – открыть поры в процессе перолиза и во время активации нашей биоугля, а после процесса ее очистить, чтобы не увеличивался процент золы.

Результаты. Взвешенные примеси были удалены путем интенсивного промывания водопроводной водой, а затем высушивались на солнце в течение четырех дней. Сушеные *Juglans mandshurica u* взвесили на весах прессовали и положили в печь. Затем порошок опавшие листья манжурского ореха были преобразованы в биоуголь в бескислородной среде в 450±5^{o}C в течение 3-4 часов. При высоких температурах до 500^{o}C можно получить биоуголь (твердая часть пиролиза) низким выходом (до 16%) продукта. Однако количество пирокоденсата вовремя пиролиза увеличивается до 50%. В это же время при низких температурах 350-395^{o}C биоуголь получали с высоким выходом (58%) по сравнению 500^{o}C. Надо особо подчеркнуть то, что в интервале 2,5-3 часов в пределах 400-450^{o}C температуры биоуголь получали с удовлетворительным выходом и эти параметры являются оптимальными при получении биоугля в качестве адсорбента.С помощью парагенератора 8 атмосферного давления в течении 2 часов открыли макропоры.После охлаждения печи 2 гр активированного биоугля взвесили на аналитических весах. Опираяясь на этот

ГОСТ 11022-95 с помощью методики залы начали проверять. Взвешанные 2 гр биоугля положили в спеециальную тигель посуду.Но до этого момента чтобы убрать влажность при температуре 110 С нагрели тигель посуду и затем взвесили посуду на весах и записали в книжку, также взвессив 2 гр биоугля на весах и записали в книжку.В течении 5 часов продукт из тигель посуды мы положили в печь чтобы нагреть и узнать сколько весит остаток залы. С помощью ГОСТ 11022-95 формулы мы сделали отчёт мы увидели что 85-88 % при результате сгорания всё исчезло, а остальная 12% залы осталось. Наш продукт показал маленький показатель залы, в результате иследовани мы увидели маленький показатель залы, а результат очистки высокий.

Заключение. В результате исследования мы увидели, что процент золы очень низкий, при очистки сточных вод мы увидели что процент адсорбции очень высокий, после окончании работы процент залы очнь низкий. С помощью ГОСТ 11022-95 мы доказали что количество залы очень низкое.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Борисоглебский А.С., Федоров А.М. Углеродные адсорбенты и их применинии в промишленности. – Пермь ПГУ, 1991-137 с.

2 Жуков А.И., Монгайт И.Л., Родзиллер И.Д. Методы очистки производственных сточных вод. М.: Стройиздат. 1989. - 223 с.

3 Барашева С.В., Каратаев О.Р. Тенденции загрязнения окружающей среды сточнимы водамы различных промышленных предприятий // Ж.Научно-методический электронный журнал концепт. 2014, том 20, с. 1681- 1685.

4 А.Х. Арипов, С .М. Турабджанов, Л.С. Рахимова. Палучения биоугля на основе сельскохозяйственных отходов 2022 год ст. 418- 420.

5 Олонцев В.Ф. Современные технологии высококачественных углеродных адсорбентов. Сообщ. 2. Технологии на основе растительного сырья // Химическая промышленность. - 1998. - № 1. - С. 8 – 12.

6 ГОСТ 11022-95 ТОПЛИВО ТВЕРДОЕ М И Н Е Р А Л Ь Н О Е Методы определения зольности.

Код МРНТИ 53.01.91

УТИЛИЗАЦИЯ ПРОДУКТОВ И ОТХОДОВ ГАЗООЧИСТКИ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ

М.Ш. Бабаев [1], А.С. Хасанов [1], А.А. Саидахмедов [2]

[1]Навоийское отделение Академии Наук Республики, г.Навои, Узбекистан

[2]Навоийский государственный горно-технологический университет, г.Навои, Узбекистан

Аннотация. В статье представлены результаты анализа продуктов и отходов газоочистки медного производства, их образования, а также актуальность их переработки с разработкой и внедрении эффективных технологий утилизации и переработки промежуточных продуктов газоочистки медного производства не только для снижения экологической нагрузки от производственной деятельности, но и для повышения экономической эффективности предприятия.

АО АГМК производит 100 % меди и более 20 % золота в Узбекистане по технологиям, включающим как пирометаллургические, так и гидрометаллургические процессы, и является единственным предприятием в стране, перерабатывающим сульфидное медно-молибденовое сырье.

Обеспечение эффективной очистки пылегазового потока от токсичных газов и пыли - одна из основных проблем экологической безопасности. Решению проблемы способствовало бы масштабное внедрение новых технологий, направленных на более рациональное и комплексное использование сырья, однако проводимые реконструкции имели основной целью увеличение выпуска готовой продукции.

Недостаточно глубокая очистка пылегазовых выбросов от вредных веществ и малоэффективная утилизация отходов металлургических предприятий приводит к значительной экологической нагрузке на окружающую среду, причем последствия антропогенного воздействия на человека, проживающего на ближайшее территории, сказываются сильнее. В условиях производственной зоны на организм человека воздействуют различные негативные факторы, которые влияют на функционирование всех систем организма.

Снижению выбросов пыли в окружающую среду способствует внедрение новых гидрометаллургических технологий переработки сырья, что является устойчивой тенденцией дальнейшего развития производств металлургического профиля. Однако пиропроцессы в металлургии меди до настоящего времени применяются очень широко, и при переработке сульфидного медно-молибденового сырья полностью отказаться от таких переделов невозможно, так как именно они обеспечивают концентрирование цветных и благородных металлов.

Таким образом, задача эффективной очистки пылегазового потока от сернистого газа и взвешенных частиц не теряет своей актуальности. Одним из наиболее распространенных вариантов утилизации пылей после сухой очистки газов является их возврат в действующее производство, в результате чего возникает проблема накопления таких вредных для основной технологии примесей, как цинк, свинец и мышьяк. В связи с этим очевидна необходимость выведения пылей из основного цикла получения металлов и организации их самостоятельной переработки, в том числе для снижения потерь содержащихся в сырье ценных компонентов.

Мокрая очистка пылегазового потока с получением товарной серной кислоты контактным способом, организованная, в частности, на комбинате АО «Альмалыкской ГМК», сопровождается образованием дополнительных видов отходов: промывной серной кислоты, газоходных конденсатов, висмутовых шламов (рис. 1). В настоящее время висмутовые шламы складируются и, по возможности, реализуются в виде некондиционного продукта. Очевидно, что такой способ утилизации растворов приводит к дополнительной экологической нагрузке, а отсутствие комплексных технологий переработки промежуточных продуктов — к безвозвратным потерям ценных компонентов, в том числе редких и благородных металлов, в результате складирования и захоронения продуктов горнометаллургического комплекса.

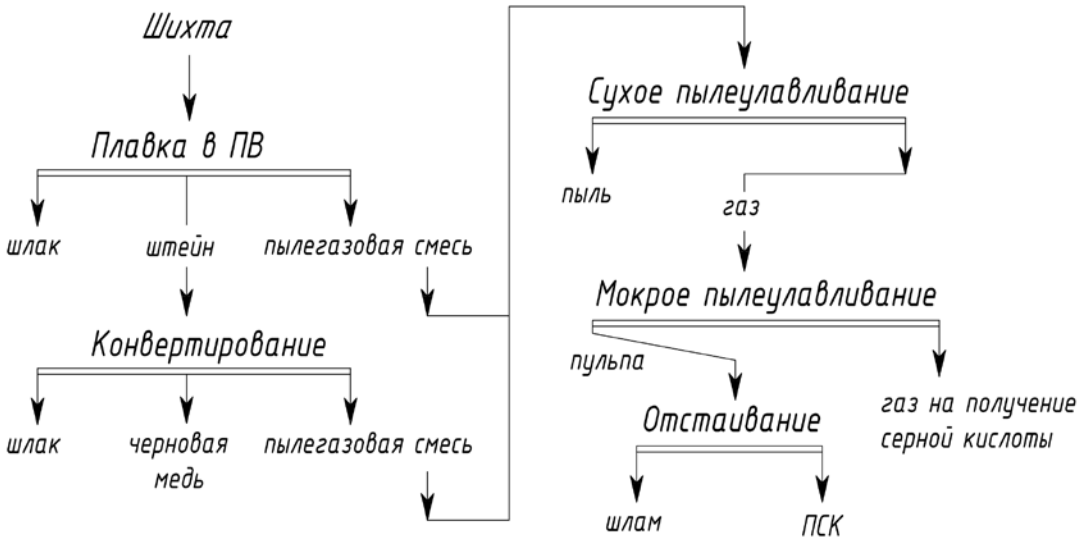


Рисунок 1 – Технологические схемы переделов плавки медной шихты, конвертирования штейна и очистки металлургических газов, поступающих на получение серной кислоты МПЗ АО АГМК

Разработка и внедрение эффективных технологий утилизации и переработки промежуточных продуктов газоочистки медно-молибденового производства является перспективным направлением не только для снижения экологической нагрузки от производственной деятельности, но и для повышения экономической эффективности предприятия [1,2].

Затраты на проведение экологических мероприятий, связанных с утилизацией и переработкой отходов медного производства, могут быть существенно снижены, а в некоторых случаях даже достигнута прибыль от организации нового производства, если выполняются частично или полностью следующие условия [3]:

- при переработке отходов используются экологически безопасные и малозатратные технологии; - отходы используются в исходном виде или после небольшой подготовки в качестве самостоятельного реагента или материала взамен закупаемых предприятием продуктов; - извлечение из отходов токсичных элементов и вредных для технологии примесей производится при одновременной переработке нескольких видов отходов; - при переработке отходов производится новая или дополнительная продукция, реализация которой позволяет частично или полностью компенсировать затраты на производство.

Немаловажное значение при разработке ресурсосберегающих технологий имеет также учет специфических свойств минерального сырья техногенного происхождения.

Таким образом, более широкое внедрение способов, отвечающих перечисленным выше условиям, позволит существенно сократить объемы отходов и токсичных выбросов и будет способствовать повышению эффективности переработки медно-молибденового сырья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Петров, Г. В. Обзор способов вовлечения в переработку техногенных платиносодержащих отходов горно-металлургического комплекса / Г.В. Петров // Обогащение руд. – 2012. – № 1. – С. 25–28.

2 Брянцева, О.С. Воспроизводство сырьевой базы цинка на основе рециклинга техногенного сырья / Брянцева О.С., Дюбанов В.Г., Паньшин А.М., Козлов П.А. // Экономика региона. – 2013. – № 2 (34). – С. 63–70.

3 Саидахмедов А.А., Буронов А.Б. Методы анализа пыли медеплавильного завода // Материалы международной конференции на тему «Комплексное инновационное развитие Зарафшанской области: достижения, вызовы и перспективы» Навои, Узбекистан. – 2019г. С. 15–19

Код МРНТИ 53.01.91

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ, ЗАБАЛАНСОВЫХ И НИЗКОСОРТНЫХ ОТВАЛОВ АО “НГМК”.

М.Ш. Бабаев[1], Б.Р. Вохидов[2], А.А. Саидахмедов[2]
[1]Навоийское отделение Академии Наук Республики, г.Навои, Узбекистан
[2]Навоийский государственный горно-технологический университет, г.Навои, Узбекистан

Аннотация. В настоящей время в горно-металлургической промышленности появилась тенденция переработки техногенных отходов, накопившихся в течение многих лет. Мировые запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легко извлекаемыми рудами в настоящее время практически истощены. Это обусловливает уменьшение объёмов переработки кондиционных руд и вовлечение в разработку техногенных отходов, труднообогатимых руд и забалансовых и низкосортных отвалов.

В настоящей время в горно-металлургической промышленности появилась тенденция переработки техногенных отходов, накопившихся в течение многих лет. Мировые запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легко извлекаемыми рудами в настоящее время практически истощены. Это обусловливает уменьшение объёмов переработки кондиционных руд и вовлечение в разработку техногенных отходов, труднообогатимых руд и забалансовых и низкосортных отвалов.

Техногенных ресурсов цветных и благородных металлов на территории Узбекистана обладает Центрально-Кызылкумский горнорудный район, отличающийся длительной историей освоения и разработки руд цветных и благородных металлов. С начала разработки месторождений полезных ископаемых Навоийским ГМК в складских хозяйствах и хвостохранилищах накоплено более трех миллиардов тонн техногенных отходов некондиционного минерального сырья [1].

Забалансовая руда имеет содержание металлов ниже браковочного предела и не перерабатывается на заводе или фабрике. Обычно она находится на хранении и при повышенном содержании ценного компонента в текущей балансовой руде шихтуется и вовлекается в переработку. Забалансовая золотосодержащая руда обычно содержит золота от 0,5 до 1,5 г/т. Минерализованная масса имеет содержание значительно меньше забалансовых руд и не перерабатывается на заводах или фабриках, складируется в отвалах рудников. Самыми большими отвалами минерализованной массы и складами забалансовой руды обладает рудник Мурунтау. На сегодняшний день на руднике находится около 2,5 млрд т минерализованной массы и более 150 млн т забалансовых руд [2].

Рудник сульфидных золотосодержащих руд Восточный (Кокпатас) разбросан на территории площадью более 40 км^2, на которой находится более 40 карьеров. На руднике находится более 180 млн т минерализованной массы и 12 млн т забалансовых руд. Также, на другом руднике сульфидных золотосодержащих руд Даугызтау находится более 12 млн т забалансовой руды. Хвосты являются основными твердыми отходами, образующимися в процессе обогащения полезных ископаемых.

Одно из крупных хвостохранилищ не только в Узбекистане, но и в мире, находится в центре пустыни Кызылкум для хранения отвальных хвостов гидрометаллургического завода № 2 Навоийского ГМК. Объемы твердых отходов составляют более 1,1 млрд т. В хвостохранилище ГМЗ-3 складируются отвальные хвосты от переработки окисленных и сульфидных золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугызтау. Объемы отвальных хвостов составляют более 112 млн т.

Добыча и переработка этих металлов из руды приводит к образованию больших количеств и различных видов отходов. В новых экономических условиях Узбекистан остро нуждается в переосмыслении стратегии использования недр. Проблема вовлечения в переработку техногенного сырья важна для Республики и включает в себя экономию не возобновляемых в природе минеральных ресурсов.

Была изучена для разработки технологий извлечения золота, серебра и редких металлов из техногенных отходов хвостохранилищ Гидрометаллургических заводов №1, 2, 3, 4 и Марджанбулакского ЗИФ Навоийского горно-металлургического комбината состав техногенных отходов на содержание благородных металлов. Результаты пробирного и спектрального количественного анализа показывали, что содержание ценных металлов в хвостах гидрометаллургических заводов составляет прилично. Результаты химического (силикатного) анализа представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты химического (силикатного) анализа

ПРОБА	Содержание элементов, %											
	SiO_2	Al_2O_3	TiO_2	FeO	Fe_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	P_2O_5	MnO	п.п.п.
Хвосты ГМЗ-1	71,0	10,5	0,63	1,41	3,86	2,3	1,7	1,6	1,9	0,22	0,05	3,2
Хвосты ГМЗ-2	69,1	11,0	0,67	2,44	1,86	3,1	2,3	2,4	2,6	0,20	0,04	2,2
Хвосты ГМЗ-3	58,1	10,8	0,86	2,83	2,29	8,0	2,9	1,5	2,2	0,30	0,09	8,3
Хвосты ГМЗ-4	64,1	12,7	0,59	3,09	1,57	3,5	1,3	3,0	3,3	0,49	0,05	1,8
Хвосты ГМЗ-МЗИЦ	64,5	15,1	0,73	1,23	5,06	2,0	1,3	1,1	2,8	0,08	0,09	5,7

Также проведены анализы по определению содержания в материале проб основных редкоземельных элементов (лантаноидов). Во всех пробах содержание основных редкоземельных элементов (La, Ce, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Y) ниже порога обнаружения, который составляет 0,0005%.

Количество благородных и редких металлов в техногенных отходах является основанием для рассмотрения их в качестве сырья для производства драгоценных металлов.

Основное направление исследований – комплексное извлечение драгоценных металлов из техногенных отходов с помощью усовершенствованных технологий.

В этом направлении главным работам являются изучение перехода металлов в фазу обогащения посредством интенсивного гравитационного обогащения отходов и разработка альтернативных параметров селективного растворения техногенных отходов в присутствии новых растворителей путем просачивания и перемешивание.

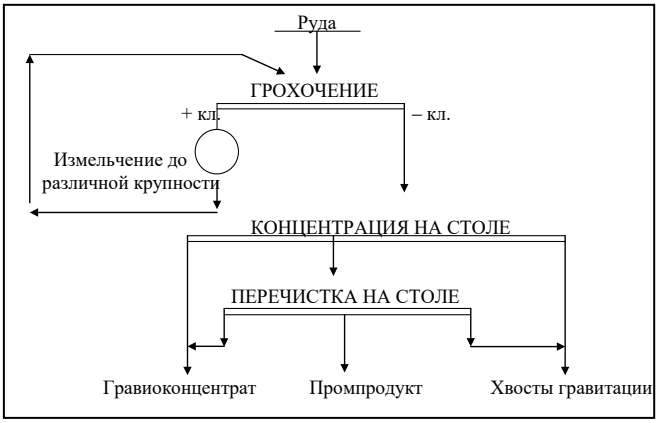


Рисунок 1 – Технологическая схема обогащения техногенных отходов АО НГМК

С этой целью эксперименты по технологическим исследованиям по гравитационному обогащению проводились в лаборатории по технологическую схему, приведенной на рис. 1.

Схема выключает себя процесс грохочение для разделение техногенных отходов с дальнейшими двухстадийном перечисткам на концентрационном столе.

Режим работы стола:

- частота качаний деки 110 ходов в мин.;- амплитуда качаний 8 – 9 мм;
- поперечный наклон деки – 5 º; - расход смывной воды – 4,5 л/мин.;
- навеска руды (исх. сырья) – 20 кг.

В результаты работы получено три продукта, хвосты гравитации направляли на отвал, промпродукт на предыдущий процесс перечистки и получено гравитационный концентрат после двухстадийной перечистки.

Полученные результаты свидетельствует о возможности переработку техногенных отходов НГМК и имеется перспективу, также в дальнейшим требуется усовершенствование и дополнение гидрометаллургических вмешательств для селективного разделение благородных металлов из состав полученных гравитационных концентратов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Вохидов Б.Р., Бабаев М.Ш. // Инновационные подходы к техногенным отходам, как сырьевой базе горно-металлургической отрасли // X Форум Инженерно – технологического профиля союзного государство // Минск, 2021 г. Декабря Ст.135-137.

2 Хурсанов А.Х., Хасанов А.С., Абдукадиров А.А., Вохидов Б.Р. Технология платиноидов [Платиноид технологий]. Тошкент, “Муҳаррир” Публ., 2021й. Ст.29, 33,88,216.

Код МРНТИ 53.01.91

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ СЕЛЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ РАСТВОРЕНИЯ

Б.Р.Вохидов[1], А.А.Саидахмедов[1], М.Ш.Бабаев[2]

[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, г.Навои, Узбекистан
[2]Навоийское отделение Академии Наук Республики, г.Навои, Узбекистан

Сегодня в условиях Узбекистана отсутствует комплексная технология переработки техногенных отходов и извлечения редких и драгоценных металлов в условиях АО «АГМК» с небольшими количествами редких металлов. Наличие в АО «АГМК» техногенных отходов, содержащих платину, палладий и родий, указывает на то, что завод может управлять производственной отраслью, перерабатывая отходов в течение нескольких лет без переработки руды. В

данной статье рассматривается возможность разработки технология извлечения платины и палладия из шлаков плавки полученных в цеху аффинажа золота и серебра (ЦАЗиС АО «АГМК»). В работе определена эффективность методов селективного выщелачивание платины и палладия, а также уделено внимание способам растворения, восстановления платиновых металлов и методам их очистки из различных примесей. Разработана комплексная технология извлечения платины и палладия с многоступенчатыми процессами рафинирование.

Медаплавильном заводе АО «АГМК» в цеху аффинажа золота и серебро (ЦАЗиС) расплавляется в электропечи анодного золота для дальнейщего извлечение из него золото и серебро, при этом образуется шлаки плавки ЦАЗиС. Для изучения фазового состава исходного шлака, полученного из плавки ЦАЗиС были анализированы пробы на сканирующем электронном микроскопе JSM-IT200.

Результаты анализов показывают, что драгоценные металлы в основном находятся в кристаллической решетке железного соединения, так как при расплавление железо имеющихся высокое сростко к кислорода, окисление в виде переходит фазе шлака и сорбирует себя платиноидов частично.

При этом палладий и платина обнаружена не во всех частицах. Результаты анализов показывает что, содержание палладия и платины в отдельных частицах составляет соответственно, %: Pt 0,01-0,11, Pd 0,02-0,25 и соответственно в примесах повыщенное содержание железа и кислорода обясняющие на окис железа. Далее проведено анализ EDS для изучения полной картины поверхности (рис. 1).

Этим методом определяется в какой части пробы находится составляющие элементы. Результаты анализов утверждает, что проба в основном содержит кислород, а там, где есть кислород, просвечивает сигналы Fe и Si. Сигналы палладия и кислорода очень близки, поэтому картины L-линии палладия и K-линии кислороды почти одинаково. Энергетическое разрешение энергодисперсионного спектрометра составляет 130 эВ. Но разница между Lα-линии палладия и Kα-линии кислорода почти составляет 14 эВ.

Поэтому при анализах энергодисперцинного спектрометра показывает палладий и кислорода в одном пике (рис. 2).

В результате обширных исследований, включающих ряд опытов и экспериментов, была разработана новая технологическая схема. Преимуществами рекомендуемой технологии являются: высокая чистота получаемого палладиевого и платинового порошка меньшими энергетическими затратами, высокая производительность, экономия реагентов и высокая степень извлечения благородных металлов. Способ пригоден и с экологической точки зрения, так как образующиеся кислые фильтраты нейтрализуются раствором щелочи или щелочными фильтратами, полученными при восстановлении палладия до металла муравьиной кислотой или солянокислым гидразином.

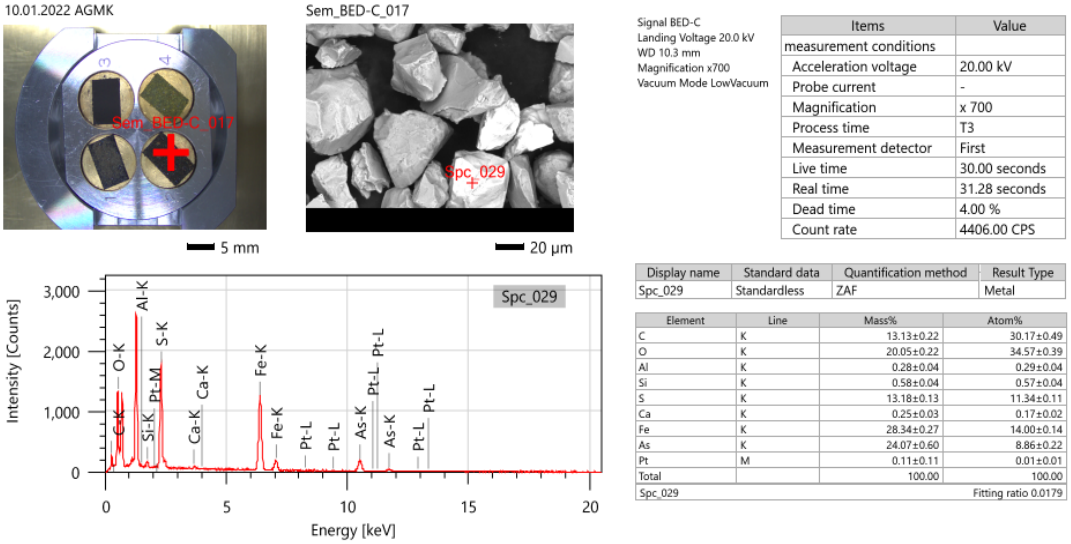


Рисунок 1 – Изображение шлака ЦАЗиС электронном микроскопе JSM-IT200 110 кратном размере (по платину)

Рисунок 2 – Сканирующий электронный микроскоп (СЭМ-ЭДХ) марки Zeiss EVOMA 10/Aztee Energy Advanced X-Act

В лабораторных условиях проведены эксперименты по извлечении палладиевого и платинового порошка из концентратов ЧРУ в МПЗ АО «АГМК». Опыты проведены в разных концентрациях растворителя для определения оптимального режима технологического цикла.

Таким образом, по полученным результатам проведенных исследовании можно сделать вывод о том, что внедрение разработанной технологии даст несомненный экономический эффект благодаря дополнительному извлечению ценных компонентов и улучшит экологическую обстановку в местах скопления техногенных отходов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Хурсанов А.Х. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов // Хурсанов А.Х., Хасанов А.С., Б.Р. Вохидов Горный вестник Узбекистана. г. Навои. №1 (76) 2019г. С. 58 – 61.

2 Исследование повышения степени извлечения аффинированного палладиевого порошка из сбросных растворов // Вохидов Б.Р. [и др.] // Литье и Металлургия. 2020 г. №1 –С.78–86.

3 Хасанов А. С. Исследование повышение степень извлечения и чистоты аффинированного палладиевого порошка из сбросных растворов / А.С. Хасанов Б.Р. Вохидов, Р.А. Хамидов / Universum: Технические науки. 2019. – №9 – С. 20–30.

Код МРНТИ 52.13.21

ЖЕРАСТЫ ТАУ-ҚАЗБАЛАРЫН ӨТУ КЕЗІНДЕГІ БҰРҒЫЛАУ-ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН ОҢТАЙЛАНДЫРУ

Т.М. Алменов, Д.М. Шабаз, М.Е. Базархан

Satbayev University, Алматы қаласы, Казақстан

Мақалада «Ақжал» кенішінің жерасты тау-кен қазбаларын өту кезіндегі бұрғылау-жару жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру бойынша зерттеу нәтижелері келтірілген. Зерттеу жұмыстары барысында кенорнының тау-кен геологиялық және гидрогеологиялық жағдайлары, геологиялық құрылымы, таужыныстарының физико-механикалық қасиеттері, деформациялану шарттары, орнықтылығы және т.б. көрсеткіштерге талдаулар жүргізілді. Аталған көрсеткіштерді терең зерттей отырып, жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі массивтің геомеханикалық және геотехникалық жағдайлары зерделенді, қабылданған қазбаны өтудің технологиялық сұлбасының параметрлері негізделіп, қазба өту жұмыстарының тиімділігі мен қауіпсіздігін қамтамасыз ету мәселелері қарастырылады. Сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарына әсер ететін әртүрлі факторларға талдау жұмыстары жүргізілді, тау-кен қазбаларын өту жұмыстарын жүргізу кезіндегі ең жоғары өнімділікке қол жеткізу және тәуекелдерді азайту үшін, бұрғылау-жару жұмыстарының оңтайлы параметрлері анықталды. Бұрғылау-жару жұмыстарын оңтайландыруда шпурларды пайдалану, жарылғыш затты электрлсіз қоздыру технологиясы, заманауи тау-кен жабдықтары мен машиналары, Holset, Surpac, Netpromine және т.б. арнайы тау-кен қазбаларын өту кезінде қолданылатын кешенді бағдарламалық жүйелер қолданылды. Алынған нәтижелер «Ақжал» кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын өту процесін оңтайландыруға мүмкіндік береді, қазба өту жұмыстарының нәтижесінде жұмыс процесстерінің тиімділігі арытады және жұмысшылардың еңбек жағдайлары жақсарады.

Түйін сөздер: тау-кен қазбаларын өту (жүргізу), бұрғылап-жару жұмыстары, үңгімелік шпур, шпурларды пайдалану коэффициенті, тығын, жарылғыш заттар.

Кіріспе. Еліміз қатты пайдалы қазбалар қоры бойынша тау-кен өндіру өнеркәсібінде дамыған елдердің бірі болып табылады. Пайдалы қазындыларды жерасты әдісімен өндіру мақсатында салынатын тау-кен қазбалары маңызды инженерлік жерасты ғимараты екендігі белгілі. Осы аталған тау-кен қазбалары бұрғылау-жару жұмыстарының (БЖЖ) көмегімен өту процесстері технико-экономикалық тиімділігі мен қауіпсіздігі жағынан алып қарағанда терең зерттеулерді қажет етеді. Бұрғылау-жару жұмыстарының қазіргі таңдағы жағдайы техникалық құралдар мен технологиялардың, сондай-ақ, бұрғылау-жару жұмыстарын жүргізу тәсілдері мен қазба өту жұмыстарының параметрелерін есептеу әдістерінің айтарлықтай дамуымен сипатталады.

Бұрғылау-жару жұмыстары тау-кен қазбаларын өтуде забойдағы таужыныстары массивін бұзу кездерінде және де кен сілемдерін де бұзып қопару барысында да кеңінен қолданылады. Яғни, қатты пайдалы қазындыларды өндіру кездерінде кен сілемдері мен таужыныстары массивтерін бұзудың (қопсытудың) 90 % шамасы бұрғылау-жару жұмыстары көмегімен жүзеге асады. Сондықтанда аталған тақырыптағы зерттеу жұмыстары тау-кен саласының ерекше және маңызды мәселелерінің бірі болып табылады [1, 2].

Жерасты тау-кен қазбаларын өтудегі бұрғылау-жару жұмыстарын жүргізуде тау-кен қазбаларын дайындау (забойға шпурларды белгілеу, бұрғы жабдықтарын забойға жеткізу, су, электр, сығылған ауа желілеріне жалғау т.б.), шпурларды бұрғылау, бұрғыланған шпурлардың ішін тазарту, оларды жарылғыш заттармен толтырып оқтау және тығындау, жару желілерін монтаждау, жабдықтармен адамдарды қауіпсіз аймаққа шығарып жару жөніндегі белгілерді қою, содан кейін жарушының тығылу аймағына барып аттыру операциялары орындалады.

Қазіргі таңда, «Ақжал» кеніші кендерді ашық әдіспен өндіруден, жерасты әдісімен кен өндіру тәсілдеріне қарай көшу жұмыстарын жүргізуде. Осыған байланысты «Ақжал» кенішінде жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының

параметрлерін оңтайландыру жұмыстары қарастырылып жүргізілді. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру барысында келесідей: электрсіз қоздыру технологиясын қолдану, шпурларды пайдалану коэффициенті жоғарлату, мейлінше қазбаның көлденең қимасының жиектерін жобаға сәйкес бұзу, қазба өту жұмыстарын толық механикаландыру, тау-кен сілемін жай-күйін тиімді ретпен басқару, қоршаған ортаны қорғау, еңбек қауіпсіздігі және т.б. көрсеткіштерді ескере отыра тау-кен қазба өту жұмыстарын оңтайландыруға бағытталған.

Тау-кен қазбаларын бұрғылау-жару жұмыстарының көмегімен өтуде шпурларды пайдалану коэффциентінің мәнін жоғарылату, шпурлардың оңтайлы параметрлерін қабылдау (тереңдігі, диаметрі, саны), оқтамдардың тиімді болатын параметрлерін есептеп (жарылғыш зат және жару құралдарының түрі, олардың шпурда орналасуы, әрбір шпурдағы мөлшері т.б.) негіздеу жұмыстары зерттеу барысында жүргізілді.

Шпурларды пайдалану коэффициенті (ШПК) дегеніміз забойдың бір жарылыстан соң алға жылжуының, шпурдың орташа тереңдігіне қатынасын айтамыз [1, 2].

Жарылғыш заттар (ЖЗ) - бұл тау-кен қазбаларын өту және басқа да тау-кен жұмыстары кезінде тау жыныстары массивтерін бұзу үшін қолданылатын құрал.

Жұмыстың басты мақсаты: Жерасты тау-кен қазбаларын қазу кезінде қазба забойында орналасатын шпурлардың 3 схемасын салыстыру, негіздеу және бағалау арқылы қазба өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландыру.

Материалдар мен әдістер. «Nova Цинк» ЖШС Қарағанды облысының Шет ауданында Қарағанды қаласынан 230 км және Балқаш қаласынан 130 км қашықтықта орналасқан. «Nova Цинк» ЖШС құрамындағы Ақжал кеніші мырыш-қорғасын кендерін өндіруді жүргізеді [3].

Массивтен таужынысын жарылғыш заттардың жарылыс әсерімен қопару процесі өте күрделі процестердің бірі болып келеді. Оның ағымы мен соңғы нәтижелері массивтің табиғи қасиеттерімен, жарылғыш заттардың жарылғыш түрлену сипаттамасымен және жарылыс өнімдерінің қоршаған ортамен механикалық әрекеттесуімен анықталады. Олардың ішіндегі ең маңыздыларын анықтау үшін таужыныстары мен массивтің физика-механикалық қасиеттері, әсер етуші күштердің сипаттамалары және олардың өзара әрекеттесу шарттары туралы нақты түсінік болуы керек [1-3].

Ақжал кен алаңында мұндай төрт кен сілемі (кен денесі) бар. Олардың үшеуі Батыс учаскеде, біреуі Шығыста орналасқан. Кварцты диоритті порфириттер, габбро-диоритті порфириттер, монцонит-порфириттер басым болып келеді. Кенорының кен сілемінде негізінен, кеннің түзілуі бойынша қорғасын-мырыш типті болып келеді [3].

Кен орнында интрузивті жыныстар кең таралған. Таужыныстарының негізгі түрлері келесі беріктік коэффициенттерімен сипатталады: диорит-порфирит, күмбезді әктас - 8-10, мәрмәр әктас - 10-12, ашық сұр ірі түйіршікті әктас - 10-14, сұрланған әктас - 14-16. 2009 жылы бұрғылау арқылы барлау жұмыстарындағы берілген материалдарға сәйкес кендер мен негізгі жыныстардағы бос кремнеземнің мөлшері 0,43-6,02%, ауадағы шаң мөлшері 4 мг/м^{3}құрайды. Негізгі жыныстардың орташа тығыздығы 2,74 г/см^3, массалық тығыздығы 2,69 г/см^3. Таужыныстарының қопсыту коэффициенті 1,5. Массивтегі күкірт мөлшері 13%-ға жетеді, кендер мен тау жыныстары өздігінен жануға бейім емес, кен орны– өртке қауіпті емес [3].

Тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде келесідей арнайы бағдарламалар қолданылды. Атап айтқанда Netpromine, Hollset, Surpac атты жобалау бағдарламалары пайдаланылды. Жерасты тау-кен қазбаларын өту жұмыстары кезінде патрондалған жарылғыш зат (ЖЗ) Аммонит 6 ЖВ, түйіршіктелген Гранулит А6 және жарылғыш затты электрсіз қоздыру технологиясы қолданылды. Сондай-ақ, қазба забойын бұрғылау үшін Boomer 104 бұрғылау кешені, ЗП-2 оқтағыш машинкасы және т.б. жабдықтар пайдаланылып, тау-кен қазбаларын өту жұмыстарының параметрлерін оңтайландырылды.

Зерттеу нәтижелері мен талқылау. Бұрғылау-жару жұмыстарының тиімділігі әртүрлі факторларға байланысты болатындығы анықталды, атап айтатын болсақ, олар: тау-кен массасының физико-механикалық қасиеттері; жарылғыш заттың түрі мен шығыны; шпурлардың параматерлері; оқтамдардың (зарядтардың) құрылымы мен оны қоздыру технологиясы; шпурлардың орналасу сұлбасы мен зарядтардың жарылу реті; бұрғылау қоңдырғысы; бұрғылау-жару жұмыстарын дұрыс ұйымдастыру.

Шпурлар забойда орналасуына және атқаратын қызметтеріне байланысты үш түрге бөледі: үңгіме, қопарғыш және жиектеуші [1, 3]. Зерттеу жұмыстары нәтижесінде үңгімелік шпурларды, қазба забойына орналасуы призмалық-ромб сұлбасында негізделді және ол 1-суретте келтірілді.

Жарылғыш заттың (ЖЗ) нақтылы шығыны келесідей формула арқылы анықталады:

$$q = q_{\text{н}} f_0 j e K_{\text{д}}, \text{кг/м}^3,$$

мұнда $q_{\text{н}}$– ЖЗ стандартты жағдайдағы нақты шығыны; f_0- таужыныстарының құрылымдық коэффициентті f_0=2; j - таужыныстарының қысу коэффициенті.$6{,}5/\sqrt{S_{\text{вч}}}$, $S_{\text{вч}}$- тау-кен қазбаларының өтудегі ауданы; е – ЖЗ жұмысқа қабілеттілік коэффициентті; $К_{\text{д}}$ – патронның (заряд) диаметрінің ескеретін коэффициент.

Жарылыс жұмыстарына кететін жалпы ЖЗ мөлшері келесі формула арқылы анықталады:

$$Q_{\text{вв}} = S_{\text{вч}} l_{\text{ш}} q \eta, \text{к},$$

мұнда $l_{\text{ш}}$ – шпурдың тереңдігі, м, η – шпурларды пайдалану коэффициентті.

Бір шпурға кететін заряд мөлшері келесі формула көмегімен анықталды:

$$Q_{\text{з}} = \frac{l_{\text{ш}} \cdot a}{l_n} q_n, \text{кг},$$

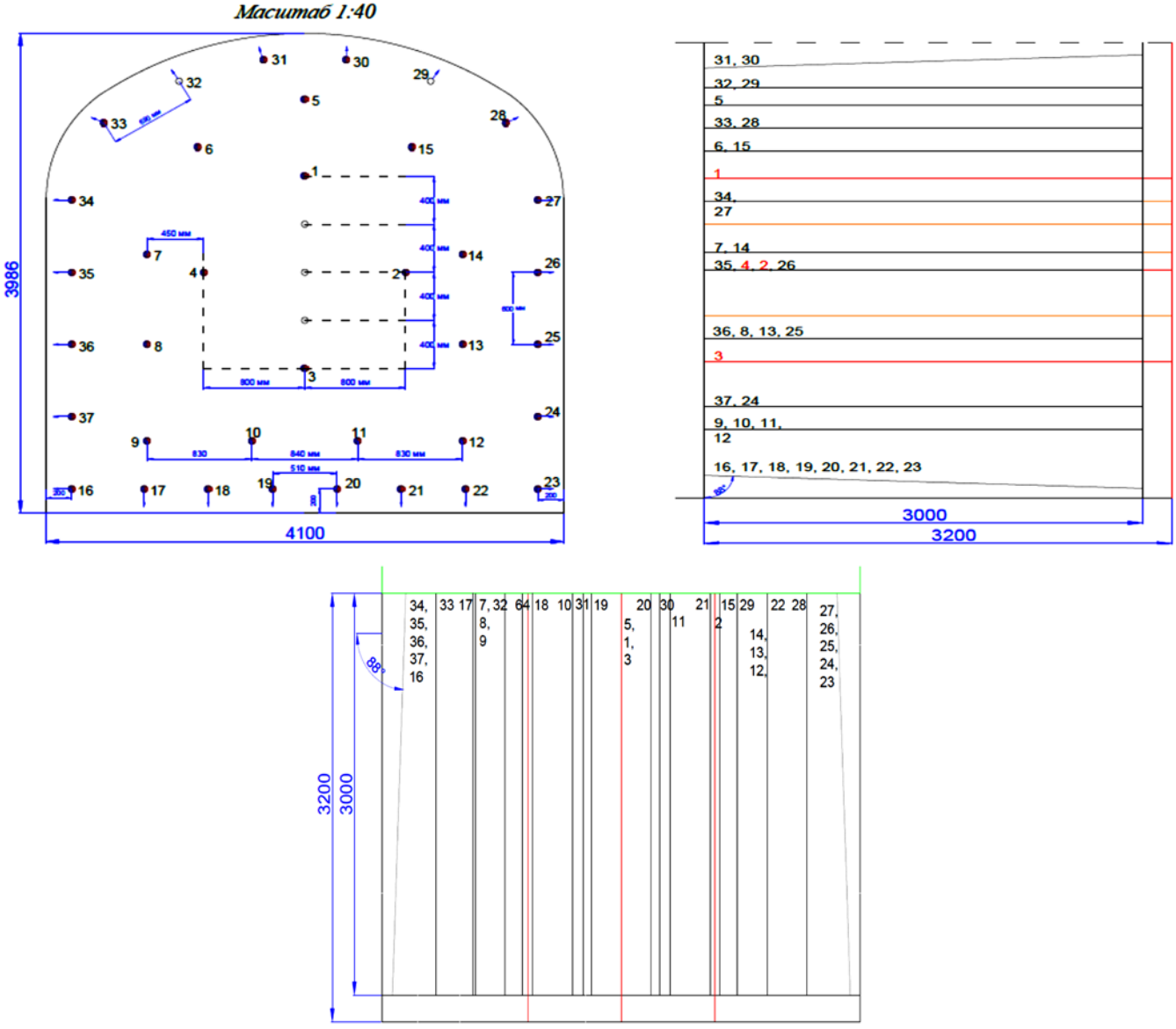
мұнда l_n- ЖЗ оқшанының ұзындығы, м; q_n – ЖЗ оқшанының салмағы, кг/м^3; а – шпурдың жарылғыш заттармен толуын ескеретін коэффициенті.

Заряд құрылымы шпурда орналасатын ЖЗ, зарядтағы (патрон) қоздырушының орналасуы, тереңдігі мен тығын түрі арқылы анықталынды. Заряд құрылымы сұлбасы 2-суретте келтірілді.

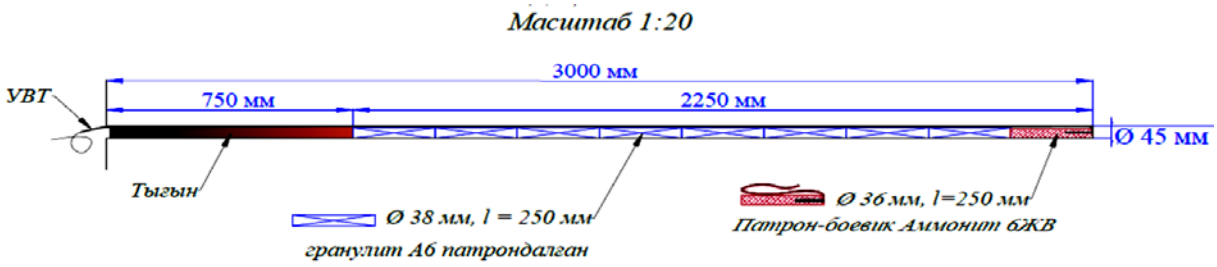
Шпурларды толтыру коэффициенті келесі формула арқылы анықталды $К_{зш}$:

$$К_{зш} = \frac{l_з}{l_ш},$$

мұнда l_3 – шпурдағы заряд тереңдігі, м.



Сурет 1 – Шпурлардың орналасуы



Сурет 2 – Заряд құрылымы

Жарылыс жұмыстарына қажетті шпурлар мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$N = \frac{1{,}27qS_{\text{вч}}}{(\Delta d^2 k_{\text{з}})},$$

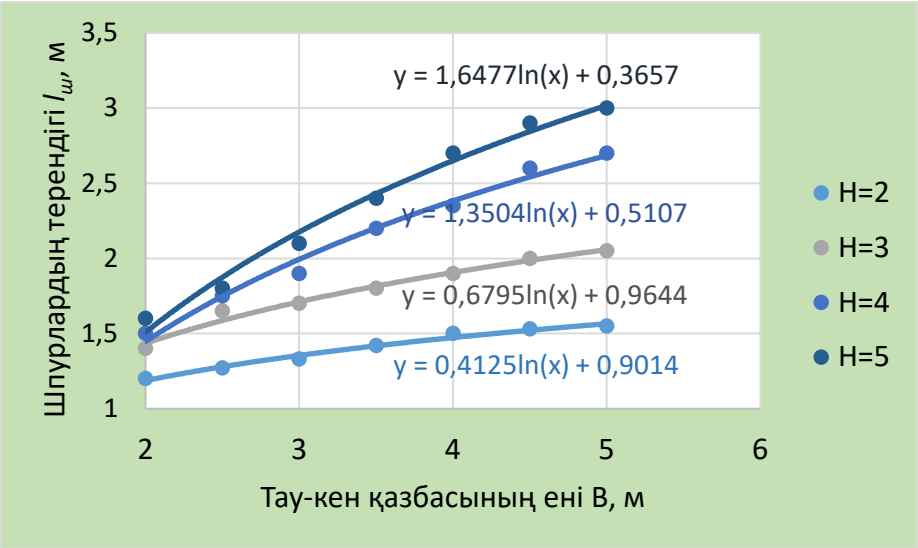
мұнда Δ – шпурдағы немесе патрондағы ЖЗ тығыздығы, кг/м^3; d- ЖЗ патронның диаметрі немесе патрондалмаған ЖЗ шпурдың, м; $k_з$- шпурларды толтыру коэффициентті.

Компенсациялық шпурлар санын келесі формула көмегімен анықталды:

$$N_{\text{комп}} = \frac{(\eta \cdot {}^{l_{\text{ш}}}/_{\text{А}})}{(V_o)}, \text{дана},$$

мұнда *А* - масштабты ескеретін коэффициент, *А=9,35*;

Шпурдың тереңдігі бұрғылау кешенінің таңдауда қазба өту жұмыстарының ұзақтығы, еңбек көлемі, жылдамдығы, тау-кен қазбаларын өтудегі құны анықталынды және шпурдың тереңдгі келесі 3-сурет графигінде келтірілді.



Сурет 3 – Шпур тереңдігінің қазбаның еніне байланысты тәуелділігі

Осыған қарамастан, шпурлардың тереңдігі, ең алдымен, тау-кен өтудің белгілі бір жылдамдығын қамтамасыз ету шартынан белгіленеді:

$$l_{\text{ш}} = \frac{L}{Nin_{\text{см}}n_{\text{ц}}\eta}, \text{м},$$

мұнда L – тау-кен қазбасының ұзындығы, м; N- айдағы жұмыс күнінің саны, күн.; i – тау-кен қазбаларын өтудегі қажетті уақыт, ай; $n_{см}$ –тәулігіне жұмыс ауысымдарының саны, дана.; $n_ц$ – ауысымдағы циклдар саны, дана.; η – шпурларды пайдалану коэффициентті.

Қысқа қарысу сызығы (л.н.с):

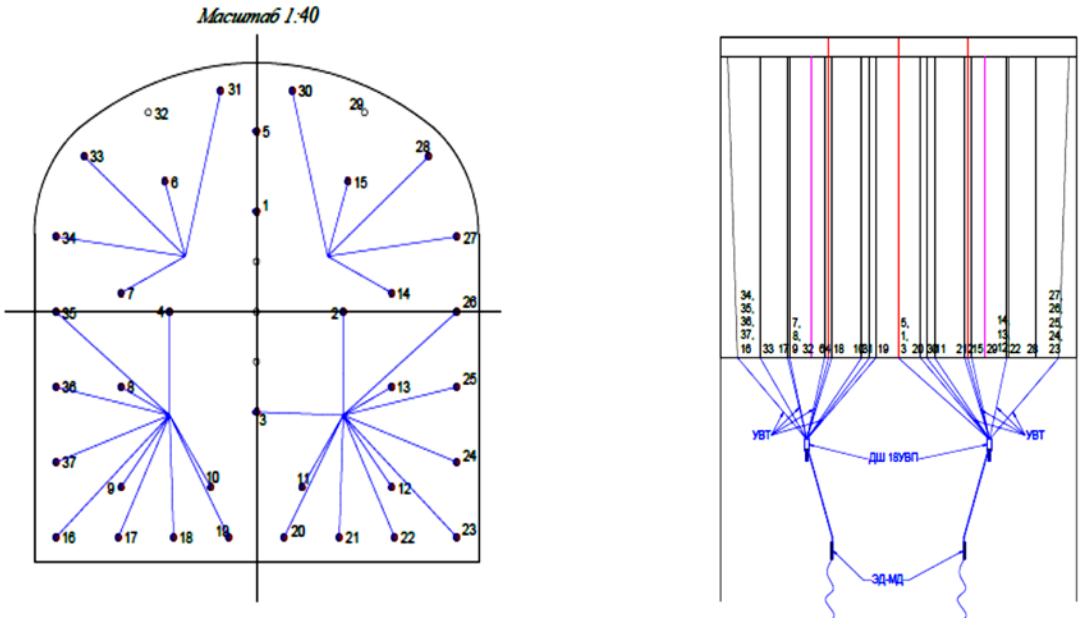
$$W = [p/(qm)]^{1/2}, \text{м},$$

Жарылыстан кейін қазбаның алға жылжу мөлшерін келесі формула арқылы анықталды:

$$l_{\text{у}} = l_{\text{ш}} \cdot \eta, \quad \text{м},$$

Қоздыру технология ретінде электрлі емес қоздыру технологиясы қолданылды. Электрсізтолқынды қоздыру(НСВ) - бұл дүмпіткіш капсюль мен соққы–толқынды түтікше (СТТ) негізіндегі қоздыру жүйесі болып табылады, ал есептеулер [1, 2] арқылы жүргізілді.

Тау-кен қазбасын өтудегі бұрғылап-жару жұмыстарының монтаждау сұлбасы 4-суретте келтірілді.



Сурет 4 – Шпур оқтамдарын монтаждау сұлбасы

Алынған есептеулер нәтижесі бойынша бұрғылап жару жұмыстарының паспорты құрастырылды. Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері 1.1-кестеде келтірілді.

Кесте 1.1 – Бұрғылау-жару жұмыстарының көрсеткіштері

Шпурлар мөлшері, *дана*					Шпурдың тереңдігі, *м*				*Шпурлар-дың қосындысы,м*	Шпурдың диаметрі *мм.*			*Үңгіме түрі*	*Желдету уақыты, мин*
Компенсация-лық	*Үңгіме*	*Қопарушы*	*Жиектеуші*	*Барлығы*	*Компенсация-лық үңгіме*	*Үңгіме*	*Қопарушы*	*Жиектеуші*	121,4	*Компенсация-лық*	*Үңгіме*	*Қопару-шы және жиектеуші*	Призмалық-ромб	30
3	4	11	22	37+3	3,2	3,2	3	3		45	45	45		

Оттілтенің ұзындығы, м	ШПК	*Циклдағы алға жылжуы, м*	*Циклдағы жалпы тау-кен массасы, м3*	*1м³ тау массасына арналған шпурометр, шп.м.*	1м3 үшін ЖМ шығыны тау массасы						Электрліксіз қоздыру технологиясының кешіктіру уақыты,*мс*		
					ЖЗ, кг	*НСВ, шт*	*ДШ, м*	*ЭД, дана*	*Оттілте, м*	*Сым ВП 2х0,7 мм, м*	*Үңгіме*	*Қопарушы*	*Жиектеуші*
5	0,9	2,55	38,25	3,17	2,83	0,9	0,4	00,5	40,6	2,1	700 - 0	800 – 10	1000 – 20

ЖЗ атауы	Шпурдағы заряд мөлшері, кг			Забойдағы ЖЗ мөлшері, кг	Аз зарядтау мөлшері,м				ЖМ циклына шығыны				Сым ВП 2х0, 7мм, м
	Үңгіме	Қопарушы	Жиектеуші		Компенсация-лық үңгілелік шпурлар	Үңгіме	Қопарушы	Жиектеуші	НСВ, дана	ДШ, м	ЭД, дана	Оттіліте, м	
Гранулит А6	*2,6*	*30,8*	*56*	*99,4*	-	*1*	*1*	*1*	*35*	*15*	*2*	*175*	*80*
Аммонит 6ЖВ	1	2,75	5	8,75	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Барлығы	13,6	33,5	61	108,15	*1. Тау-кен қазбасының таза ауданы - 15 м²*								
					2. Таужынысының беріктігі - f = 15								
					3. Бұрғылау кешені - Boomer 104								

Қорытынды. «Ақжал» кенішінің тау-кен геологиялық, тау-кен техникалық және гидрогеологиялық т.б. шарттарын ескере отырып, жерасты тау-кен қазбаларын бұрғылап-жару жұрыстарының көмегімен өту жұмыстарының параметрлері есептеліп оңтайландырылды.

Зерттеу жұмыстары нәтижесінде, тау-кен қазбаларын өтудегі шпурларды пайдалану коэффициенті 0,93 шамасына дейін жоғарылады. Гранулит А6, Аммонит 6ЖВ жарылғыш заттары, Boomer 104 бұрғылау кешені, электрсіз қоздыру жүйелері және т.б. технологияларды пайдалана отырып, қазба өту жұмыстарының технико-экономикалық көрсеткіштері жақсаратындығы, тау-кен қазбаларын өтуде қазба өтуші жұмыскерлердің еңбек қауіпсіздігі жоғарылап, қауіпті факторлардың азаятындығы анықталды.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Қазақстан Республикасы Төтенше жағдайлар министрлігі бекіткен «Жарылыс жұмыстары кезіндегі бірыңғай өнеркәсіптік қауіпсіздік ережесі». Астана, МЧС РК РГП ННИЦ, 2008. -448б.

2 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело. Учебник/ – Алматы, 2012. – 822 с.

3 Проект промышленной разработки запасов месторождения «Акжал» подземным способом. Часть: геологическая, гидрогеологическая технологическая (горная и горно-механическая). КазГипроцветмет, том 2, Книга 1. Пояснительная записка, Усть-Каменогорск, 2013. – 132 с.

УДК 622

ПРОЦЕССНЫЙ ПОДХОД В КАЧЕСТВЕ ЭФФЕКТИВНОГО ИНСТРУМЕНТА ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

С. Ж. Галиев[1], Н.Е Аксаналиев[2], Е. А. Шабельников[1], Г.К. Баймухаметова [2]

[1] Институт горного дела им. Д.А.Кунаева РГП «НЦ КПМС» МПиС РК, г. Алматы, Казахстан

[2] Satbaev University, г. Алматы, Казахстан

Современные вызовы экономики требуют повышения эффективности ведения промышленного производства, чего можно достичь, в том числе, на основе применения процессного подхода. Применительно к открытым горным работам, это в управлении производительностью сложных и крупномасштабных горнотехнических систем. Одной из особенностей такого рода систем является наличие карьерного транспорта, который являясь связующим звеном в общем технологическом процессе, представляет собой динамичную подсистему, одну из наиболее трудоёмких и дорогих в горнотранспортном процессе.

Мировая практика в рамках развития цифровой экономики показывает, что система управления, построенная на принципах процессного подхода, является более эффективной и обладает достаточно большим потенциалом повышения экономической эффективности и снижения себестоимости горнотранспортных работ за счёт повышения качества взаимодействия всех элементов и подсистем горнотехнической системы. Сравнивая процессный подход в управлении предприятием с другими методами, стоит выделить следующие его преимущества, как ликвидация убыточных процессов, ориентация на качественное исполнение каждого процесса, непрерывность процесса

управления, оптимизация затрат и снижение размера себестоимости производства продукции, возможность формирования более гибкой и качественно обоснованной системы принятия управленческих решений [1].

Анализ потенциала эффективности процессного подхода в управлении горнотехническими системами на открытых разработках.

Основанием для написания данной статьи послужили имеющие широкое и успешное распространение не только на уровне научно-теоретического исследования возможности, но и положительные результаты активного применения методов процессного подхода в горнодобывающей сфере. Исходной информацией были источники как материалы отчётов научно-исследовательских работ, межгосударственные стандарты по менеджменту качества, действующие в организациях нормативно-методические документы, а также труды отечественных и зарубежных авторов, занимающихся вопросами внедрения процессного подхода.

Несмотря на то, что концепция процессного подхода существует достаточно давно, реализация процессного подхода на предприятиях в целом уже более 40 лет, начиная с конца 20 века, на сегодня горнодобывающими предприятиями этому уделяется недостаточное внимание инженерно-техническим персоналом и менеджментом. В то же время, её применение показывает необходимость составления определённых регламентов и децентрализации точек принятия решений в соответствующих бизнес процессах.

В данной статье рассмотрены вопросы использования процессного подхода при анализе деятельности горнорудного предприятия на примере процесса перевозки горной массы в работе горнотранспортного оборудования в срезе деятельности предприятия как совокупности бизнес-процессов.

В основе процессного подхода лежит понимание работы любой компании как набора операций, подпроцессов и процессов горного производства [2-3].

Необходимо отметить, что сущностью процессного подхода является организация технологических и управленческих процессов, которая содержит совокупность бизнес-процессов, где участниками являются все звенья и элементы организационной структуры. Также, бизнес-процессы – это не только технологические, но и экономические аспекты деятельности, приносящие конкретные результаты потребителям.

В то же время процессное управление, включает функции планирования, организации, нормирования, регулирования, контроля и учёта работы горнотранспортного комплекса, и поэтому в значительной мере определяет его эффективность, а значит и общую социально-экономическую и организационную эффективность самого предприятия [4]. К примеру, действующий стандарт системы менеджмента качества ГОСТ ИСО 9001-2015 в качестве основы управления деятельностью применяет процессный подход. Вместе с тем есть прочная связь процессного подхода с такими моделями управления, как цикл PDCA (англ. «Plan-Do-Check-Act» — планирование-действие-проверка-корректировка) — итеративный метод принятия решения, используемый в управлении качеством и риск-ориентированное мышление, реализация цикла PDCA позволяет непрерывно осуществлять процесс постоянного улучшения на предприятии.

Таким образом, в условиях дефицита инвестиционных ресурсов наиболее существенным направлением интенсификации снижения затрат горного производства без значительных капитальных вложений может являться внедрение процессного управления горнотранспортным комплексом.

Горное предприятие является сложной геотехнологической системой, функционирующей благодаря множеству взаимосвязанных процессов. Проведение комплексных технико-технологических аудитов, включая энергоаудиты, базирующиеся на процессном подходе управления, являются одним из многочисленных инструментов выявления неиспользованного потенциала и направлений повышения эффективности функционирования горнотранспортного комплекса на карьере. При процессном подходе акцент делается на эффективности взаимодействия элементов и подсистем сложных производственных объектов [4-7].

При рассмотрении открытых горных разработок с применением автотранспорта, его основными элементами будут карьерная автотрасса, экскаваторный и автомобильный парки, технико-технологические характеристики участков и геометрия карьерного пространства, принятые на предприятии организационные меры и нормативы, основные экономические показатели [3-6]. По автотрассе важно адекватно учитывать её структуру, качество и геометрию дорожного покрытия, затраты на их формирование и поддержание в рабочем состоянии. Для реализации данного направления необходим качественный мониторинг всех участков автотрассы с адекватным учётом времени их занятости, загруженности, скоростей передвижения транспортных средств, наличие и время продолжительности простоев, количество прошедших по ним машин и перевезённых объёмов горной массы.

По экскаваторному и автомобильному парку принципиально важны паспортные технико-технологические характеристики, модели и число работающего и списочного парков, а также их стоимостные характеристики. Это связано с адекватным учётом их производительности, энергоэффективности, сроков и организации амортизационной политики по ним.

Декомпозиция процессного подхода в управлении сложными горнотехническими системами на открытых разработках предполагает следующее.

Шаг 1: Определение границ горнотехнической системы, включая все связанные с ней процессы, ресурсы и заинтересованные стороны.

Шаг 2: Разделение системы на подсистемы на более мелкие, управляемые подсистемы, такие как: добыча, транспортировка, разгрузка, переработка и управление отходами.

Шаг 3: Идентификация процессов в каждой подсистеме. Необходимо идентифицировать основные процессы в каждой подсистеме, включая: планирование, выполнение, мониторинг и контроль.

Шаг 4: Описание процесса, подпроцессов и элементов с использованием стандартной нотации, такой как диаграммы потоков данных (DFD) или блок-схемы. Включить в описание входы, выходы, ресурсы и показатели эффективности.

Шаг 5: Анализ взаимосвязей между подпроцессами и операциями горнотехнической системы, определить зависимости, потоки информации и потенциальные точки сбоя.

Шаг 6: Оптимизация процессов с использованием методов управления качеством, таких как: бережливое производство, шесть сигм, управление рисками.

Шаг 7: Интеграция подсистем, предполагающая интегрировать оптимизированные подсистемы в единую, согласованную систему управления, установление механизмов координации и обмена информацией.

Шаг 8: Мониторинг и непрерывное совершенствование, заключаются в регулярном отслеживании и оценке эффективности системы управления геотехнологическим комплексом в целом, в своевременном внесении корректив и улучшений на основе оперативного и пооперационного анализа данных и обратной связи.

Преимущества декомпозиции процессного подхода:

- повышенная управляемость и прозрачность;
- улучшенная координация и сотрудничество;
- оптимизация процессов и повышение эффективности;
- своевременное выявление и устранение проблем;
- непрерывное совершенствование и адаптация к изменяющимся условиям.

Данный подход наиболее эффективно сочетается с таким перспективным методом исследования, как метод имитационного логико-статистического и объектно-ориентированного моделирования, предоставляющий полный аспект возможностей точного воспроизводства порядка и последовательности операций исследуемых процессов функционирования геотехнологического комплекса, адекватного учёта взаимовлияния и взаимодействия технологического оборудования с геометрией карьерного пространства и со всеми её составляющими геологическими, техническими и технологическими объектами.

По результатам проведенного исследования использование процессного подхода в качестве основы повышения эффективности использования горнотранспортного оборудования на открытых разработках показал ряд преимуществ.

Таким образом, процессный подход является эффективным инструментом управления горнорудным предприятием, ориентированным на конечный результат, постоянное совершенствование деятельности, предупреждение и оперативную корректировку отклонений, и достижение плановых показателей. Осуществление намеченных мероприятий позволяет повысить качество работ, корректно и комплексно решить вопросы снижения себестоимости продукции за счёт повышения эффективности функционирования геотехнологического комплекса.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Агафонова, Г. В. Процессный подход в управлении предприятием: сущность и экономическое содержание / Г. В. Агафонова // Инновации и инвестиции. – 2020. – № 6. – С. 84-87.

2 Трубецкой К.Н., Галченко Ю.П. Основы горного дела: Учебник / Под ред. акад. К.Н. Трубецкого. — М.: Академиче ский Проект, 2010. — 231 с. + 32 с. цв. вкл. — (Фундаментальный учебник). ISBN 978-5-8291-1123-6

3 Дохолян С.В., Петросянц В.З. Реализация процессного подхода к управлению на промышленных предприятиях // Апробация. 2014. № 6. С. 52–57.

4 Каплан А.В., Галиев С.Ж. Процессное управление горнотранспортным комплексом в карьере на основе экономических критериев/ Горный журнал, №6 (2239), 2017.-М:-2017. С28-33.

5 Галиев С.Ж., Галиев Д.А., Сейтаев Е.Н., Утешов Е.Н. О единой методологии управления геотехнологическим комплексом на открытых горных работах/ Горный журнал, №12 (2239), 2017.-М: -2019.-С.70-75.

6 Галиев С.Ж., Саменов Г.К. Автоматизированная система корпоративного управления геотехнологическим комплексом/ Сборник докладов и каталог VII Межотраслевой конференции «Автоматизация производства - 2016», 29 ноября 2016 г. -М.-2016.-С.38-41.

7 Галиев С.Ж., Галиев Д.А., Текенова А.Т., Аксаналиев Н.Е., Хайитов О.Г. Энергоэффективность и экологичность функционирования геотехнологических комплексов на карьерах: направления и способы управления./ Журнал «Известия НАН РК Серия геологии и технических наук», №4 (460) Июль-Август 2023.-С.226-1238. ISSN 2224-5278 ISSN 2518-170X (Online). Q4 индексируется в Elsevier «SCOPUS».

8 ISO 9000:2015 Quality management systems — Fundamentals and vocabula.

9 Союз проектных менеджеров Республики Казахстан https://spmrk.kz/.

10 Open Pit Mining Process Optimization Decision System Based on Artificial Intelligence Technology Yongming Zhang, Guang Li State Key Laboratory of Mining Equipment and Intelligent BTCS 2020 Journal of Physics, Shanxi, China.

11 Process Mining Manifesto, BPM 2011 Workshops proceedings, Lecture Notes in Business Information Processing, Springer-Verlag, 15 p.

12 Process approach in the mining conditions Štefan Markulik , Michal Cehlár and Róbert Kozel Acta Montanistica Slovaca Volume 23 (2018), number 1, 46-52.

13 Business Process Modeling: The Foundation for all Business Process Management, Improvement, Re-engineering, Tuning and Change (IMM The Integrated Modeling Method) Paperback – October 18, 2023.

14 Джон Джестон, Йохан Нелис Управление бизнес-процессами. Практическое руководство по успешной реализации проектов. Пер. с англ.: Альпина Паблишер; Москва; 2012 ISBN 978-5-9614-3755-3.

УДК 669.0.1

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ ОТХОДОВ

С.Б.Мирзажанова
Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

На территории Узбекистана медь в основном встречается в халькопиритах и халькозинах, обогащении медных минералов в результате технологической переработки образовываются отходы и хвосты. Хвосты (отвалы медно – обогатительной фабрики) очень бедные и непригодные для процесса переработки и наносят вред окружающей среде, накапливаются и занимают большие площади. Эффективной технологией извлечения металлов из состава отходов является процесс выщелачивание в отвале.

Ключевые слова: гидрометаллургия, серная кислота, пероксид водорода, кислотная среда, выщелачивание, медь, хвосты, халькопирит, халькозин, флотация.

При разработке технологии попутного извлечения благородных и цветных металлов из отходов медно-обогатительной фабрики рассмотрены два варианта: первое – это выщелачивание тяжелых и благодродных металлов непосредственно из хвостов; второе – это выщелачивание золота, серебра и меди из кеков путем бактериального выщелачивания.

Отходы (хвосты) представляют собой побочные продукты, образующиеся при производстве основных видов продукции, и характеризуются определенными физико-химическими свойствами [1].

В процессе флотационного обогащения руд вместе с извлечением металлов в их составе остается определенное количество необходимых элементов. Извлечение необходимых элементов из хвостов путем обжига и гидрометаллургическим способом, решает экономические и экологические проблемы [2].

Методы и результаты исследования.

На хвостохранилищах отходов № 1 медно – обогатительного комбината в нижней стометровой зоне накоплено среднее количество полезных компонентов - около 500 млн. тонн отходов, которые имеют следующее количество: медь 0,18 – 0,20%, 0,0029 – 0,0033% молибдена, 0,3 – 0,4 г/т золота, 1,0 – 1,8 г/т серебра [3].

Для проведения теоретических и практических процессов по сокращению отходов и извлечению металлов из их состава были отобраны проба (отходы МОФ из Сарычеку и Калмакыра) и определен химический и гранулометрический состав отхода с помощью сканирующий электронный микроскоп (СЭМ)-анализа: Mg – 0,87 %; Al – 4,00 %; Si – 18,22 %; Ca – 0,83 %; Fe – 2,98 %; Cu – 0,536 %; Zn – 0,96 %. Теоретически после определения исходного состава хвостов было изучено целесообразность использования окислительного процесса обжига, при котором происходит снижение S, Si в хвостах, а также селективное выщелачивание отходов с помощью кислот [4].

$$2FeS + 3{,}5O_2 = Fe_2O_3 + 2SO_2 \qquad 500 – 550\ ^0C$$
$$Cu_2S + Fe_2O_3 + 2O_2 = Cu_2Fe_2O_4 + SO_2 \qquad 520 – 550\ ^0C$$

Для обжига потребовалось температура 650^0C, что было доказано на основании заключения анализа образцов, полученного в результате экспериментальной работы. Температура разложения $MgCO_3$ продолжается до температурного показателя $350\text{-}900^0$C. Для разложения $CaCO_3$ в загружаемом продукте необходима температура 697 – 750^0C. Но в связи с тем, что разложение $CaCO_3$ не происходит при 650^0C. Из – за высокого содержания железооксидных веществ образовавшиеся соединения подвергали процессу магнитной сепарации. Суть обогащения методом магнитного обогащения состоит в том, что все объекты делятся на диамагнитные, парамагнитные и ферромагнитные минералы в зависимости от их магнитных свойств. После перехода сульфидные соединения переходят в оксидную и можно гидрометаллургическим способом их извлекать. Основные показатели реакции выщелачивания дано в диаграмме, реакция описывается следующими схемами:

$$CuO + H_2SO_4 = CuSO_4 + H_2O$$
$$ZnO + H_2SO_4 = ZnSO_4 + H_2O$$
$$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4 = Fe_2(SO_4)_3 + 3H_2O$$

Чем выше концентрация серной кислоты, тем быстрее она расходуется на реакции растворения, т.к. полно растворяются не только соединения меди, но и другие минералы.

После гидрометаллургической обработки образовалось, т.е. медь переходит в раствор (рис.1).

Рисунок 1 - Выщелачивание хвоста с помощью серной кислоты

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Санакулов. К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент. фан. 2009. с. 77 – 88.

2 С.Б.Мирзажонова,С.Т.Маткаримов,Д.Е.Арибжонова,Н.К.Боходирова, Г.Б.Бекназарова. Технология извлечения железа и алюминия из отходов (хвостов) медно-обогатительных фабрик//Universum: Технические науки. (Июнь 5 – 6, 2022, Москва). № 5(98). с. 278 – 290.

3 ZhengyanLi., JinziWei, NaLiu, TichangSun., XuewenWang. Effect and Mechanism of CaO on Iron Recovery and Desulfurization by Reduction Roasting – Magnetic Separation of High – sulfur Cyanide Tailings. MDPI. 2022. p. 2 – 15.

4 Lidia E. Santibcez-Velsquez 1, Alexis Guzman 1 and Mauricio J. Morel 2. Extraction of Iron and Other Metals from Copper Tailings through Leaching. Mineral engineering. 22 July. 2021.

ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

С. Карымсакулы, М.Н. Сандибеков

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова, Кафедра "Горное дело", Алматы, Казахстан.

В статье рассматриваются вопросы, связанные с современными экологическими проблемами, возникшими в связи с деятельностью предприятий горной промышленности Республики Казахстан.

Автор подчеркивают, что в связи с индустриальным прогрессом горной промышленности, которая является одной из основных отраслей экономики республики, уровень загрязнения окружающей среды возрастает.

Автор на примерах доказывают, что, с одной стороны, рост экономического потенциала горной промышленности и переход к рыночным механизмам развития экономики привели к значительному увеличению потенциала республики как крупный экспортер и лидер среди мировых сырьевых держав. С другой стороны, рост промышленного производства привел к реальной угрозе экологического кризиса в республике. Сделан вывод, что решить экологические проблемы можно за счет совершенствования мер по охране атмосферного воздуха и повышения эффективности использования и охраны водных ресурсов.

Кроме того, по мнению авторов, снижение химической нагрузки на почву, усиление работы по охране, воспроизводству и рациональному использованию растительного и животного мира, внедрение очистных сооружений и установок, особенно в местах добычи полезных ископаемых, позволит создать благоприятную среду для существенного улучшения экологической ситуации в регионе.

Ключевые слова: горная промышленность, экологические технологии, эконмическая ценность, экология, экспортер, экологические проблемы

Горная промышленность является одной из основных отраслей экономики Республики Казахстан. Отличительной особенностью отрасли является разнообразие добываемых полезных ископаемых и, как следствие, большое количество предприятий, работающих как в сфере разведки и эксплуатации месторождений, так и в сфере материально-технического обеспечения процессов недропользования. С экономической точки зрения важной особенностью

Ископаемые ресурсы Казахстана заключаются в том, что они зачастую залегают близко к поверхности земли и поэтому добываются дешевым открытым способом (в карьерах). Кроме того, в некоторых случаях они удобно расположены для комплексного использования. Например, в Центральном Казахстане относительно близко друг к другу расположены цветные и черные металлы, коксующиеся каменные угли, известняки и огнеупорные глины. Такое сочетание полезных ископаемых весьма благоприятно для развития цветной и черной металлургии и связанной с ними химической промышленности и машиностроения. Республика Казахстан занимает лидирующие позиции среди

сырьевых держав мира. По общему объему добычи твердых полезных ископаемых республика вышла на 13-е место в мире среди 70 горнодобывающих стран. Следует отметить, что Казахстан играет важную роль на мировом рынке меди, урана, титана, ферросплавов и стали. Она является монополистом на Евразийском субконтиненте по хрому и оказывает значительное влияние на региональный рынок железа, марганца, угля и алюминия. Горнодобывающая промышленность является одной из основных отраслей экономики Республики Казахстан. Он занимает довольно хорошие позиции в мире по следующим видам полезных ископаемых. По данным Комитета статистики Министерства национальной экономики Республики Казахстан (далее – Комитет статистики РК) за 2023 год в горнодобывающем секторе произведено следующие объемы основной промышленной продукции: уголь, в том числе буроугольный и угольный концентрат – 117,8 млн тонн; нефть, включая газовый конденсат – 90,4 млн тонн; природный газ – 55,5 млрд куб. м; железная руда – 41,7 млн тонн; медные руды – 103,2 млн тонн; алюминиевые руды – 6,1 млн тонн; золотосодержащие руды –20,8 млн тонн; свинец в свинцовом концентрате – 86,0 тыс. тонн; марганцевые руды – 1,4 млн тонн; хромовый концентрат – 4,9 млн тонн. На начало 2023 года в Казахстане действовало 866 контрактов на недропользование, в том числе 484 на твердые полезные ископаемые.

Обсуждение результатов

К постановке задачи:

Одним из важных направлений внутренней политики суверенного Казахстана является попытка решения экологических проблем республики, связанных с горнодобывающей деятельностью [1, 2]. В настоящее время горнодобывающая и металлургическая промышленность является второй по значимости отраслью после нефтегазовой отрасли. Он демонстрирует активный рост: выросла производительность ведущих горнодобывающих предприятий; увеличился спрос на редкоземельные металлы, ситуация с ценами на сырье изменилась в сторону повышения; значительно возросла добыча железных, алюминиевых и медных руд; перспективные геологические запасы полезных ископаемых продолжают привлекать инвесторов. Приоритетными направлениями инвестирования являются объекты недропользования меди, полиметаллов (свинец, цинк), золота, железа, марганца, хромитов, алюминия (бокситов), фосфоритов. Спрос на продукцию горной отрасли определяется ростом объемов строительства в мире. Интерес подкрепляется увеличением спроса со стороны зарубежных партнеров. По данным Комитета по статистике РК, инвестиции в горнодобывающую отрасль в 2023 году по сравнению с предыдущим годом увеличились на 40,4% и составили 4 499,6 млрд тенге (68,5% от общего объема инвестиций в основной капитал), в том числе собственные средства организаций составили 4 327,9 млрд тг, банковские кредиты – 6,1 млрд тенге, заемные средства нерезидентов – 45,3 млрд тенге и прочие заемные средства – 165,6 млрд тенге. В 2023 году на добычу металлических руд было направлено 463,8 млрд тенге или 10,3% от общего объема инвестиций в горнодобывающую отрасль, в добычу угля и бурого угля инвестировано 85,5 млрд тенге (1,9%), инвестиции в другие горнодобывающие отрасли промышленности составили до 18,7 млрд тенге (0,4%). По состоянию на 1 января 2020 года в горнодобывающем секторе страны зарегистрировано 3835 юридических лиц, из них 17 — государственные, 273 — совместные предприятия, 354 — иностранные компании.

Крупнейшие предприятия горной отрасли страны: Eurasian Resources Group (ERG), ООО «Корпорация Казахмыс», ООО «Казцинк», АО «АрселорМиттал Темиртау», АО «НАК «Казатомпром», АО «Усть-Каменогорский титано-магниевый комбинат», АО «Темиртауский электрометаллургический комбинат», Таразский металлургический завод. ТОО «Завод», ТОО «KSPSteel», АО «Жайремский горно-обогатительный комбинат», АО «Соколовско-Сарыбайское горно-производственное объединение» (ССГПО), АО «Горно-металлургический концерн «Казахалтын», ПЛС «KAZ Minerals» и др. В 2023 году в республике произведено промышленной продукции на общую сумму 27 576,1 млрд тенге. в том числе горнодобывающей промышленности на 15 202,2 млрд тенге. Индекс промышленного производства в горнодобывающей промышленности составил 104,6%. Добыча каменного и бурого угля (102,5%), железной руды (106,5%), руд цветных металлов (104,3%), золотой руды (102,9%),

Увеличились объемы хромового концентрата (107,6%), ферросплавов (107,9%), рафинированного свинца (100,9%) и рафинированной меди (102,8%).

По данным Комитета по статистике РК за 2023 год экспортные цены на железную руду выросли на 26%, на марганцевую руду – на 22,1%, на медь – на 16,8%, на ферросплавы – на 14,3%, на прокат черных металлов – на 10,5%. %, по углю – на 6,1%. Они снизились по хромовым рудам на 13,9%, по свинцовым – на 12,4%, по цинковым – на 8% [3, с. 32].

Республика Казахстан является крупнейшим в мире производителем бериллия, ниобия, галлия, технического таллия, губчатого титана, рения, урана, угля, серебра, цинка и глинозема. В 2022 году Казахстан произвел 39,3% мирового производства урана, за ним следовали Канада (22% мирового производства) и Австралия (9,9%). На долю трех лидеров пришлось 71,2% мирового производства урана. По данным Всемирной ядерной ассоциации, в 2022 году на долю пяти крупнейших мировых компаний по добыче урана пришлось 65% мирового производства. Крупнейшая из них – АО «НАК «Казатомпром» – обеспечила 20% мировой добычи урана. Экспортная ориентация и конкурентоспособность горной промышленности страны, наряду с обеспечением потребностей внутреннего рынка, являются ключевым показателем стабильной деятельности на протяжении последних лет [4, с. 41].

Экологический кризис в атмосфере и его влияние на общество

Концентрация предприятий угольной, цветной и черной металлургии в Казахстане привела к значительному уровню загрязнения всех компонентов природной среды. В результате Казахстан традиционно входит в число регионов с самой высокой долей выбросов загрязняющих веществ в атмосферу и сброса загрязненных сточных вод. Тем не менее, важнейшими компонентами, определяющими современную общую экологическую ситуацию, являются реальное состояние воздушного и водного бассейнов, потребление водных ресурсов. В связи с бурным развитием горнодобывающей и металлургической промышленности загрязнение воздуха за последние десятилетия превратилось в одну из сложнейших экологических проблем современности. Несмотря на то, что Казахстан не является основным поставщиком загрязняющих веществ в атмосферу по сравнению с промышленно развитыми странами, по данным Министерства экологии и водных ресурсов РК, в конце XX века уровень загрязнения воздуха в городах оставался

сравнительно высокий по международным стандартам. Статистика последнего десятилетия XX века продемонстрировала снижение выбросов вредных веществ в атмосферу от стационарных источников. Тем не менее степень антропогенного давления на окружающую среду оставалась достаточно высокой. Уровень загрязнения воздуха в городах Темиртау и Балхаш по ряду ингредиентов был в 1,1–2,5 раза выше, чем в среднем по Казахстану. Наибольший вклад в общие показатели внесли предприятия угольной отрасли – цветной и черной металлургии – 5%. В соответствии с этим в регионе выявлены пять городов с наиболее интенсивным загрязнением воздуха – Темиртау, где сосредоточены химические и металлургические производства, Балхаш, Жезказган и Усть-Каменогорск (цветная металлургия), Караганда, Шахтинск и Экибастуз. (угольная промышленность) и Сарань (уголь и химия).

Выбросы в атмосферу по-прежнему остаются высокими и составляют 660 тыс. тонн в год или в среднем 550 кг на одного жителя региона. Самой загрязненной экологией по-прежнему обладают города Караганда, Усть-Каменогорск и Темиртау, где выбросы в атмосферу составляют 123 тыс. тонн и 370 тыс. тонн соответственно. В некоторых случаях содержание вредных веществ, таких как фенолы и аммиак, в несколько раз превышает предельно допустимые концентрации. Наиболее мощными загрязнителями остаются Испат-Кармет и теплоэнергетика, на долю которых приходится 75% выбросов предприятий региона.

В 2023 году в Темиртау был зафиксирован черный снег. В результате передвижная лаборатория РГП «Казгидромет» провела исследования атмосферного воздуха и почвы. В ходе исследований в лаборатории зафиксировано превышение предельно допустимых концентраций (ПДК) вредных веществ: аммиака до 3,9 ПДК; сероводород до 5 ПДК; углеводород до 2,2 ПДК, оксид углерода и диоксид азота до 5 ПДК. Загрязнение локальное. Источниками повышенных концентраций углерода и сажи в черном снегу стали предприятия топливно-энергетического комплекса. Анализ проб в осадках выявил большое количество титана, бария, ванадия и кадмия. Анализы показали повышенное содержание железа, что свидетельствует о вкладе предприятий металлургической промышленности в общее загрязнение. По данным исследований РГП «Казгидромет», основными причинами появления черного снега стали регламентированные выбросы промышленных предприятий в периоды неблагоприятных погодных условий. На основании постановления прокуратуры Карагандинской области Управление экологии Карагандинской области провело внеплановую проверку деятельности предполагаемого источника черного снега АО «Арселор Миттал Темиртау». В ходе проверки выявлены факты превышения нормативов выбросов в окружающую среду в период с 2021 по 2022 год и в первом квартале 2023 года. После серии судебных разбирательств в 2020 году было принято решение о взыскании экологического ущерба с АО «Арселор Миттал Темиртау» в г. на сумму 1,3 млрд тенге. Компания также привлечена к административной ответственности. Для обеспечения решения общественностью экологических проблем в Карагандинской области в 2023 году создан Совет по охране окружающей среды под председательством акима области (Совет). В состав Совета вошли представители неправительственных организаций, независимые экологи, а также руководители крупных промышленных предприятий и государственных органов. Совет призван объединить усилия общественности, бизнеса, науки и органов власти при принятии решений в области обеспечения безопасной окружающей среды и улучшения экологической ситуации в регионе [5, с. 314].

Одним из факторов, оказывающих негативное влияние на экологическую ситуацию в регионе, являются выбросы метана в атмосферу. Приоритетом охраны атмосферного воздуха было и остается внедрение новейших технологических процессов, экологически чистых и безотходных технологий и в целом чистого производства. На ряде предприятий не реализуются мероприятия по использованию малозольных углей, что приводит к повышенным выбросам золы в атмосферу. Однако из-за большой разницы в стоимости высокозольные угли до сих пор широко используются, особенно на тепловых электростанциях. Это лишь один из примеров, когда экономика преобладает над окружающей средой и приводит к тому, что экологическое благополучие региона и здоровье людей впоследствии обходятся дороже, чем такая экономика. Уровень загрязнения атмосферного воздуха в регионе определяют в основном 15 крупных предприятий. Основными загрязнителями окружающей среды являются предприятия угольной промышленности (АО «АрселорМиттал Темиртау», АО «ШубаркольКомир»); горнодобывающие предприятия (ООО «Корпорация «Казахмыс», АО «Жайремский горно-обогатительный комбинат», ТОО «Нова-Цинк», АО «Казхром»); котельные теплоэлектростанций (ТОО «Карагандинский энергетический центр» (ТЭЦ-1, ТЭЦ-3); предприятия по производству строительных материалов (АО «Central Asia Cement»; предприятия теплоэнергетической отрасли (ТОО «Kazakhmys Energy») предприятия металлургической промышленности (ТОО «Kazakhmys Energy»). , АО «Темиртауский электрометаллургический комбинат»).По данным Комитета по статистике, объем выбросов от стационарных источников в В 2023 году объем выбросов составил 587,5 тыс. тонн, в 2022 году объем выбросов составил 590,0 тыс. тонн. В 2023 году произошло небольшое общее снижение выбросов, но общие выбросы остаются на высоком уровне. Снижение выбросов в регионе обусловлено снижением агломерационного, доменного и коксохимического производства АО «АрселорМиттал Темиртау» из-за чрезвычайных ситуаций; приостановление деятельности предприятий ТОО «Казахмыс Металлургия» в мае 2023 года. Основными загрязняющими веществами в Карагандинской области являются оксид углерода, диоксид серы, диоксид азота и твердые частицы. Объемы выбросов основных загрязняющих веществ приведены в таблице 1 [6].

Таблица 1 – Объем выбросов загрязняющих веществ в атмосферу от стационарных источников

Промышленные выбросы в атмосферу	2022 год (тысяч тонн)	2023 год (тысяч тонн)
Выбросы сернистого ангидрида	239,5	250,9
Выбросы диоксида азота	47,8	48,1
Выбросы твердых частиц	119,6	120,6
Выбросы угарного газа	168,8	149,0

Экология водных ресурсов

В настоящее время важным фактором, определяющим не только экологическую ситуацию, но и развитие производительных сил, является состояние водных ресурсов. В настоящее время это вызывает серьезную озабоченность. Наблюдения РГП «Казгидромет» за загрязнением поверхностных вод на территории Восточно-Казахстанской области проводились на 13 водных объектах (Кара Ертис, Ертис, Брекса, Тихая, Ульби, Глубочанка, Красноярка, Оба). (Буктырма, Емель, Аягоз, Маркаколь, Буктырма и Усть-Каменогорское водохранилища). Качество воды в обследованных водоемах классифицируется следующим образом: реки Кара Ертис, Ертис, Буктырма, Оба, Аягоз, Емель, озеро Маркаколь, Буктырма и Усть-Каменогорское водохранилища относятся к водам «умеренной загрязненности»; реки Брекса, Тихая, Ульби, Глубочанка относятся к водам «высокого уровня загрязнения»; Река Красноярск имеет «чрезвычайно высокий уровень загрязнения». По сравнению с 2022 годом качество воды в реках Кара Ертис, Буктырма, Ертись, Брекса, Тихая, Ульби, Глубоканка, Оба, Емель, Аягоз, Буктирминское водохранилище, Усть-Каменогорское водохранилище не изменилось. существенно. Однако качество воды в реке Красноярке и озере Маркаколь ухудшилось. По наблюдениям РГП «Казгидромет», в 2023 году на территории Восточно-Казахстанской области зафиксировано 68 случаев повышенного загрязнения (далее – ПВ) и 5 случаев экстремально высокого загрязнения (далее – ПВЗ): река Брекса (Риддер) – 12 случаев НР, р. Тихая (г.Риддер) — 10 случаев Н.П., р. Ульбы (г. Риддер и Усть-Каменогорск) – 19 случаев Н.П. и 3 случая ЭГП, р. Глубочанка (г. Белоусовка и Глубокое) села) – 14 случаев ГП и 1 случай ЭГП, р. Красноярка (с. Предгорное) - 13 случаев ХП и 1 случай ЭГП [7, с. 54]. Эти данные продемонстрированы в таблице 2.

Таблица 2 – Количество случаев ГПЛ и ЭГПЛ в регионе за 2022 год–2023 [8, с. 403].

Водоем	Случаи высокого загрязнения		Случаи чрезвычайно высокого загрязнения	
	2022 год	2023 год	2022 год	2023 год
Река Брекса	12	12	–	–
Река Тихая	9	10	–	–
Река Ульби	20	19	–	3
Река Глубочанка	26	14	–	1
река Красноярка	11	13	1	1

Основными причинами ГП и ЭГП в реках Восточно-Казахстанской области являются высокая техногенная нагрузка со стороны горнодобывающих предприятий и исторические загрязнения (каменные отвалы, хвостохранилища). С 2022 г. количество случаев НР в реках Брекса, Тихая, Ульби, Красноярк изменилось на одну-две единицы, ее количество в реке Глубочанке значительно снизилось с 26 до 14. Реки Ульби продолжают оставаться наиболее загрязненными по химическим показателям. В течение последних нескольких лет сохраняется высокий показатель загрязнения воды в этих реках. Основными загрязнителями являются цинк, марганец, медь, кадмий и железо. Характеристики качества воды в этих реках соответствуют «высокому» и «чрезвычайно высокому» уровню загрязнения. Загрязнение рек Брекса, Тихая и Ульби вызвано историческими загрязнениями отвалов, находящихся в настоящее время в государственной собственности, а также отвалов ТОО «Казцинк». Красноярка, Глубочанка (в районе Тишинского рудника, Риддер) находятся под влиянием действующих предприятий горнодобывающего комплекса ТОО «Востокцветмет». Основным источником загрязнения реки являются шахтные воды Иртышского рудника. По реке в реку Красноярку впадает дренаж шламонакопителя Иртышской шахты и Березовского хвостохранилища, вытекающий из шахты «Капитальная», находящейся в государственной собственности. Загрязнение реки Глубочанка в основном связано с историческим загрязнением свалки. За 2005–2023 годы акиматом Восточно-Казахстанской области принято 84 постановления об установлении водоохранных зон и поясов, в том числе городов Усть-Каменогорск, Семей, Зыряновск, Риддер, Шемонаиха, побережья Бухтарминского, Усть-Каменогорского и Шульбинского водохранилищ, Озеро Алаколь и другие. Общая протяженность установленных водоохранных зон – 1874 км, площадь – 67861 га. Общая длина установленных водоохранных полос – 2463 км, площадь – 14792 га. В целях обеспечения питьевой водой и модернизации системы питьевого водоснабжения населенных пунктов завершены ранее проведенные поисково-разведочные работы подземных вод для 40 населенных пунктов области и доразведка 4 месторождений подземных вод (Таскескенское, Камышинское, Таргынское и Курайлинское). завершено в 2023 году. Кроме того, в 2023 году начаты поисково-разведочные работы в 17 сельских населенных пунктах области и доразведка одного месторождения подземных вод. угрозы паводков на 2022 –2020 годы» разработаны и утверждены «Дорожная карта» (далее – «Дорожная карта») и План по сохранению, накоплению и распределению паводковых вод, и восстановлению пастбищных вод для животноводства (далее – «План»). Дорожная карта Восточно-Казахстанской области включает 80 мероприятий.в том числе 21 мероприятие в 10 регионах области за 2022 год; На 2023 год проведено 22 мероприятия в 7 регионах области. Планом по Восточно-Казахстанской области предусмотрено 60 мероприятий по ремонту существующих коммунальных резервуаров для хранения воды. За счет средств областного бюджета в 2023 году выполнен ремонт 45 приводов [9, с. 74].

Экология почвы

Загрязнение почв в Республике Казахстан является актуальной проблемой и имеет статус не только республиканского, но и международного значения. Почвенно-растительный покров на значительных территориях республики загрязняется тяжелыми металлами, нефтепродуктами и сложными органическими веществами, что связано с выбросами промышленных предприятий и транспорта. Основными источниками загрязнения являются выбросы в атмосферу, твердые и жидкие отходы горнодобывающих и металлургических предприятий. Обычно зоны значительного

загрязнения имеют небольшую площадь вдоль дорог, вблизи промышленных предприятий и аэродромов и связаны с трансграничным переносом тяжелых металлов, оксидов серы и азота. Самый опасный вид – радиоактивное загрязнение. В Республике Казахстан имеется 6 крупных ураноносных провинций, множество мелких месторождений и рудопроявлений урана, которые обуславливают повышенный уровень естественной радиоактивности. Острые экологические проблемы касаются не только территории, где расположен банк низкообогащенного урана в Усть-Каменогорске, но и использования радиоактивных материалов в стране. Большая разработка урановых почв осуществлена в Мангистауской области. За период деятельности уранодобывающей промышленности в Казахстане образовалось около 200 миллионов тонн радиоактивных отходов. Наиболее острой проблемой остаются хвост хранилища токсичных и радиоактивных отходов. В результате многолетней работы свинцового завода (ОАО ПК «Южполиметалл») на территории города Шымкент допустимая концентрация свинца в почве (32 мг/кг) превышена в 16,5 раз.

Значительные очаги антропогенных нарушений и загрязнения почв распространены в промышленных регионах республики. Очаги загрязнения почв промышленными предприятиями образовались на окраинах городов Усть-Каменогорск, Риддер, Жезказган, Шымкент и Караганда. Ситуация с отходами производства, в том числе с техногенными минеральными образованиями (далее ХМО), остается крайне неудовлетворительной. На сегодняшний день в республике имеется 775 солидных объектов ТМО, на которых накоплено около 34 миллиардов тонн, и наблюдается тенденция их ежегодного роста. Помимо проблем, связанных с промышленными и токсичными отходами, практически во всех населенных пунктах республики, особенно в крупных городах, существует проблема хранения и переработки увеличивающихся объемов бытовых отходов. Развитие горнодобывающей промышленности усилило процесс загрязнения земель токсичными веществами. Наибольшая доля отходов горно-перерабатывающего комплекса приходится на Карагандинскую область – 29,4%, Восточно-Казахстанскую область – 25,7%, Костанайскую область – 17% и Павлодарскую область – 14,6%. В Костанайской, Карагандинской, Актюбинской, Восточно-Казахстанской, Павлодарской, Жамбылской, Западно - Казахстанской областях предприятиями, занимающимися добычей угля, черных металлов и фосфоритов, накоплены значительные отвалы отходов горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. По данным земельного баланса на 1 ноября 2023 года в республике насчитывается 248,42 тыс. га нарушенных земель, на которых расположены вскрышные и горные отвалы, хвостохранилища, золоотвалы, карьеры угля и горнодобывающие разработки. Наибольшее количество нарушенных земель находится в Карагандинской, Костанайской, Мангистауской, Акмолинской, Восточно-Казахстанской, Актюбинской и Павлодарской областях. Во всех промышленных регионах имеются экологически опасные зоны воздействия: отвалы, отвалы, карьеры, скважины, отходы горнодобывающих предприятий общей площадью более 60 тыс. га, которые постоянно загрязняют почву. В результате деятельности только предприятий цветной металлургии накопилось более 22 млрд тонн отходов, в том числе около 4 млрд тонн отходов горнодобывающей промышленности, а также токсичных отходов в виде более 1,1 млрд тонн отходов обогащения и 105 млн тонн отходов металлургической переработки. Площади, занятые накопителями отходов цветной металлургии, составляют около 15 тыс. га, из них 8 тыс. га занимают горные отвалы, около 6 тыс. га - хвосты обогатительных фабрик и более 500 га - отвалы металлургических комбинатов. Объемы отходов в черной металлургии и химической промышленности примерно одного порядка. Соединениями меди, цинка, кадмия, свинца и мышьяка загрязнены земли Восточно-Казахстанской области. Токсичные отходы размещаются на полигонах, не соответствующих санитарным и экологическим требованиям. Аномалии свинца охватывают территории Шемонаихинского, Глубоковского и Зыряновского районов. Наиболее неблагополучной является территория в треугольнике между городами Усть-Каменогорск, Риддер и Зыряновск. В результате постоянного увеличения объёмов накапливаемых отходов из-за не освоенности мест их хранения и захоронения происходит миграция загрязняющих веществ в окружающую среду. В Карагандинской области загрязнение земель связано с отходами горнодобывающей и металлургической промышленности. В регионе действует более 350 свалок промышленных и бытовых отходов. Избыточные выбросы Балхашского горно-металлургического комбината привели к загрязнению почв медью, цинком, кобальтом, кадмием и свинцом. Техногенно-загрязненные земли Костанайской области широко распространены в промышленных зонах городов, зонах добычи и переработки полезных ископаемых. Проблема загрязнения окружающей среды в регионе зол отвалами Троицка

Острой является ситуация на ГЭС и хвостохранилищах АО «Соколово-Сарыбайское горно-производственное объединение» (ССГПО). Утилизация, обезвреживание, захоронение, трансграничная транспортировка отходов являются одними из наиболее актуальных проблем в стране. Токсичные отходы до сих пор хранятся в различных хранилищах, зачастую без соблюдения соответствующих экологических норм и требований. В результате этого почва, подземные и поверхностные воды многих регионов подвергаются интенсивному загрязнению. В целом за многолетний период интенсивного развития всех отраслей Казахстана, включая горно-металлургический комплекс, накопилось более 26 миллиардов тонн твердых бытовых отходов, которые ежегодно пополняются на свалках еще на 1 миллиард тонн. Большая их часть (58% или 15,1 млрд тонн) приходится на отходы горнодобывающей и металлургической промышленности, которые рассматриваются как самостоятельная сырьевая база. В цветной металлургии (медно-алюминиевой, свинцово-цинковой, золоторедкометальной промышленности) общее количество отходов достигает более 5 млрд тонн, из них попутные горнодобывающие и вскрышные породы составляют 72%, хвосты обогащения - 26%, и металлургическая переработка составляет 1,6%. Площадь земель, занятых отходами, составляет более 13 тысяч гектаров. Общий объем накопленных отходов в черной металлургии Казахстана (железорудная, хроморудная и марганцеворудная отрасли) составляет более 6,2 млрд тонн, из них попутная добыча и вскрыша составляют 92,8%, обогащение – 6,1% и металлургическая переработка – 1,1. Площадь земель, занятая отходами, составляет более 15 тыс. га [10, с. 153–160].

В свете вышеизложенного особую роль приобретает проблема бережного использования нашего национального достояния – природных ресурсов, за счет которых формируется 60–70% государственного бюджета (по

всей видимости, эта тенденция сохранится в ближайшие 10–15 лет). соответствующий. Это объясняется не только тем, что постоянно развивающееся и расширяющееся частное предпринимательство, его сущность и конечные цели деятельности которого заключаются в получении максимальной прибыли в кратчайшие сроки, не касаются вопросов бережного расходования природных ресурсов, в данном случае, полезных ископаемых и сырья, но и то, что существующий государственный механизм обеспечения рационального использования минеральных ресурсов несовершенен.

Заключение

Сегодня Казахстан является одним из самых экологически неблагополучных регионов Евразии, на его территории скопилось более 21 миллиарда тонн отходов с ежегодным приростом около 1 миллиарда тонн. Свалки и хвостохранилища уничтожили почти 200 тысяч гектаров земли, экологически опасные зоны уничтожили еще 60 тысяч гектаров в Казахстане. Экологическая нагрузка на окружающую среду со стороны отходов горнодобывающих и металлургических предприятий в этих районах очень высока, а связь экологии со здоровьем населения прямая. Нет региона, где загрязнение атмосферы, почвы, поверхностных и подземных вод и, как следствие, продуктов питания вследствие техногенного загрязнения не влияет на здоровье людей (имеются нарушения иммунного статуса, повышенные показатели крови и кроветворных органов). заболевания, аллергические заболевания в районах расположения цветной и черной металлургии). Сложное сочетание природных и антропогенных воздействий, среди которых наиболее значимым и проблемным является техногенное, является основой прогнозов дальнейшего обострения экологических проблем.

В связи с этим наиболее важными являются следующие перспективные направления оптимизации состояния окружающей среды:

1. Совершенствование мероприятий по охране атмосферного воздуха за счет внедрения очистных сооружений и сооружений.

2. Повышение эффективности использования и охраны водных ресурсов, а также улучшение состояния малых рек, водохранилищ, мониторинг состояния подземных вод.

3. Решение проблем рационального использования земель, включая защиту от ветровой и водной эрозии, подтопления, заболачивания и засоления.

4. Снижение химической нагрузки на почву.

5. Создание инфраструктуры по переработке отходов; расширение сети заповедников, национальные парки.

6. Усиление охраны, воспроизводства и рационального использования растительного и животного мира.

7. Улучшение здоровья и качества жизни населения. Приоритетным направлением деятельности государственных органов в этих условиях должно стать активное использование экономических, правовых и организационных методов воздействия на формирующуюся экономическую систему, ее максимальную экологичность с целью сбалансировать развитие разнородных процессов: экономического развития страны и созидания. создания благоприятной природной среды для жизни и здоровья человека.

На наш взгляд, необходимо развивать и стимулировать внедрение малоотходных, ресурсы - и энергосберегающих технологий и процессов. На основе достижений научно-технического прогресса должна произойти интенсификация научно-исследовательских и опытно-конструкторских работ, экологических инвестиционных проектов. Особое внимание следует уделить экологическому сознанию природ пользователей и формированию соответствующего общественного мнения, поскольку происходящие в мире изменения обусловливают необходимость формирования целостного гуманистического мировоззрения по отношению к природе, в котором общечеловеческие ценности получат приоритетное значение. В то же время специфика и многообразие эколого-экономических преобразований требуют дифференцированного подхода к разработке и реализации экономического механизма природопользования. Это подтверждает важность разработки долгосрочных экологических программ как основного компонента природопользования и охраны окружающей среды в долгосрочных планах социально-экономического развития на национальном, региональном и местном уровнях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Т. Алимбаев, Ж. Мажитова, Б. Омарова, Ж. Нуркина. Серия конференций IOP: Материаловедение и инженерия, 663, 1–5 (2020)

2 Т. Алимбаев, Ж. Мажитова, Б. Омарова, Б. Камзаев, К. Атанакова. Сеть конференций E3S, 157, 1–8 (2020)

3 Ежемесячный отраслевой журнал Астана, 123, 3210 (2023)

4 Ежемесячный отраслевой журнал Астана, 3, 117 (2023)

5 Национальный доклад о состоянии окружающей среды и использовании природных ресурсов Республики Казахстан за 2023 год Астана, 314 (2020)

6 Информационный бюллетень о состоянии окружающей среды Республики Казахстан Нур-Султан, 01, 243 (2020)

7 А. Адрышев. Материалы Интернет-конференции «Динамика исследований – 2008», 23, 54 (2008)

8 Национальный доклад о состоянии окружающей среды и использовании природных ресурсов Республики Казахстан за 2023 год Астана, 407 (2020)

9 Ж. Узденбаева. Вестник ВКГТУ им. Д. Серикбаева – Усть-Каменогорск, 1, 74 (2006)

10 В. Н. Уманец, Г. Г. Бугаева, В. С. Завалишин, Научно-техническое обеспечение горного дела: сборник материалов Горного института им. Д. Кунаева, 63, 153–160. Алматы (2002 г.)

ӘОЖ 621.273.132

КЕННІҢ ӨЗДІГІНЕН ҚҰЛАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ЕРЕКШЕЛІКТЕРІ ЖӘНЕ ӘЛЕМДЕГІ ҚОЛДАНУ АЙМАҒЫ МЕН ПАЙДАЛАНУ ТӘЖІРИБЕЛЕРІ

Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева

Қазақстан Республикасы, Қарағанды қаласы, «Ә. Сағынова атындағы ҚарТУ" КеАҚ, «Пайдалы қазбалар кенорыдарын өндіру» кафедрасы

Аңдатпа. Тезис елімізде аса танымал емес бірақ бәсекеге қабілетті бола алатын кенді қазып алудың бір түрі - кенді өздігінен құлату жүйесі туралы. Бұл жүйенің басқалардан ерекшелігі кен массивтерін табиғи, жару жұмыстарынсыз, кенді түбінен қиып тастағаннан кейін массивтің құлауы. Кені өздігінен құлату жүйесін қолдану немесе пайдалану мүмкіншіктерін қарастырған әлемдегі алпауыт компаниялардың тәжірибелеріне қысқаша шолу жасалынды. Сонымен қатар, еліміздің осы жүйені игеріп, оң нәтежиеге қол жеткізіп отырған кен орны туралы да тілге тиек етілді.

Кілтті сөздер: өздігінен құлату, кен орындары, геомеханика, қазып алу жүйесі.

Кенді өздігінен құлату – шығынды азайтатын және өнімділігі жоғары әрі ашық тау-кен жұмыстарымен бәсекелесе алатын кенді жерасты қазу тәсілі [1]. Тау-кен кәсіпорнында жерасты тау-кен жұмыстарында жоғарғы қауіпсіздіктікті қамтамасыз етумен жылдық өнімділікті, өзіндік құнын артыру жолында кенді өздігінен құлату параметрлерін дәл табу, кендерді тасымалдау және жеткізу кезінде заманауи қуатты өздігінен жүретін өзіжүргі техникаларын, ұсату жабдықтарын таңдау үшін зерттеу жұмыстары белсенді жалғасуда.

Кенді өздігінен құлату технологиясы қуатты кен орындарын, сондай-ақ орташа қуатты кен денелерін игеру кезінде және тік құлаумен, полиметалл, мыс, темір және өздігінен құлауға бейім кендердің басқа түрлерін өндіру кезінде қолданыла алады. Кенді өздігімен құлатумен қазу жүйесінің тобы профессор В.Р. Именитовтың класстар бойынша қазу жүйесінің үшінші классына жатады [5].

Кенді өздігінен құлату жүйесінің ерекшелігі кен массивтерін табиғи, жару жұмыстарынсыз, кенді түбінен қиып тастағаннан кейін массивтің құлауы – массивте қажетті өлшемдердің көлденең шығуын жасау яғни өздігінен құлату болып табылады. Құлау қабатының биіктігі орта есеппен 80-ден 300 метрге дейін [1].

Бұл жүйе өте күрделі жұмыстардың бірі болғандықтан, қолдану аясы өте аз десекте болады, дегенмен қолданысқа енген және жақсы нәтежиелерін беріп жатыр. Бірақ барлық кенорындарында деп айтуға келмейді. Бірқатар әлемдегі дамыған елдерде, мысалы атап айтатын болсақ: алмаз өндіруші “De Beers” ОАР компаниясының “Финч”, “Премьер”, “Коффифентейн” кеніштерінде; Австралияның “Нортпаркс” мыс-никель кенішінде; Индонезияның “Фриипоорт” алтын-мыс кенішінде; АҚШ-тың “Клаймакс” компаниясының “Хендерсон” мыс-молибден және Чилидің “Эль-Теньенте” және т.б. кеніштерінде кенді өздігінен құлату жүйелері қолданысқа ие.

«Нортспаркс» кеніші-Австралияда өзін-өзі құлату жүйесін қолданған алғашқы кеніш. Кеніш 3 мыс-алтын порфирлі кен орындарын өңдейді. Бірінші қабатты өңдеу 1993 жылы басталды, жылына 5 млн тонна жобалық өнімділікке 1997 жылы қол жеткізілді , кеніштің дамуы 3 жыл 9 ай ішінде өтті, өндіріс құны — 6 доллар/т [2].

Колорадо (АҚШ) тауларында орналасқан "Клаймакс" компаниясының "Хендерсон" молибден кеніші 50 жыл бұрын өздігінен құлату жүйесі игерілгенге дейін үнемі жабылу алдында тұрды. Жобалау кезінде кеніштің өнімділігі жылына 10 миллион тонна көлемінде бағаланды, бірақ молибден бағасының күрт өзгеруі оның төмендеуіне әкелді. Бұл ретте өндірістік қуат тек өнімге сұраныспен реттеледі және кез келген уақытта ұлғайтылуы мүмкін. Кен өндіру құны 16 долларды/т құрайды [3].

"Де Бирс "компаниясының" Финч " кеніші Алмаз өндіретін ірі кәсіпорын болып табылады. Кеніш Оңтүстік Африканың Кейп провинциясының солтүстігінде орналасқан. 1990 жылға дейін игеру ашық әдіспен жүргізілді, өнімділігі 5 миллион тонна. Кеніш 1990 жылдан бастап жерасты әдісімен өндіріле бастады, өнімділігі жылына 5,5 миллион тонна, өндіріс құны-6 доллар/т, Алмаз мөлшері-0,5 карат / т [3, 4].

"Премьер" кен орнын "Де Бирс" компаниясы өндіреді. Бастапқыда 1902 жылдан 1948 жылға дейін түтік (трубка) ашық әдіспен (189 м тереңдікке дейін), содан кейін кенді скрепермен жеткізумен (390 — 420 м тереңдікке дейін) жерасты — қабатты өздігінен құлатумен өңделді. Қазіргі уақытта кеніштің өнімділігі жылына шамамен 3 миллион тонна кенді құрайды, орташа алмаз мөлшері шамамен 0,45 карат/т. Қазіргі қолданыстағы технология бойынша шахтада 732 м тереңдікке дейін, өндірістің жалпы құны 13,82 долл./т, оның ішінде 6,05 долл./т - өндіру жұмыстарының шығындары құрайды [6].

"Эль Тениенте" мыс кенін өндіру кеніші Чилидің орталық бөлігінде орналасқан. Мыстың мөлшері 1,4-2,2% аралығында. Кеніштің өнімділігі — тәулігіне 30 мың тонна кен, бұл жылына 10,9 млн тоннаны құрайды.

Индонезиядағы "Фриипорт" мыс-алтын өндіру кеніші өнімділігі жылына 2,5—3 млн тонна және өндіру құны 6 долларды/т құрады. 2000 жылдан жоспарланған өнімділігі жылына шамамен 12 миллион тонна болатын 2-ші қабатты дамыта бастады.

Қазақстанда Ақтөбе обылысындағы “Казхром “ТҰК” АҚ филиалының “Қазақстан тәуелсіздігіне 10-жыл” кенішінде қолдану жоспарланған.

Қарастырылып отырған қазып алу жүйесінің экономикалық тиімділігіне байланысты келешекте кеңінен тарау ықтималдығы жоғары. Дегенмен өздігінен құлату жүйелерін қолдану мүмкіндігін негіздеу бойынша геомеханикалық зерттеулерге көп көңіл бөлінуі тиіс.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Е.В. Кузьмин., А.Р. Узбекова. Самообрушение руды при подземной добыче. – Москва (МГГУ) 2006
2. Dawson L.R., 1995. Developing Australia's First Block Cave Operation at Northparkes Mines — Endeavour 26 Deposit, pp 155—164. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
3. Laubscher D. H., 1981. Selection of mass underground mining methods, in Design and Operation of Caving and Sublevel Stoping Mines (Ed: D R Stewart) pp 23—38 (АГМЕ: New York).
4. Owen K.C., Guest A.R. Underground mining of kimberlite pipe. XVth CMMI congress, parti. 5. В.В. Заворницын, В.Р. Асадуллаев. Комбинированный способ отработки месторождений полезных ископаемых. – 2010. Институт горного дело Уральского отделения РАН. Семинар 13
5. Именитов В.Р. Системы разработки мощных рудных месторождений. – М.: Металлургиздат, 1955.
6. Bartlett P.J., 1992. The Design and Operation of a Mechanised Cave at Premier Diamond Mine, in Proceedings Massmin 92. South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg.

Код МРНТИ 52.13.15

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА КОЛЬМАТАЦИИ ПОРОД ПРИФИЛЬТРОВОЙ ЗОНЫ ПЛАСТА

Ш.Ш. Аликулов, К.Р. Шаропов

Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан

При эксплуатации откачных и нагнетательных скважин в процессе отработки месторождения способом подземного выщелачивания (ПВ), как правило, происходит снижение их дебитов. Основной причиной такого негативного технологического фактора является процесс кольматации порового объема пород прифильтровой зоны скважин, а также «зарастание» перфорации самих фильтров.

Из гидродинамики подземных вод известно, что установившийся режим фильтрации жидкости в поровом объеме породного массива характеризуется неразрывностью потока. В каждый момент времени расходы потока жидкости через сечения (площади) пород водоносного горизонта равны между собой. Таким образом, объем жидкости Q, протекающий в единицу времени через площадь F будет составлять $Q = F \cdot V_ф$, где $V_ф$ – скорость фильтрации.

Движение жидкости между зернами породы носит сложный характер, поэтому, при расчетах на практике рассматривают среднее значение скорости фильтрации, зависящей от скоростей элементарных потоков (струек) в отдельных точках площади сечения.

Однако, для оценки процессов кольматации необходим дифференцированный подход к рассмотрению условий формирования скоростей фильтрации.

Известно также, что поверхностная порозность (пористость) ε – показатель, зависящий от величины площади зерен, слагающих породный массив, и площади просветов между зернами. В свою очередь, значение величины площади просветов непосредственно (прямо пропорционально) влияет на количественную характеристику интегрального коэффициента фильтрации $К_ф$.

Согласно закона Дарси, между скоростью, коэффициентом фильтрации и гидравлическим градиентом I для участков ламинарного движения жидкости, где число Рейнольдса $Re \leq 2000$, существует линейная зависимость $Vф = Кф \cdot I$.

Исходя из вышеизложенного, характеризуется снижением скорости, что приводит к выпадению из растворов алевропелитовых (глинистых) частиц твердого, находящихся в оборотных растворах в результате суффозии их из породного массива. Площадь просвета между зернами твердого уменьшается, соответственно, уменьшается и величина $К_ф$, что приводит к снижению скорости фильтрации и расходу жидкости. Происходит процесс «зарастания» межзернового пространства выпадающими из растворов ПВ пелитовыми частицами твердого.

На участках с меньшей площадью межзернового просвета, с большим содержанием алевропелитов и меньшим диаметром поровых каналов, в связи с сохранением высоких скоростей фильтрации, процесс «зарастания» алевропелитовыми частицами происходит менее интенсивно.

Для проведения исследований по выявлению зависимости снижения водопроницаемости пород продуктивного горизонта от фильтрационных показателей и химического состава выщелачивающих растворов на месторождении Истиклол, был выбран блок, природные (геологические) показатели которого соответствовали средним по месторождению.

Экспериментальный блок, состоял из четырех откачных и 11 нагнетательных скважин. Геометрические границы ячеек и расположение скважин соответствовало морфологическим границам рудных тел, оконтуренных по содержанию урана в интервале 0,04 – 0,05%. Средняя мощность продуктивного горизонта составила 10,5 м.

Блок расположен в периферийной части месторождения, на границе выклинивания.

Схема расположения технологических скважин в ячейках опытного блока пятискважинная – 4 нагнетательных с откачной скважиной в центре, наиболее часто применяемая на месторождениях Республики Узбекистан.

Такие схемы нашли широкое применение при отработке рудных залежей с относительно невысокими фильтрационными параметрами пород продуктивного пласта ($K_ф$; K_m).

Так, в работе исследованы параметры фильтрационных сеток для различных ячеистых схем расположения скважин – от четырех до гексагональных. Последние нашли широкое применение на урановых месторождениях Казахстана.

Показано, что ячеистые схемы расположения технологических скважин обеспечивают радиальное движение растворов от закачных к нагнетательным скважинам. Такой гидродинамический режим является, несомненно, положительным фактором в условиях постоянно меняющихся геологических и гидрогеологических параметров рудной залежи. Уменьшение или возрастание последних позволяет менять геометрические параметры (расстояния между технологическими скважинами) на основе результатов эксплуатационной разведки.

В работах показано, что наибольшая степень гидродинамической проработки в площади пород продуктивного горизонта наблюдается при работе шестигранной (семискважинной) ячейки. Площадь проработки (охвата) пород выщелачивающими растворами составляет 80 и более процентов. Наименьшая площадь проработки выявлена у трехгранной (четырехскважинной) ячейки расположения скважин – 57 и менее процентов.

Однако, преимущества гидродинамического режима при эксплуатации гексагональной схемы расположения технологических скважин существенно снижается за счет увеличения затрат в процессе оборудования (обвязки) их и подключения к коммуникациям. Сложности возникают и в процессе применения методов интенсификации – реверсирования выщелачивающих растворов на заключительной стадии ПВ.

Выбор расположения опытного блока обусловлен также тем, что необходимо было оценить влияние кольматации на породы с различной величиной фильтрационных показателей $K_ф$ и K_m.

В блоке были выбраны скважины, в которых средние величины коэффициентов фильтрации составляли: $K_ф \leq$ 2,5 м/сут (скв. 10 – 5 - 3); $2,5 > K_ф < 5$ м/сут (скв. 10 – 5 – 9) и $K_ф \geq 5$ м/сут (скв. 10 – 5 – 11). Содержание урана (С) и мощность продуктивного горизонта (m) по скважинам составляли:

№ / № скв.	С, %	m, м
10 – 5 – 3	0,052	10,4
10 – 5 – 9	0,046	10,6
10 – 5 – 11	0,045	10,4

Глубина залегания продуктивного пласта – 147 м.

Продолжительность эксперимента определялась временем достижения величины Ж : Т – 0,6 $м^3$/т.

Чтобы исключить влияние нагнетательных и откачных скважин соседних ячеек на работу опытных скважин, данный эксперимент проводился только на ячейке с откачной скважиной 10 – 5 – 2.

До подачи рабочих растворов было проведено нагнетание пластовой воды в скважины - 10 – 5 – 3; 10 – 5 – 9 и 10 – 5 – 11, для определения начальных удельных значений (q) производительности (дебитов) скважин, которые составили:

скв. 10 – 5 – 3 - q = 0,76 $м^3$/сут м;
скв. 10 – 5 – 9 - q = 0,84 $м^3$/сут м;
скв. 10 – 5 - 11 - q = 1,0 $м^3$/сут м.

Исходя из средней мощности рудного пласта – 10,5 м и среднего удельного дебита - 0,85 $м^3$/сут м, начальный дебит каждой из нагнетательной скважины составлял: 0,85 $м^3$/сут м 10,5 м = 8,7 $м^3$/ сут. Таким образом, на начальной стадии эксперимента в ячейку опытного блока подавали 34,8 $м^3$/сут выщелачивающих растворов.

В процессе эксперимента контролировали величины дебитов нагнетательных скважин, а дебит откачной скважины изменялся (снижался) в зависимости от снижения суммарной производительности подающих скважин. Такой гидродинамический режим обеспечивал максимальную проработку рудного пласта выщелачивающими растворами. До минимума сокращался, объем фильтрации растворов за геометрические границы ячейки и минимизировалась, степень разбавления продуктивных растворов законтурными пластовыми водами.

Код МРНТИ 52.13.21

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ НИЗКОПЛОТНЫХ ВВ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КЫРГЫЗСТАНА

В.И. Нифадьев, Н.М. Калинина
Кыргызско-Российский Славянский университет им. Б.Н. Ельцина, г. Бишкек, Кыргызстан

Безопасная и эффективная добыча полезных ископаемых в условиях высокогорья, характерного для Кыргызстана, связана с физико-географическими (рельеф, высота, сейсмичность, лавины, сели, климат), горно-геологическими (форма и элементы залегания полезного ископаемого, тектоника, трещиноватость, гидрогеология) и экономическими (транспорт, энергетика, населенность, условия строительства) особенностями [1].

Нагорные рудные месторождения Кыргызстана в силу природы своего образования отличаются сложной структурой, высокой неоднородностью распределения полезного ископаемого, различной интенсивностью трещиноватости.

Для данного типа сложноструктурных месторождений можно выделить следующие факторы и особенности, характеризующие условия разработки:

- трещиноватые и нарушенные горные породы, сложная морфология и строение рудных тел, характеризующихся различной конфигурацией - сложностью и широким диапазоном изменения размеров при отсутствии четко выраженной закономерности их распределения в массиве;

- нестационарный характер рудопроявлений, заключающийся в неравномерности распределения полезного компонента в недрах и отсутствием визуально различимых границ между полезным ископаемым и вмещающими породами.

- наличие тектонических нарушений, разломов и зон интенсивной трещиноватости с трещинами всех систем и направлений; отмечаются участки, наиболее ослабленные развитием густой сети разрывных нарушений.

Средний коэффициент крепости пород по шкале Протодьяконова составляет в одних случаях f = 8–10, в других – f = 17÷19. При этом крепкие породы в пределах рудной зоны зачастую ослаблены интенсивной трещиноватостью, хорошо бурятся и поддаются отрыву при буровзрывных работах.

Со степенью трещиноватости, как известно, связана устойчивость пород. Так, метасоматически преобразованные породы рудной зоны менее устойчивы, чем неизмененные породы, главным образом, по причине интенсивной трещиноватости.

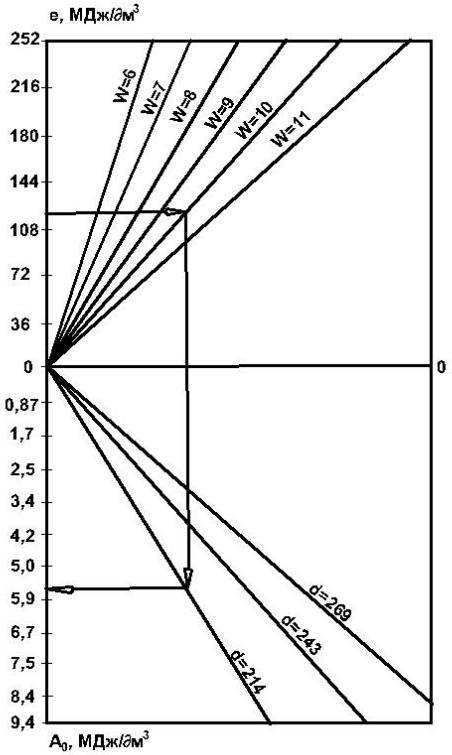


Рисунок 1 – Номограмма выбора типа ВВ в зависимости
от прочностных свойств массива

Особенности строения пород нагорных скальных карьеров заставляет тщательно подойти к выбору параметров буровзрывных работ (способу взрывания, бурения, диаметру скважин, типу ВВ и систем инициирования, удельному расходу, схем КЗВ и т.д.), обеспечивающих их рациональную стоимость для получения качественного дробления, т.е. снижения выхода негабарита, исключения переизмельчения породы при взрыве, предупреждения разубоживания руды и предотвращения нарушения сохранности массива. Качество и равномерность дробления пород в результате взрыва определяют производительность экскаваторов, карьерного транспорта и, в конечном итоге, – всего карьера.

Открытые горные работы представляют геотехническую систему, действующую в условиях недостаточной информации о свойствах объекта разработки. К понятиям технологических свойств объекта относятся совокупные характеристики горных пород, определяющие буримость, взрываемость, экскавируемость, дробимость и измельчаемость. Ранее такие характеристики определялись опосредовано с помощью различных показателей: от коэффициента крепости пород по шкале проф. М. М. Протодьяконова до разработки различных классификаций горных пород. Таким классификациям присущи следующие недостатки: во-первых, они составлены на основе исследования пород конкретного петрографического состава; во-вторых, изучение сопротивляемости таких пород разрушению выполнено на образцах небольшого размера, в то время как оценка указанных технологических свойств должна осуществляться в массиве; и, в-третьих, эти свойства должны оцениваться в реальном масштабе времени, то есть непосредственно в процессе добычи и переработки полезных ископаемых [2].

Проф. И.А. Тангаевым была разработана классификация по энергоемкости применительно к шарошечному способу бурения. При этом им показано, что на энергоемкость влияют прочность и трещиноватость пород, т.е. чем более трещиновата порода, тем меньше энергоемкость ее бурения, но тем она легче разрушается при взрыве и более производительно грузится экскаваторами. Таким образом, по энергоемкости шарошечного бурения можно оценить взрываемость пород в обуренном объеме блока, чего не удается сделать по другим классификационным критериям [3].

На основе установленной И.А. Тангаевым линейной зависимости между удельной энергоемкостью шарошечного бурения и удельной энергоемкостью взрывного разрушения горных пород разработана методика выбора типа ВВ в зависимости от прочностных свойств массива [4], которая представлена на рисунке 1 в виде номограммы.

В таблице 1 приведены некоторые породы различной крепости, которым соответствует удельная энергоемкость бурения согласно приведенной номограмме, а в таблице 2 – наиболее широко применяемые в последнее время ВВ с объемной концентрацией, соответствующей той же номограмме. Для сравнения приведены значения для гранулотола и алюмотола.

Таблица 1 – Удельная энергоемкость шарошечного бурения в зависимости от крепости пород

Породы	Коэффициент крепости *f*	Удельная энергоемкость бурения, МДж/м^3
Кимберлиты	4–6	25–54
Массивные стекловидные кремни	12–14	104–194
Вторичные кварциты	12–14	126–140
Гранодиорит-порфиры	15–17	148–187

Таблица 2 – Примерные значения объемной концентрации энергии промышленных ВВ

Взрывчатое вещество	Объемная концентрация энергии ВВ, МДж/дм^3
Гранулотол	4,1
Алюмотол	5,2
Гранулит АС-8	5,0
Игдарин	5,0
Игданит	3,4
Низкоплотные ВВ	0,94–2,1

Можно видеть, что высокобризантные ВВ охватывают диапазон от 4 до 5 и более МДж/ дм^3. Далее вверх по шкале идет игданит – 3,4 МДж/дм^3, а область с наиболее низкой концентрацией энергии принадлежит низкоплотным взрывчатым веществам (табл. 3).

Низкоплотные взрывчатые смеси обладают широким диапазоном регулирования объемной концентрации энергии и скорости детонации, что позволяет их рекомендовать для управления дроблением горных пород зарядами регулируемой энергии в соответствии с сопротивляемостью массива по высоте уступа, а также для взрывания контурных скважин с целью повышения устойчивости бортов карьеров.

Технология приготовления низкоплотных взрывчатых смесей заключается в получении вспененного полистирола, загрузке смесительно-зарядной машины компонентами и механическом перемешивании компонентов смеси в заданном процентном соотношении непосредственно в процессе заряжания скважин.

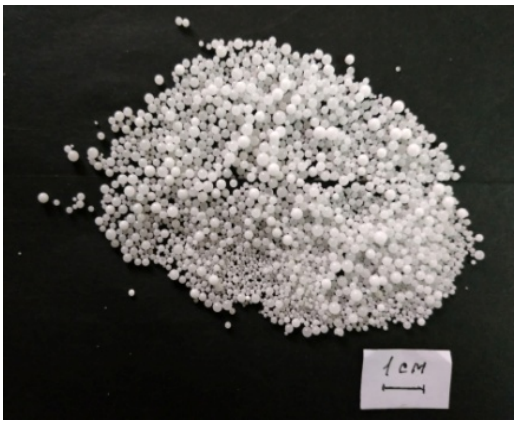
Таблица 3 – Компонентный состав низкоплотных взрывчатых смесей на основе пенополистирола

Наименование компонента	Компонентный состав, % объемные		
	ФПА-1	ФПА-2	Гранулит П
Аммиачная селитра	50±2,0	25±2,0	94,0±1,0
Вспененный полистирол, насыпная плотность ρ = 0,04-0,06 г/см^3	50±2,0	75±2,0	3,5±0,5
Раствор этиленгликоля в воде (сверх 100 %)	4±0,5 от объема АС	4±0,5 от объема АС	–
Дизельное топливо	–	–	2,5±0,5

При работе в зимних условиях при низких температурах смесь смачивают водным раствором этиленгликоля. Смачивание компонентов предотвращает расслоение взрывчатой смеси в скважине, несмотря на резкое отличие размеров и плотности гранул ВВ или аммиачной селитры и пенополистирола.

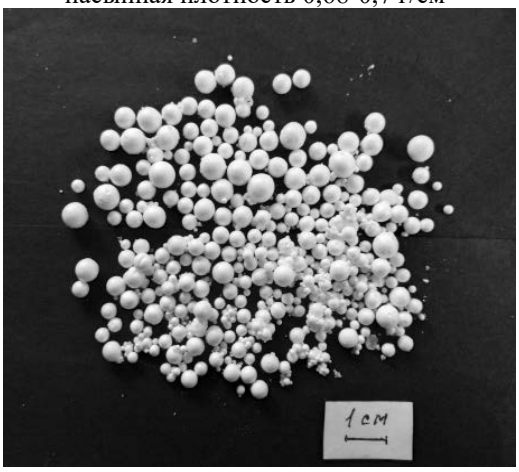
Краткий обзор исследований в области создания и применения низкоплотных взрывчатых смесей на основе добавок гранулированного пенополистирола к промышленным ВВ или аммиачной селитре свидетельствует о широких возможностях этой технологии [4].

Снижение стоимости низкоплотных ВВ может быть достигнуто за счет применения пенополистирола пониженной плотности (0,02-0,025 г/см^3) по сравнению с данными, приведенными в таблице 3.



Полистирол невспененный, насыпная плотность 0,68-0,7 г/см^3

Полистирол, вспененный при температуре 98 ^{o}C, насыпная плотность 0,125-0,13 г/см^3



Полистирол, вспененный при температуре 140 ^{o}C, насыпная плотность 0,02-0,025 г/см^3

Полистирол, двукратно вспененный при температуре 140 ^{o}C, насыпная плотность 0,008-0,01 г/см^3

Рисунок 2 – Полистирол различной насыпной плотности

Как показывает опыт, величина насыпной плотности пенополистирола зависит не только от условий вспенивания, но в немалой степени и от свойств исходного сырья, в частности, от его гранулометрического состава и сроков хранения. Температура теплоносителя, в котором получают пенополистирол сверхнизкой плотности, может быть достигнута двумя способами: 1) повышением давления в емкости для вспенивания (что небезопасно) и 2) вспениванием полистирола в насыщенном растворе хлористого натрия NaCl [5].

Таким образом, низкоплотные взрывчатые смеси позволяют дополнить ассортимент взрывчатых веществ, которые могут использоваться на рудных карьерах Кыргызстана.

Неоднородность прочностных свойств горных пород остается главным фактором, осложняющим проектирование взрывных работ и достижение требуемого качества дробления горной массы. Одним из эффективных способов получения сведений о свойствах взрываемого массива является использование информации, получаемой в процессе бурения скважин. На базе Института Коммуникаций и Информационных технологий (ИКИТ) Кыргызско-Российского Славянского университета создано современное средство измерения величины удельной энергоемкости шарошечного бурения взрывных скважин - контроллер бурового станка КОБУС. На основе использования таких приборов разработана комплексная система автоматизированной подготовки производства массовых взрывов на карьерах – программно-технический комплекс (ПТК) “Blast Maker” [6, 7].

Полученные значения энергоемкости бурения подвергаются пространственной привязке и передаются в базу данных программы BlastMaker, где в дальнейшем используются для выполнения расчетов. Расчет параметров массового взрыва базируется на информации от геологических служб карьера и на данных об энергоемкости бурения. В качестве главных характеристик служат удельные расходы ВВ для всех типов пород блока, которые обеспечивают гарантированное дробление горной массы до требуемого размера отдельностей.

Процесс автоматической расстановки скважин производится таким образом, что скважины равномерно распределялись по блоку в соответствии с локальной крепостью породы.

После проведения взрывных работ и синхронизации полученных данных системой КОБУС с ПТК «BlastMaker» получается комплекс данных, проектных и фактических. Эти данные позволяют производить более точный расчет. В то же время автоматизированное проектирование буровзрывных работ приводит и к некоторым проблемам.

Обычно при известной сетке скважин масса заряда рассчитывается по объемной формуле:

$$Q_{скв} = qWaH,$$

где q – фактический удельный расход, определяемый практически на основании усредненных значений для определенных видов пород; W – величина сопротивления по подошве уступа, определяется в зависимости от вместимости скважины для данного ВВ и его удельного расхода для взрываемых пород; a – расстояние между скважинами; H – высота уступа.

При этом предполагается, что объем скважины будет использоваться максимально. Однако при автоматизированном проектировании величина удельного расхода и масса ВВ в скважине определяется после того, как скважины уже пробурены. Поэтому в неоднородных породах может возникнуть ситуация, когда сетка скважин не соответствует величине заряда ВВ. В слабых породах, при низких значениях энергоемкости бурения, заряд опускается в нижнюю часть скважины, что приводит к увеличению зоны нерегулируемого дробления. В результате для равномерного распределения ВВ по высоте уступа становится необходимым рассредоточение заряда по длине скважины.

Опыт показывают, что применить рассредоточение зарядов в ряде случаев выгодно , несмотря на большую трудоемкость работ. В качестве материала для рассредоточения используются порода, вода, воздух, специальные катушки.

В САПР БВР предусмотрено использование составных скважинных зарядов с одним или несколькими воздушными промежутками. Как известно, изучению механизма действия рассредоточенных зарядов посвящено много работ. Считается, что основное отличие скважинных зарядов с воздушными промежутками состоит в возможности расширения продуктов взрыва на начальной стадии и увеличении длительности волны сжатия вследствие многократного отражения. Наличие дополнительных волн сжатия позволяет увеличить время активного воздействия продуктов взрыва на разрушаемый массив, повышая степень фрагментации породы.

Разработчиками программно-технического комплекса «BlastMaker» была поставлена задачу оценить влияние воздушных промежутков на разрушение породы и уточнить механизм действия воздушных промежутков. Исследование велось совместно с сотрудниками Федерального государственного бюджетного учреждения науки Институтом химической физики им. Н.Н. Семенова Российской академии наук (ИХФ РАН) и Национального исследовательского ядерного университета «МИФИ» (НИЯУ МИФИ) [8]. Был сделан вывод, что основной эффект от рассредоточения зарядов связан с газодинамическими процессами, протекающими в области воздушных промежутков, которые могут являться причиной формирования в породе начальной сети трещин в ближней зоне от заряда.

Однако рудные массивы на месторождениях Кыргызстана, как было показано выше, в пересжатых областях отличаются высокой степенью трещиноватости, несмотря на значительную прочность, определяемую по отдельным образцам породы. Соответственно, в таких породах сеть трещин в ближней зоне от заряда уже развита до проведения взрыва. Можно сделать вывод, для взрывания сильнотрещиноватых пород более эффективным будет поршневое воздействие продуктов взрыва и дополнительное дробление кусков породы в результате их соударения. Поэтому при взрывании в породах, где энергоемкость бурения будет иметь низкие значения, могут быть эффективно применены низкоплотные взрывчатые вещества с регулируемыми энергетическими и детонационными характеристиками, состав которых приведен выше в таблице 3.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Хабиров, В.В. Теоретические основы развития горнодобывающих и перерабатывающих производств Кыргызстана [Текст] / В.В. Хабиров, А.Е. Воробьев; под ред. Н.П. Лаверова. – М.: Недра, 1993. – 316 с.

2 Коваленко, В.А. Энергоёмкость как универсальный критерий производства [Текст] / В.А. Коваленко, И.А. Тангаев, Передовые технологии на карьерах: Сборник докладов. – Бишкек: КРСУ, 2017 – с. 5-10.

3 Тангаев, И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых [Текст] / И.А. Тангаев – М.: Недра, 1986. – 231 с.

4 Нифадьев, В.И. Управление разрушением горных пород на основе регулирования энергетических и детонационных характеристик ВВ [Текст]: автореф. дис. на соискание ученой степени докт. техн. наук в виде научного доклада / В.И. Нифадьев. – М.: Ин-т комплексного освоения недр РАН, 1993. – 39 с.

5 Нифадьев, В.И. Низкоплотные и сверхнизкоплотные взрывчатые смеси [Текст] / В.И. Нифадьев, Н.М. Калинина; Кыргызско-Российский Славянский ун-т. – Бишкек: Илим, 1998. – 188 с.

6 Долгушев В.Г. САПР буровзрывных работ на карьерах «BlastMaker» [Текст] / В.Г. Долгушев // Передовые технологии на карьерах: Сборник докладов. – Бишкек: КРСУ, 2017 – с. 85–93.

7 Киселев, А.О. Автоматизированная система сбора данных с буровых станков «Кобус» [Текст] / А.О. Киселев // Передовые технологии на карьерах: Сборник докладов. – Бишкек: КРСУ, 2017 – с. 94–103.

8 Коваленко, В.А. Оценка эффективности использования воздушного промежутка в скважинных зарядах [Текст] / В.А. Коваленко, Райымкулов М.А., Комиссаров П.В., Басакина С.С. // Добывающая промышленность. – 2018. – № 7 (100). – С. 136–139 (https://dprom.online/dobyvayushhaya-promyshlennost/).

Код МРНТИ 52.45.15

ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕГО ОТХОДЫ НА ТЕРРИТОРИИ УЗБЕКИСТАНА

А.А. Хасанов[1], У.А. Хасанов[2], У.Т. Тоштемиров[1]

[1]Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И. Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

[2]АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» г. Алмалык, Узбекистан

Научно-технический прогресс в современном мире сопровождается резким увеличением потребления природных ресурсов и одновременным ростом количества производственных отходов. Проблема утилизации и рационального их использования теснейшим образом связана с эффективностью промышленного производства, защитой окружающей среды и новыми разработками в области утилизации техногенных отходов.

Так одной из важных мировых проблем является утилизация техногенных отходов горной промышленности. С одной стороны, техногенные отходы представляют собой ценные продукты, содержащие значительное количество благородных и цветных металлов, они не требуют добычи, транспортировки и измельчения, что в значительной степени удешевляет их переработку. С другой стороны, техногенные отходы складируются в хвостохранилищах, занимают огромные площади и представляют определенную экологическую опасность для окружающей среды.

Накопленное количество отходов, сконцентрированных в виде отвалов балансовых и забалансовых руд, хвостохранилищ и шлакоотвалов, составляют один из видов минеральных ресурсов и квалифицируются как техногенные месторождения.

Современный этап углубления экономических реформ требует коренных структурных сдвигов и перевода экономики на путь интенсивного развития. В комплекс актуальных задач по удовлетворению потребностей развивающихся отраслей народного хозяйства значительное место отводится внедрению механизма, нацеленного на рациональное использование минеральных ресурсов и переработки техногенных отходов. Экстенсивный путь развития добычи полезных ископаемых, выражающийся в вовлечении все новых и новых месторождений в процессе эксплуатации, не приемлем в современных условиях. Такой подход приводит к истощению многих месторождений полезных ископаемых, к необходимости использования объектов с более низким качеством сырья, со сложными горнотехническими условиями добычи и т.д. Из-за снижения содержания полезных компонентов в сырье для получения того же количества продукции приходится перерабатывать больше горной массы, увеличивается доля труднообогатимых руд, что ведет к росту материальных, трудовых и финансовых затрат на производство конечного товара и образование в большом количестве техногенных отходов. Все это требует интенсификации исследований, поиска подходов к решению проблемы рационального освоения минеральных ресурсов и переработке техногенных отходов.

Перенос центра тяжести с наращивания производства минерального сырья на резкое улучшение его использования невозможен без вовлечения в производство техногенных отходов. Решение проблемы возможно, в первую очередь, путем внедрения в производство новых научных разработок и технологических решений.

Очевидно, что снижение количества отходов за счет их дополнительной переработки или использования в производстве, внедрение более современных и эффективных технологий будут способствовать улучшению экологической ситуации, дополнительному сбережению ресурсов и энергии, а также полному освоению богатств недр.

Для технологических исследований отобрано 2 проб. Информация по технологическим пробам представлена в табл. 1.

Таблица 1 – Информации по технологическим пробам

№ п/п	Обозначение проб	Место отбора проб	Характеристика проб	Объем хвосто-хранилища, т	Общий вес технологической пробы, кг
1	Ингичка	Хвостохранилище Ингичка	Техногенный отход производства	12 000 000	200
2	Койташ	Хвостохранилище Койташ	Техногенный отход производства	1 800 000	200

Подготовка технологических проб к испытаниям осуществлялась следующим образом: перемешивание, квартование и отбор по схеме (рис. 2). Выделялись средние пробы для аналитических исследований, технологических исследований, ситового анализа и для контрольных исследований.

Изучение вещественного состава технологических проб осуществлялось с применением стандартных химических и физико-химических методов, а также минералогического анализа.

Зависимость выхода класса -0,08 мм от времени измельчения проб

Рисунок 1 – Расположение хвостохранилища

Проба	Выход класса -0,08 мм, % при различном времени измельчения руды, мин					
	исх	10	15	20	25	30
Койташ	27,9	63,8	72,8	79,0	85,4	87,7
Ингичка	12,1	48,7	59,6	71,1	77,4	84,0

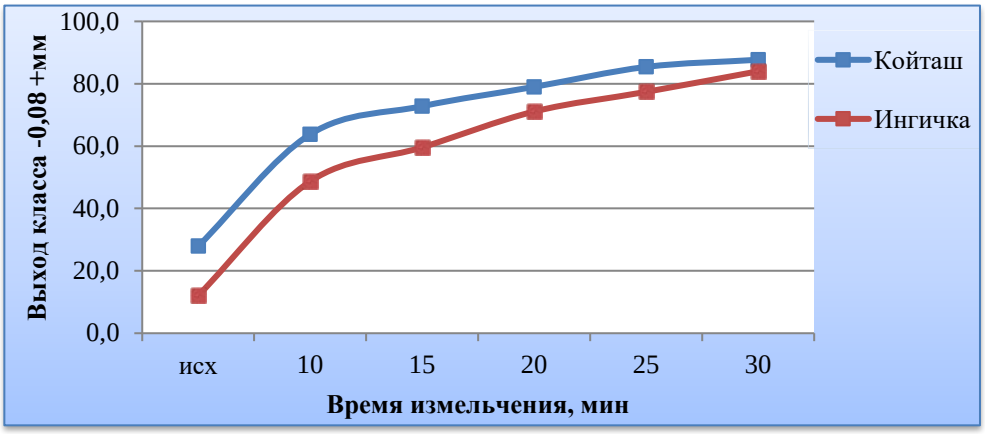


Рисунок 2 – Кривые измельчаемости технологических проб хвостохранилищ

Технологические испытания проводились на 2 пробах, отобранных на хвостохранилищах Ингичка и Койташ.

По результатам физико-химического анализа определено, что техногенные отходы Ингичка и Койташ основной металл вольфрам при содержании 769 и 471 г/т соответственно.

Технологические пробы Ингичка и Койташ характеризуются повышенным оксидом кальция составом: 22,20 и 13,36% соответственно.

Технологические исследования проводились методами механического обогащения (гравитация, флотация, магнитная сепарация) и гидрометаллургии (выщелачивание растворам серной кислоты, сорбция).

При обогащении гравитационным методам (концентрационный стол) были получены положительные результаты по пробам отобранным Койташ и Ингичка. Койташ - содержание вольфрама увеличивается с 0,08 до 0,26%, при этом извлечение металла в тяжелую фракцию составляет 20 - 46%. Ингичка - содержание вольфрама составляет с 0,12 до 0,32%, при извлечении до 61%.

При сухой магнитной сепарации концентрата гравитационного обогащения при силе тока 2А пробах Койташ и Ингички наблюдается извлечение вольфрама на немагнитную фракцию. Выход немагнитной фракции составил 28,1 и

11,1% соответственно, при этом извлечение вольфрама составляет 91,2 и 71,5%. Сквозное извлечение составило Койташ - 41,9% и Ингичка – 43,6% Содержание вольфрама в немагнитной фракции составляет 0,82 и 2,01% соответственно.

Считаем, что при таких низких содержаниях проб из хвостохранилищ Койташ и Ингичка переработка имеющимися технологиями на сегодняшний день целесообразна.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Муталова М. А., Хасанов А. А. Разработка технологии извлечения вольфрама из отвальных хвостов НПО АО «Алмалыкский ГМК» //Universum: технические науки. – 2019. – №. 12-1 (69).

2 Муталова М.А., Хасанов А.А., Салиджанова Г.К., Ибрагимов И.С., Мельникова Т.Е. (2022). Использование местного реагента в разведении полиметаллических медно-свинцово-цинковых руд. Journal of Optoelectronics Laser , 41 (5), 401-409.

3 Хасанов, А. А. (2022). СОСТОЯНИЕ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ В МИРОВОЙ ПРАКТИКЕ. Journal of Advances in Engineering Technology, (1), 68-71.

4 Хасанов, А. А., Гоибназаров, Б. А., Баратов, С. А., & Абдусаматова, М. А. (2022). Исследование Химического И Минералогического Составов Лежалых Хвостов Ингичкинской Обогатительной Фабрики. CENTRAL ASIAN JOURNAL OF THEORETICAL & APPLIED SCIENCES, 3(5), 362-370.

ӘОЖ 621.273.132

ҚАБАТТЫҚ ҚҰЛАТУ ҚАЗУ ЖҮЙЕСІ ЖАҒДАЙЛАРЫНДА БҰРҒЫЛАП-АТТЫРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ЖЕТІЛДІРУ ТӘЖІРИБЕСІ

Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева

Қазақстан Республикасы, Қарағанды қаласы, «Ә. Сағынова атындағы ҚарТУ" КеАҚ, «Пайдалы қазбалар кенорыдарын өндіру» кафедрасы

Аңдатпа. Соңғы уақыттарда тау-кен өндіруші мемлекеттерде кенді құлату қазу жүйелері жиі қолданыс тауып келеді. Алып және табысты тау-кен кәсіпорындарының тәжірибесін талдау, бұрғылап-аттыру жұмыстарының (БАЖ) нәтижесі экономикалық жағынан әрқашан тиімді болып табыла бермейтіндігін көрсетеді, бұл қазірде өте өзекті мәселе болып тұр.

Мақалада кенді жер асты өндіру кезіндегі қабаттық құлату қазу жүйесі қолданылатын жағдайларда бұрғылап-аттыру жұмыстарының пайдалану тәжірибесі мен жағдайлары қарастырылған.

Түйін сөздер: бұрғылап-аттыру жұмыстары, бұрғылау, аттыру, кенді уату, қабаттық қазу жүйесі, жарылғыш заттар.

Кейінгі уақыттарда кенді құлату қазу жүйелері жиі қолданыс тауып келеді. Ірі және табысты тау-кен кәсіпорындарының тәжірибесін талдау, бұрғылап-аттыру жұмыстарының нәтижесі экономикалық жағынан әрқашан тиімді болып табыла бермейтіндігін көрсетеді, бұл қазірде өте өзекті мәселе болып тұр.

Қабаттық қазу жүйесінің тиімділігін жоғарылату және пайдалану аймағын үлкейту үшін, кенді өндірудің техника-экономикалық көрсеткіштеріне факторлардың теріс әсерлерін неғұрлым азайтуға және оң әсерлерін күшейтуге мүмкіндік беретін, жаңа және сенімді технологиялық сұлбалар қажет.

Кенді уату сапасына әсер ететін факторлар маңызды болып табылады. Кәсіпорынның техникалық-экономикалық көрсеткіштері бұрғы-жарылыс жұмыстарының тиімділігіне байланысты.

Қымбат өнімділігі жоғары өзі жүретін тиеу-жеткізу және тасымал машиналары мен ұсақтағыш техниканы пайдалану, ұсақтау сапасына ерекше назар аударуды қажет етеді, өйткені ұсатылған кенді шығару, тиеу және жеткізудегі ең жоғары өнімділік шойтастың ең аз шығуымен қамтамасыз етіледі.

Бұрғылап-аттыру жұмыстарын жетілдіру мақсатында 8 түрлі бағытта жұмыстар орындалған:

- Ұңғымалардың конфигурациясын ауыстыру;
- Оқтау әдісін өзгерту;
- Жарылғыш заттарды жетілдіру;
- Бұрғылау, аттыру құралдарын жетілдіру;
- Бұрғылау әдісін өзгерту;
- Аттыру әдісін жетілдіру;
- Жұмыстарды ұйымдастыруды жетілдіру;
- Қазып алу технологиясын жетілдіру.

Жалпы барлығы – 12 ғылыми-ізденіс жұмыстары қарастырылып шықты. Соның ішінде, ұңғымалардың конфигурациясын ауыстыру бағытында – 33 %, оқтау әдісін өзгерту бағытында – 25 %, жарылғыш заттарды жетілдіру бағытында – 16 %, бұрғылау, аттыру құралдарын жетілдіру бағытында – 25 %, бұрғылау әдісін өзгерту бағытында – 8 %, жұмыстарды ұйымдастыруды жетілдіру бағытында – 8 %, қазып алу технологиясын жетілдіру бағытында – 33 % және аттыру әдісін жетілдіру бағытында – 72 %.

Кесте 1 – Бұрғылап-аттыру жұмыстарын жетілдіру жолдары

№	Бұрғылап-аттыру жұмыстарының сапасын арттыру жолы	Қолданылған саны	Қол жеткізілген БАЖ тиімділігінің артуы, %
1	Ұңғымалардың конфигурациясын ауыстыру	4	33
2	Оқтау әдісін өзгерту	3	25
3	Жарылғыш заттарды жетілдіру	2	16
4	Бұрғылау, аттыру құралдарын жетілдіру	3	25
5	Аттыру әдісін жетілдіру	9	72
6	Бұрғылау әдісін өзгерту	1	8
7	Жұмыстарды ұйымдастыруды жетілдіру	1	8
8	Қазып алу технологиясын жетілдіру	4	33

Қарастырылған зерттеу жұмыстарын талдау негізінде, қабаттық қазу жүйесі жағдайларында бұрғылап-аттыру жұмыстарының өнімділігі, аттыру әдісін жетілдіру арқылы (72 %) едәуір жоғарылайтыны анықталды.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 В.Н. Тюпин, С.Н. Кубликов. Предельные параметры буровзрывных работ при отбойке руды глубокими скважинами в камерах шахты им. Губкина АО «Комбинат КМАруда». «Горная Промышленность» №4 / 2020

2 С.С. Солодянкин, П.В. Бугаец, С.Н. Кубликов. Особенности скважинной отбойки и направления развития буровзрывных работ на шахте им. Губкина. «Горная Промышленность» №5 (135) / 2017

3 Я.Н. Байбородов, В.А. Еременко. Особенности подземной разработки Абаканского месторождения с массовым обрушением руды.

4 В.Н. Колтышев. Определение рациональных параметров буровзрывных работ при этажно-камерной и подэтажной системах разработки. DOI 10.33764/2618-981X-2022-2-3-166-174

5 О.В. Белогородцев, Е.В. Громов, В.Б. Мельник. Обоснование систем разработки и их конструктивных параметров в условиях интенсификации добычи при отработке запасов глубоких горизонтов мощных рудных месторождений. ISSN 0236–1493. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 4. 122–130 б.

6 А.А. Смирнов, К.В. Барановский, А.А. Рожков. Применение принципов ресурсосбережения при отбойке крепких трещиноватых руд веерами скважинных зарядов. ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень / MIAB. Mining Informational and Analytical Bulletin, 2020;(3-1):300-312. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-31-0-300-312

7 В.А. Еременко, А.А. Еременко, А.Н. Карпунин, И.Ф. Матвеев, В.И. Коняхин, В.К. Климко, В.К. Джалов. Взрывная отбойка блоков пучковыми сближенными и вертикальными концентрированными зарядами ВВ на Таштагольском месторождении. 2008

8 Г.Н. Волченко, В.Н. Уваров, Н.Г. Волченко, С.И. Протасов, Я.Н. Байбородов. Совершенствование технологии ведения взрывных работ при массовой отбойке на Шерегешском руднике.

9 Я.Н. Байбородов. Автореферат диссертации на тему: Разработка параметров расположения вертикальных концентрированных и параллельно-сближенных зарядов ВВ увеличенного диаметра при выемке рудных тел (на примере Абаканского месторождения).

10 Соколов И.В. Технология взрывной отбойки крепких ценных руд при веерном расположении скважин / И.В. Соколов, А.А. Смирнов, А.А. Рожков // Записки Горного института. 2019. Т. 237. С. 285-291. DOI: 10.31897/PM1.2019.3.285.

11 В.И. Ляшенко, Б.П. Кислый, А.И. Алехин. Повышение эффективности производства взрывных работ на шахтах (Сообщение 2).

12 И.В. Машуков, В.И. Коняхин, В.Н. Филиппов, А.Л. Лоскутов, С.Г. Замятин. Повышение эффективности и качества отбойки блоков в сложных горнотехнических условиях на подземных рудниках. ISSN 0135-3500. Записки Горного института. Т.171.

БОЗШАКӨЛ КЕН ОРНЫНЫҢ КАРЬЕРІНІҢ ЖАҒДАУЛАРЫ МЕН КЕМЕР ҚИЯБЕТТЕРІНІҢ ТҰРАҚТЫЛЫҒЫН ЕСЕПТЕУДІҢ ГЕОТЕХНИКАЛЫҚ ӘДІСТЕРІН НЕГІЗДЕУ ЖӘНЕ БАҒАЛАУ

Н.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Даулетов, А. Серик
Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті,
(Қазақстан Республикасы, Қарағанды қ.)

Мақалада Бозшакөл кен орнының карьерінің кемерлері мен жағдауларының қиябеттерінің тұрақтылығын есептеу әдісі көрсетілген. Бұл мақалада потенциалды сырғанау беті бойынша күштерді алгебралық қосу әдісі және жоспардағы қисықтықты ескере отырып, жағдау, кемер қиябеттерінің тұрақтылығын бағалау қарастырылды.

Ашық қазбаларының тау-кен-геологиялық және тау-кен техникалық жағдайларының күрделілігіне байланысты карьердің жағдаулары мен кемерлерінің орнықтылығын бағалау кең таралған. Қазіргі уақытта VNIIEF институтының мәліметтері бойынша қиябеттердің тұрақтылығын есептеудің 120-дан астам әдісі бар.

Потенциалды сырғанау беті бойынша күштерді алгебралық қосу әдісі

Күштерді алгебралық қосу әдісі потенциалды бет бойынша ұстау және жылжу күштерінің алгебралық қосылысына негізделген (сурет 1).

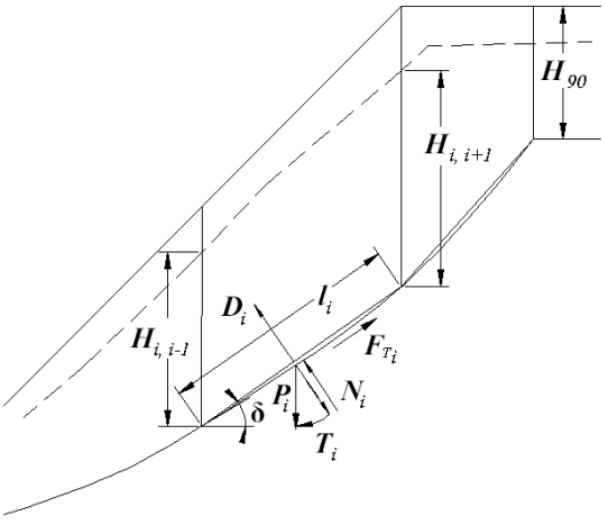
Бұл әдіс көбінесе сырғанаудың ықтимал беті қандай-да бір жолмен анықталған кезде қолданылады. Мысалы, тау жыныстарында делювиалды шөгінділер пайда болған кезде және соңғысының төбесі сырғанау беті ретінде қабылданады. Бұл жағдайда сырғанау бетіне жанама бағытталған нақты жылжу күштерін ескеру ыңғайлы. Бұл жағдайда сырғанау беті бірқатар тегіс аймақтардан тұрады, яғни сынған сызық түрінде болады.

Шындығында, іс жүзінде сырғанау беті тегіс емес, бірақ деңгейжиекке әр түрлі еңісі бар жеке учаскелерден тұрады, сондықтан сілемге әсер ететін күштерді есептеу жеке блоктар үшін жасалады (сурет 2) [1-3].

Мұнда келесі күштер есепке алынады:

N_i, T_i - тиісінше есептеу блогының салмағының қалыпты және жанама компоненттері:

$$N_i = P_i \cos j_i \tag{1}$$



Сурет 1 – Күштерді алгебралық қосу әдісіне есептеу схемасы

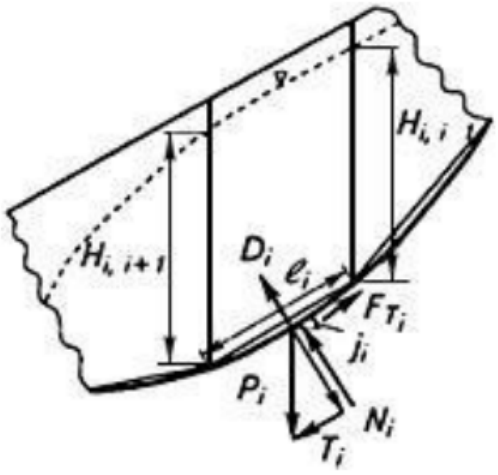
$$T_i = P_i \sin j_i \tag{2}$$

D_i - есептеу блогының негізіне перпендикуляр бағытталған және гидростатикалық қысымның $\gamma_в$ $H_{срі}$ орташа мәнінің l_i су басқан блоктың ұзындығына көбейтіндісіне тең гидростатикалық қысым күші

$$D_{i=} \gamma_в H_{срі} l_i, \tag{3}$$

Мұндағы

$$\gamma_в H_{срi} = \gamma_в \frac{H_{i,i-1} + H_{i,i+1}}{2} \tag{4}$$



Сурет 2 – Күштерді алгебралық қосу әдісімен есептеуге арналған

F_{Ti} - блоктың негізі бойынша кесуге (жылжуға) төзімділік күштері:

$$F_{T_i} = N_i tg\varphi_i + C_i l_i \quad (5)$$

Мұндағы φ_i, C_i - тау жыныстарының беріктігінің есептік сипаттамалары

Күштерді алгебралық қосу әдісі бойынша, потенциалды сырғанау бетіндегі ұстау және жылжу күштерінің айырмашылығын анықтайтын жалпы тепе-теңдік теңдеуі:

$$\Delta T = \frac{\sum_i [(N_i - D_i) tg\varphi_i + C_i l_i]}{\sum_i T_i} \quad (6)$$

Күштерді алгебралық қосу әдісімен есептелген тұрақтылық коэффициенті шын мәннен аз, өйткені есептеулерде ықтимал құлау призмасы бір бүтін ретінде деформацияланады деп қабылданады. Бұл әдіс блоктар арасындағы реакцияларды ескермейді. Тұрақтылық коэффициентінің сәйкес келмеу дәрежесі көлбеу биіктігіне, оның бұрышына және тау жыныстарының ішкі үйкеліс бұрыштарына байланысты және 3-тен 20% - ға дейін болуы мүмкін.

Қиябеттердің биіктігі 100 метрге дейін және тау жыныстарының ішкі үйкеліс бұрыштарының мәндері <20° кезінде бұл әдіс жеткілікті сенімді нәтиже береді [4-6].

Бұл жағдайда көлбеудің тұрақтылығын бағалау мына формула бойынша қарастырылып отырған қиябеттегі жанама кернеулер эпюрасы мен жанама кернеулерінің шекті рұқсат етілген эпюрасын салыстыру арқылы жүзеге асырылады:

$$\frac{\sum \tau_{\text{рұқ}}}{\sum \tau_{\text{жылжу}}} \geq 1$$

мұндағы $\sum \tau_{\text{рұқ}}$-тиісті қалыпты кернеулер кезінде жылжуға төзімділік графиктерінен алынған рұқсат етілген жанама кернеулерінің қосындысы;

$\sum \tau_{\text{жылжу}}$ -бұл ең әлсіз бетте пайда болатын жылжу кернеулерінің қосындысы, олар осы беттегі тау жыныстарының салмағының жанама компоненттері болып табылады.

Жоспардағы қисықтықты ескере отырып, жағдау, кемер қиябеттерінің тұрақтылығын бағалау

Қиябет жоспардағы қисықтардың тұрақтылығын бағалау кезінде бүйірлік аралықтың болуын ескеру қажет. Қисықтарға ұзындығы (l) ЗН аспайтын (қиябет биіктігі)қиябеттерді жатқызу керек [7-10].

Жоспардағы карьер контурының қисықтығын есепке алу графоаналитикалық әдістермен және үш өлшемді модельдеумен жүзеге асырылады [11-12].

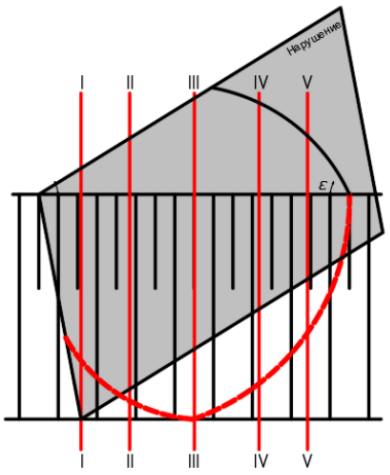
Қиябеттер жоспарында қисықтар үшін есептеулерді орындауды жазық қойылымда жүзеге асыруға жол беріледі. Бұл жағдайда қор коэффициенттері жоспардағы қисықтық есебіне қарағанда төмен мәндерге ие болуы мүмкін.

Жағдаулардың әлсіреу беттері орнатылған, жағдауды бөлетін тік сызықты учаскелерінде осы учаскенің шамамен қор коэффициенті ықтимал жылжу бағытына параллель бірқатар профильдер бойынша қордың орташа өлшенген коэффициенті ретінде айқындалуы мүмкін (сурет 3):

$$n = \frac{n_1 P_1 + n_2 P_2 + \ldots + n_n P_n}{P_1 + P_2 + \ldots + P_n} \quad (7)$$

мұндағы n_n- n-інші есептік көрсеткіш бойынша жазық қойылымда алынған қор коэффициенті

P_n- n-інші есептік профиль бойынша ықтимал құлау призмасының салмағы.



Сурет 3 - Бірқатар профильдер бойынша қиябет тұрақтылығын есептеу мысалы

Графоаналитикалық әдістер изотропты қиябеттер үшін жағдаудың еңіс бұрышына тиісті түзету енгізу арқылы қолданылады. Түзетуді енгізу келесідей жүзеге асырылады

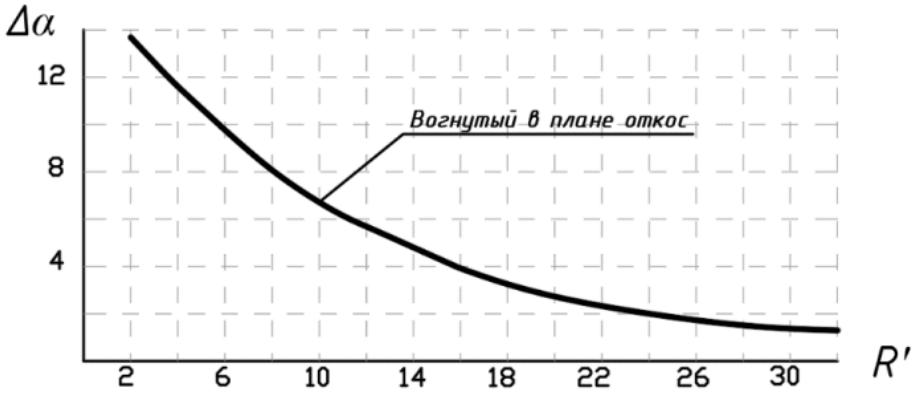
- инженерлік-геологиялық жағдайларға және жағдау алды массивтің деформация схемасына сәйкес есептеу жазық қойылымда жүргізіледі және есептік бастапқы деректер бойынша (C_n, φ_n) H_{90} шамасы, сондай ақ берілген нормативтік қор коэффициенті кезінде $\alpha_{пл}$ көлбеу бұрышы және қиябет биіктігі H анықталады. [4]

- жоспардағы ойыс қиябет үшін α түзетуін анықтау үшін төменгі жиектің қисықтық радиусы анықталады және шартты шама есептеледі $R' = R_н / H_{90}$

- төмендегі графиктен (сурет 4) Δα түзету анықталады жоспардағы ойыс қиябет үшін; осы кестеде көрсетілмеген жағдайлар үшін үш өлшемді модельдеуді жүргізу ұсынылады;

- жоспардағы ойыс қиябет бұрышы формула бойынша анықталады

$$\alpha = \alpha_{пл} + \Delta\alpha \qquad (8)$$



Сурет 4 – Жағдаудың еңіс бұрышына түзетудің қазбаның төменгі жиегінің қисықтық радиусына тәуелділік графигі

Қорытынды

Карьердегі кемерлердің, жағдаулардың қиябеттерінің тұрақтылығын есептеудің, бағалаудың екі әдісі қарастырылды. Потенциалды сырғанау беті бойынша күштерді алгебралық қосу әдісі көбінесе сырғанаудың ықтимал беті қандай-да бір жолмен анықталған кезде қолданылады. Сонымен қатар, күштерді алгебралық қосу әдісімен есептелген тұрақтылық коэффициенті шын мәннен аз, өйткені есептеулерде ықтимал құлау призмасы бір бүтін ретінде деформацияланады деп қабылданады. Бұл әдіс блоктар арасындағы реакцияларды ескермейді. Жоспардағы қисықтықты ескере отырып, жағдау, кемер қиябеттерінің тұрақтылығын бағалау кезінде қиябеттер жоспарында қисықтар үшін есептеулерді орындауды жазық қойылымда жүзеге асыруға жол беріледі. Бұл жағдайда қор коэффициенттері жоспардағы қисықтық есебіне қарағанда төмен мәндерге ие болуы мүмкін.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Оценка устойчивости откосов горных выработок при изменении гидродинамического режима подземных вод (на примере Коашвинского месторождения, Кольский полуостров)./ Н.С. Зорина , 2016. – 25 б.

2 Kovrov, O., Babiy, K., Rakishev, B., Kuttybayev, A. Influence of watering filled-up rock massif on geomechanical stability of the cyclic and progressive technology line. (2016) Mining of Mineral Deposits, 10 (2), pp. 55-63. DOI: 10.15407/mining10.02.055

3 Bolatova, A., Kuttybayev, A., Kainazarov, A., Hryhoriev, Y., Lutsenko, S. Use of mining and metallurgical waste as a backfill of worked-out spaces. News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences, 2022, 2022(1), pp. 33–38. https://doi.org/10.32014/2022.2518-170X.137

4 Правила обеспечения устойчивости откосов на угольных разрезах. – СПб., 1998. – 208 б.

5 Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965. – 378 б.

6 Hryhoriev, Y., Lutsenko, S., Systierov, O., Kuttybayev, A., Kuttybayeva, A. Implementation of sustainable development approaches by creating the mining cluster: The case of MPP "inguletskiy" (2023) IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 1254 (1), статья № 012055. DOI: 10.1088/1755-1315/1254/1/012055

7 Kopesbayeva, A., Auezova, A., Adambaev, M., Kuttybayev, A. Research and development of software and hardware modules for testing technologies of rock mass blasting preparation. New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. CRC Press.- 2015, Pages 185-192. DOI: 10.1201 / b19901-34.

8 Adamaev, M., Kuttybaev, A., Auezova, A. Dynamics of dry grinding in two-compartment separator mills (2015) New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral. Resources Mining, pp. 435-439.

9 9.Методические указания по определению параметров бортов и уступов карьеров, разрезов и откосов отвалов. – М.: ИПКОН РАН, 2022. - 80 с.

10 Rakishev, B.R., Auezova, A.M., Kuttybayev, A.Ye., Kozhantov, A.U. Specifications of the rock massifs by the block sizes. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Issue 6, 2014, Pages 22-27

11 Lutsenko, S., Hryhoriev, Y., Peregudov, V., Kuttybayev, A., Shampykova, A. Improving the methods for determining the promising boundaries of iron ore open pits (2021) E3S Web of Conferences, 280, статья № 01005. DOI: 10.1051/e3sconf/202128001005

12 Hryhoriev, Y., Lutsenko, S., Kuttybayev, A., Ermekkali, A., Shamrai, V. Study of the impact of the open pit productivity on the economic indicators of mining development (2023) IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 1254 (1), статья № 012050. DOI: 10.1088/1755-1315/1254/1/012050

ИННОВАЦИЯЛЫҚ ӘДІСТЕРДІ ПАЙДАЛАНА ОТЫРЫП КАРЬЕРЛЕРДЕГІ ЖАРЫЛЫС ТЕХНОЛОГИЯСЫН ЖАҢҒЫРТУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРОІН АНЫҚТАУ.

Е.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Күшікбан
Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті,
(Қазақстан Республикасы, Қарағанды қ.)

Аннотация

Бұл мақалада жарылыс жұмыстарының негізгі параметрлері, олардың әрқайсысының жарылыс нәтижелеріне әсері, инновациялық жарылыс параметрлерін анықтау әдістерінің ашық тау-кен жұмыстарының өнімділігін арттырудағы нәтижесі көрсетілген. Карьер дамып, тереңдей түскен сайын игеру жүйесінің элементтері өзгеруі мүмкін. Осыған байланысты БЖЖ-ге қойылатын талаптар қойылады: контурлық массивке жарылыстың сейсмикалық әсерін азайту, жинақы құлауды және ұсақтаудың берілген сапасын қамтамасыз ету, ЖЗ құрамдарын, заряд конструкцияларын және инициация схемаларын түзету.

Пайдалы қазбалар мен құрылыс материалдарын өндірудің тиімділігін арттыру көбінесе жарылыс технологиясының жетілдірілуіне байланысты. Жарылыс жұмыстары, бір жағынан, тау-кен массасын қазуға дайындаудың негізгі әдісі, екінші жағынан шаң мен газдың күшті шығарылу көзі болып табылады. Карьерлерде жүргізілген жаппай жарылыстар карьердің атмосферасын және оларға іргелес жатқан кең аумақтарды ластайтын қуатты шаң-газ бұлттарының пайда болуымен бірге жүреді. Жыл сайын тау жыныстарын жою үшін шамамен 1 миллион тонна ЖЗ пайдаланылады, бұл ретте шаң фракциясының гранулометриялық құрамының деректері бойынша атмосфераға бөлшектердің мөлшері 20 микроннан аз 100-ден 300 мың тоннаға дейін шаң аэрозолы түседі. Осылайша, жаппай жарылыстардан атмосфераға зиянды қоспалардың шығарылуын азайтуды қамтамасыз ететін бұрғылау-жару жұмыстарының ұтымды параметраларын әзірлеу ғылыми және практикалық тұрғыдан өзекті міндет болып табылады[1-3].

Карьер дамып, тереңдей түскен сайын игеру жүйесінің элементтері өзгеруі мүмкін. Бұл жұмыс алаңдарының еніне, кемерлердің параметрлеріне, сондай-ақ жағдау маңы массивінің кернеулі күйіне, карьердің кемерлері мен жағдауларының тұрақтылығына қатысты. Осыған байланысты БЖЖ-ге қосымша талаптар пайда болады: контурлық массивке жарылыстың сейсмикалық әсерін азайту, жинақы құлауды және ұсақтаудың берілген сапасын қамтамасыз ету, ЖЗ құрамдарын, заряд конструкцияларын және инициация схемаларын түзету.

Сілемнің жарылғыш жүктемесінің параметрлерін өзгерту.

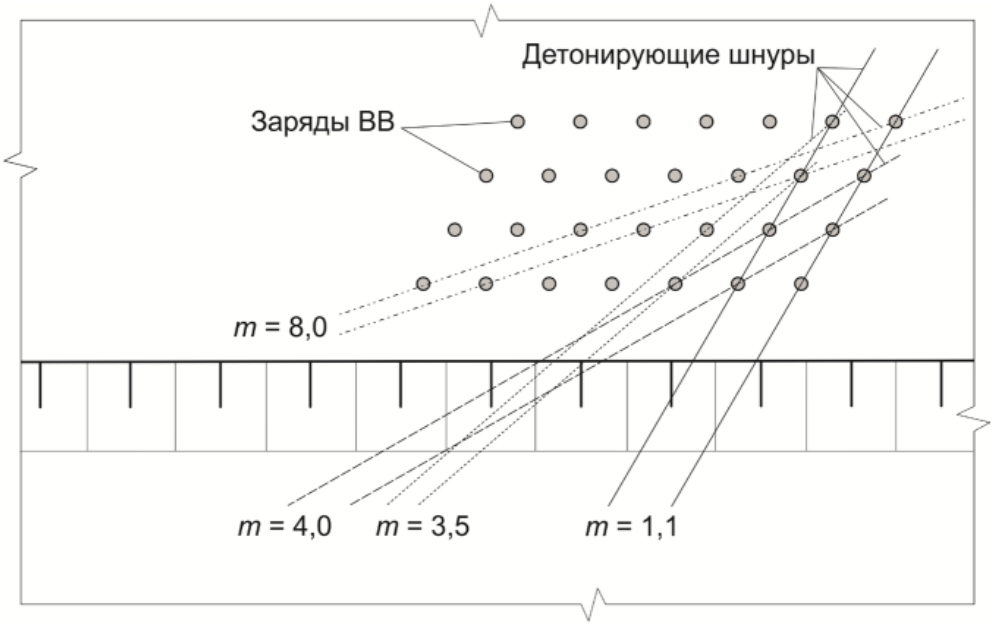
Жалпы алғанда, тау жыныстарының ұсақтау тиімділігін арттыруға жарылыс энергиясының қоршаған ортаға берілуін жақсарту арқылы қол жеткізуге болады, бұл ЖЗ-тың меншікті шығынын арттырмайды. осындай бағыттардың бірі ұзартылған цилиндрлік зарядтарда ауа кеңістігін құру арқылы ең жоғары қысымды төмендетуге негізделген. Олардың ұсақтау сапасына оң әсері жарылыс өнімдерінің қоршаған ортаға бірнеше рет әсер ету қабілетіне байланысты. Оңтайлы өлшемдер аралықтары тұтас зарядтардың жарылысына қарағанда қоршаған ортаға 1,5 есе көп энергия жіберуге мүмкіндік береді. Бұл, өз кезегінде, массивті ұсақтау кезінде үлкен және кіші фракциялардың шығуын едәуір азайтуға мүмкіндік береді [4,5]. Іс жүзінде мұндай саңылаулар, егер тығындама материалдары, сілем, ЖЗ және олардың геометриялық өлшемдері оңтайлы үйлессе, тұтас зарядтармен салыстырғанда тау жыныстары массивінің жақсы ұсақталуын қамтамасыз ететіні белгілі [6,7].

В. М. Сенук жұмысына сәйкес [8], қысқабаяулатылған жарылыс кезінде, қатарлардағы іргелес зарядтар бір уақытта жарылған кезде, жарылғыш импульс қуыстардың айналасындағы жарықтар белгілі бір мөлшерге дейін дамып, массивті бөлшектеуге үлгеруі үшін жеткіліксіз болып шығады. Бұл, ең алдымен, шойтастардың айтарлықтай шығуына байланысты. Жарылғыш желіні іске қосу кезінде зарядтар бір-бірінен тәуелсіз жұмыс істейтін немесе топтар арасындағы тиісті баяулаулар кезінде кернеу өрістерінің өзара әрекеттесуін болдырмайтын қашықтықта топтастырылатын жағдайлар жасау қажет.

Бірінші жағдайда, тиісті инициация схемасына сәйкес келетін баяулау интервалының тиімді мәні туралы мәселе шешіледі, бұл өз кезегінде зарядтардың уақтылы іске қосылмау ықтималдығының төмендеуін қамтамасыз етуі керек. Екінші жағдайда, массивтегі зарядтардың энергиясын біркелкі бөлу арқылы жарылыс мәселесі шешіледі, бұл бір уақытта жарылатын зарядтар арасындағы қашықтықты арттыратын диагональды схемаға әкеледі. 1-суретте жарылғыш сымды қолдана отырып, диагональды инициация схемасы үшін сәйкес иллюстрация [8] көрсетілген.

Жарылыс масштабы, яғни бір мезгілде жарылатын тау массасының көлемі кертпенің биіктігімен байланысты. Көптеген эктас карьерлерінде жарылыс ауқымы аз және бірнеше мың текше метрді құрайды. Бұл бұрғылау-жару жұмыстарын ұйымдастыруға және жарылған тау-кен массасының сапасына ғана емес, сонымен қатар қазу-тиеу жұмыстарына да кері әсерін тигізеді. Жарылыстың шағын ауқымында экскавацияны тиімді жүргізу үшін жұмыстардың жеткілікті шебі қамтамасыз етілмейді. Сонымен қатар, көлікті тиеуге берудің нақты тәртібін ұйымдастыру мүмкін емес.

Әдетте, карьерлерде жарылыс айына 5-6 ретке дейін жүзеге асырылады [9-11], бұл экскаваторларды кенжарлардан шығару, ауысымның басталуын кешіктіру және т.б. қажеттілігін тудырады. Жарылыс ауқымы 3-4-тен 50-65 мың м^3-ке дейін, жиілігі жылына 20-25-тен 110-220-ға дейін.

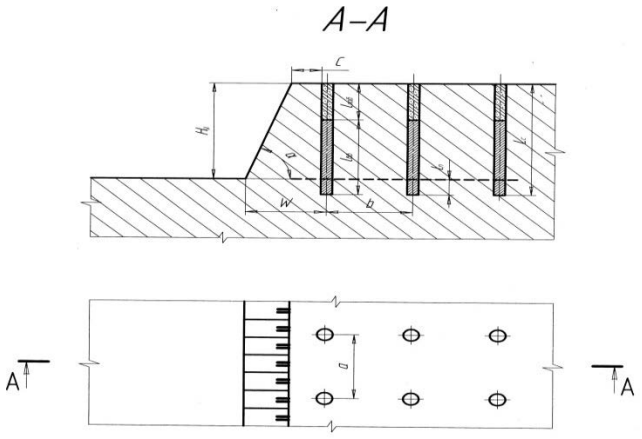


Сурет 1 – Диагональдың көлбеуіне байланысты зарядтардың арақашықтығымен m коэффициентінің өзгеруі [8]

Шағын жарылыс масштабында экскаватордың өнімділігі төмендейді. Бұл тау-кен жұмыстарының жалпы ұйымдастырылуының нашарлауынан ғана емес, сонымен қатар жарылған тау массасының сапасының төмендеуінен де туындайды. Шағын көлемді жару, әдетте, бір, сирек екі қатарлы ұңғымалардың көмегімен жүзеге асырылады, олардың саны майдан бойынша көп емес. Бұл жағдайда экстремалды Ұңғымаларды жару және ұңғымалардың бірінші қатарының алдында массивті сапасыз ұсақтау арқылы габаритті шығудың пайызы күрт артады. Жарылыстың үлкен масштабында бұл кемшіліктер байқалмайды, өйткені ені 25-30 м болатын ұзындығы 100-200 м блок жарылады. Көп қатарлы қысқа жарылысты қолдану үлкен фракцияларды азайту арқылы кесінділерді айтарлықтай жақсартуға мүмкіндік береді. Бұрғылау-жару жұмыстарының техникалық-экономикалық көрсеткіштерін жақсарту үшін ұңғымалар торының параметрлерін дұрыс таңдау өте маңызды.

Ұңғымалық зарядтардың әрбір дерлік параметрін бақылау мүмкіндігі жарылысты тау массасының қажетті құрамын, қажетті құлау параметрлерін және қопсыту дәрежесін алуды ескере отырып басқаруға мүмкіндік береді.

Ұңғымалық зарядтау әдісінің мәні жарылғыш затты көлбеу немесе тік ұңғымаларға орналастырудан тұрады, оның жоғарғы бөлігін құмнан, бұрғылау ұсақ-түйегінен немесе арнайы құрамдағы тығындама материалынан жасалған инертті материалдармен тығындайды. Ұңғымалар кертпенің жоғарғы жиегіне параллель бір немесе бірнеше қатарда орналасады және бір-бірінен тікбұрышты тор бойынша немесе шахмат тәртібімен есепті қашықтықта орналастырылады. Ұңғымалардың бірінші қатарынан с жотасының жоғарғы жиегіне дейінгі арақашықтық ұңғымаларды тиеу жөніндегі жұмысшылар мен ұңғымаларға станокты орналастырудың қауіпсіздігін қамтамасыз етуі тиіс. Ұңғымалар арасындағы қашықтық әр ұңғыманың массивіндегі бұзылулар бір-бірімен қабаттасып, кемердің түбінде "табалдырық" құрмайтындай етіп таңдалады [12,13].



Сурет 2 – Ұңғымалардың кемерде орналасу сұлбасы.

Массивті бұзудың ұңғымалық әдісіндегі жарылыс жұмыстарының негізгі параметрлері: зарядтың диаметрі d; табан бойындағы кедергі сызығы W, бұл кемердің төменгі жиегінен заряд осіне дейінгі қашықтық; а қатарындағы зарядтар арасындағы қашықтық; В қатарлары арасындағы қашықтық; кемердің жоғарғы ернеуі мен ұңғымалардың бірінші қатары арасындағы қашықтық;ұңғыманың тереңдігі; асыра бұрғылау тереңдігі; тығындама ұзындығы; заряд мөлшері Р; ені Вр және құлау биіктігі hp [14].

Ұңғымалық зарядтар әдісімен жарылыс жұмыстарының қалған параметрлерін анықтау үшін олардың әрқайсысының жарылыс нәтижелеріне әсерін қарастыру қажет. Әр түрлі зарядтау конструкцияларын, кемердегі жарылыс әдістерін қолдану массивтің жарылғыш бұзылуын басқаруға мүмкіндік береді. Бұрғылау-жару жұмыстарының паспортын есептеу дәлдігіне қарамастан, нақты жағдайларда массивтің қасиеттерін жеткілікті зерттемеу салдарынан күтілетін нәтижеге қол жеткізу қиын. Алайда, жарылыстың нәтижелеріне зарядтың әр параметрінің, жарылыстың реті мен әдісінің әсерін біле отырып, бірнеше эксперименттік жарылыстардан кейін карьердегі әр аймақ үшін қажетті құлау мен тау массасының құрамын алуға болады. Тау массасының қажетті ұсақтау дәрежесіне, қопсыту коэффициентіне және құлау параметрлеріне қол жеткізу үшін тау жыныстары массивінің жарылғыш ұсақтау параметрлерін өзгерту массивтің жарылғыш бұзылуын басқару деп аталады. Бұрғылау-жару жұмыстарының барлық параметрлері екі сыныпқа бөлінеді. Бірінші сыныпқа мыналар жатады: жарылғыш заттың меншікті шығыны q, зарядтың диаметрі d, табан бойындағы кедергі сызығы W, ұңғымалар торы axb.

Екінші сыныпқа мыналар жатады: жарылғыш заттың түрі, зарядтың дизайны, жарылу және баяулау реті, ұңғымалар қатарының саны және кенжар материалы [15].

Бірінші класс параметрлерін өзгерту ұсақтау дәрежесін кең ауқымда реттеуге мүмкіндік береді. Екінші класс параметрлері ұсақтау дәрежесіне аз әсер етеді. Олар негізінен технологиялық жағдайларға сәйкес тау-кен массасының құлауының қажетті мөлшерін алу үшін қолданылады.

Қ.И.Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университетінде т.ғ.д. Б.Р.Рақышевтың жетекшілігімен Инновациялық әдістерді пайдалана отырып карьерлердегі жарылыс технологиясын жаңғырту және оның параметрлероін анықтау бойынша жоба жүргізілді [3].

Жобаның нәтижелеріне берілген ұңғыманың диаметріндегі тау жыныстары массивіндегі жарылғыш заттардың зарядтарының орналасу параметрлерін анықтаудың инновациялық әдістерін әзірлеу, соның ішінде тау жыныстары массивіндегі зарядтардың орналасуының ұтымды параметрлерін аналитикалық анықтау және кертпедегі зарядтардың орналасуының ұтымды параметрлерін автоматтандырылған анықтауға арналған компьютерлік бағдарлама кіреді [2, 3, 6].

Сонымен қатар, жарылған тау жыныстарының гранулометриялық құрамын аналитикалық анықтай отырып, жарылған тау жыныстарының гранулометриялық құрамын басқару әдісі және жарылған жыныстардың кесектерін автоматтандырылған анықтауға арналған "Грансостав" компьютерлік бағдарламасы жасалды.

Оның ішінде жоба аясында жарылған блоктардың координаталық торларын үйлесімді пайдалануға негізделген жарылған жыныстардың құлауындағы ұсақ, орташа және ірі ұсақтау аймақтарын анықтаудың графоаналитикалық әдісі әзірленді.

Қорытынды

Ғылыми негізделген технологиялар мен әзірлемелер, ғалымдардың пікірінше, жарылған тау жыныстарының қажетті кесектілігін, олардың үйілімде жинақы орналасуын қамтамасыз етеді. Нәтижесінде бұрғылау жұмыстарының көлемі 20-25% – ға, ал жарылғыш заттардың меншікті шығыны 30-35% - ға азаюы мүмкін. Бұл ретте қазу-тиеу және көлік жабдықтарының өнімділігі 15-20% - ға арттырылуы мүмкін.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Определение параметров буровзрывных работ на кимберлитовых карьерах криолитозоны: учебное пособие / И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков. – Якутск: Издательский дом СВФУ, 2019. – 96 с.

2 Kopesbayeva, A., Auezova, A., Adambaev, M., Kuttybayev, A. Research and development of software and hardware modules for testing technologies of rock mass blasting preparation. New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. CRC Press.- 2015, Pages 185-192. DOI: 10.1201 / b19901-34.

3 Rakishev, B.R., Auezova, A.M., Kuttybayev, A.Ye., Kozhantov, A.U. Specifications of the rock massifs by the block sizes. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Issue 6, 2014, Pages 22-27

4 Баранов, Е. Г. Малоплотные взрывчатые вещества для открытых горных работ / Е. Г. Баранов, А. Т. Вдин, И. Ф. Бондаренко. Москва: Недра, 1993. 107 с.

5 Adamaev, M., Kuttybaev, A., Auezova, A. Dynamics of dry grinding in two-compartment separator mills (2015) New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral. Resources Mining, pp. 435-439.

6 И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков, И.В. Зырянов и др. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии. Екатеринбург : ИГД УрО РАН, 2017.

7 Bolatova, A., Kuttybayev, A., Kainazarov, A., Hryhoriev, Y., Lutsenko, S. Use of mining and metallurgical waste as a backfill of worked-out spaces. News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences, 2022, 2022(1), pp. 33–38. https://doi.org/10.32014/2022.2518-170X.137

8 Сенук В.М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массивов крепких пород при скважинной отбойке. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1979. № 1. С. 28-34.

9 Lutsenko, S., Hryhoriev, Y., Peregudov, V., Kuttybayev, A., Shampykova, A. Improving the methods for determining the promising boundaries of iron ore open pits (2021) E3S Web of Conferences, 280, статья № 01005. DOI: 10.1051/e3sconf/202128001005

10 Hryhoriev, Y., Lutsenko, S., Systierov, O., Kuttybayev, A., Kuttybayeva, A. Implementation of sustainable development approaches by creating the mining cluster: The case of MPP "inguletskiy" (2023) IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 1254 (1), статья № 012055. DOI: 10.1088/1755-1315/1254/1/012055

11 Hryhoriev, Y., Lutsenko, S., Kuttybayev, A., Ermekkali, A., Shamrai, V. Study of the impact of the open pit productivity on the economic indicators of mining development (2023) IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 1254 (1), статья № 012050. DOI: 10.1088/1755-1315/1254/1/012050

12 Катанов И.Б., А.А. Сысоев. Буровзрывные работы на карьерах: учеб. Пособие. КузГТУ. Кемерово, 2019. 200 с.

13 Kovrov, O., Babiy, K., Rakishev, B., Kuttybayev, A. Influence of watering filled-up rock massif on geomechanical stability of the cyclic and progressive technology line. (2016) Mining of Mineral Deposits, 10 (2), pp. 55-63. DOI: 10.15407/mining10.02.055

14 Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 1 и 2. М., Недра.1985.

15 Анистратов Ю.И. Технологические процессы открытых горных работ. М.: Недра, 1995.

АШЫҚ ТАУ КЕН ЖҰМЫСТАРЫН ӨҢДЕУ ТЕРЕҢДІГІН АРТТЫРА ОТЫРЫП ТАУ ЖЫНЫСТАРЫ МАССИВТЕРІНІҢ ГЕОМЕХАНИКАЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРЫН ЗЕРТТЕУДІҢ ҚАЗІРГІ ЖАҒДАЙЫ

Байжуманов Е.М., Хусан Б. Сабитов Б.Б.
Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті,
(Қазақстан Республикасы, Қарағанды қ.)

Аннотация

Мақалада ішкі үйіндінің параметрлерін анықтау, оған тау жыныстарының тұрақтылығының әсері, талдау жұмыстары мен жекелеген деңгейлердің беткейлері мен тұтастай алғанда ішкі үйінділердің ұзақ мерзімді тұрақтылығын қамтамасыз ету бойынша ұсыныстар көрсетілген. Аршылған жыныстардың үйінділерін орналастыру үшін өндірілген кеңістікті пайдалану сыртқы үйінділерге тасымалдауды азайту арқылы көмір өндірудің өзіндік құнын едәуір төмендетуге мүмкіндік беретін прогрессивті технологиялық шешім болып табылады. Ішкі үйінділердің тұрақтылығы Ашық тау-кен жұмыстарының геомеханикасының жаңа және аз зерттелген бағытын білдіреді.

Қоғамның өндіргіш күштерінің дамуының қазіргі кезеңіндегі табиғатты қорғау мәселесі-өзекті мәселе. Табиғатқа кең көлемде араласу теріс салдарға әкеледі, әсіресе ашық тау-кен жұмыстарының қарқынды даму аймақтарында. Бұл аудандарда қарқынды ландшафттық, климаттық, гидрогеологиялық және аэрологиялық өзгерістер орын алуда. Сыртқы үйінділер сонымен қатар жүк тасымалының үлкен қашықтықтарымен байланысты, бұл үлкен шығындарға әкеледі. Сондықтан, кез-келген жұмыс жағдайында артық жынысты разрезден алып тастауға емес, оны игерілген кеңістікте қалдыруға тырысу керек [1,2]. Сыртқы тау жыныстарының үйінділері экологиялық қауіптің көзі болып табылады, өйткені оларды пайдалану кезінде тау жыныстар шаңының үлкен көлемі атмосфераға шығарылады, ал құрамында көміртегі бар жыныстардың болуы эндогендік өрттердің пайда болуына және соның салдарынан атмосфераға көміртегі тотығы мен азоттың шығарылуына әкеледі.

Бұл әсіресе қоршаған ортаны қорғаумен байланысты маңызды. Аршу жыныстарын ішкі үйінділерге орналастыру, сыртқы үйінділерге қарағанда анағұрлым қолайлы бейіні бар трассада бос жыныстардың қозғалу қашықтығын қысқартумен қатар, жер ресурстарын неғұрлым ұтымды пайдалануға мүмкіндік береді, ашық әзірлемелер жүргізілетін аудандарда атмосфераның шаңдануы мен газдануын азайтады, гидрогеологиялық режимнің аз бұзылуына, сондай-ақ оның тез қалпына келуіне ықпал етеді, ландшафттық бұзылуларды азайтады.

Қазіргі жағдайдың жалғыз баламасы-бірқатар жағымсыз құбылыстарды болдырмауға мүмкіндік беретін ішкі тау жыныстарының үйінділерін қалыптастыру. Жер бетінің деңгейінен төмен орналасуына байланысты ішкі үйінділерді пайдалану кезінде атмосфераға шаң шығарындылары айтарлықтай төмендейді. Сыртқы үйінділермен салыстырғанда ашық беттердің ауданы бірдей сақтау көлемімен эндогендік өрттердің ықтималдығын едәуір азайтуға мүмкіндік береді. Бұл ретте аршылған жыныстарды тасымалдау жолының қысқаруы салдарынан өндірілетін өнімнің өзіндік құны айтарлықтай төмендейді және игеріліп жатқан кен орындары ауданындағы экологиялық жағдай жақсарады, ал үйінділердің пайда болуының технологиялық процесі іс жүзінде техникалық рекультивация кезеңімен біріктіріледі.

Оның геомеханикалық жағдайына жағымды әсер ететін көліксіз технология бойынша қалыптасқан ішкі үйіндінің айрықша ерекшеліктері:

- біріншіден, тау-кен-көлік жабдығының әрекетінен жоғарғы жиекке жүктеменің болмауы;
- екіншіден, үшбұрышты пішінді үйіндіде (көліксіз аршу) шекті күйге жету трапеция тәрізді үйіндімен салыстырғанда жоғары биіктікте жүреді. Бұл құлау призмасының геометриясы растайтын үйіндіде ұстау күштерінің таралуына байланысты;
- үшіншіден, көліксіз аршыма үйіндісін төгу технологиясының өзі басқа технологиялармен салыстырғанда үйіндінің неғұрлым тұрақты күйін қамтамасыз етуге ықпал етеді, өйткені драглайн шөмішінен тау жыныстарын төгу кезінде, самосвал шанағынан жоғары биіктіктен құлағандықтан, үйінді өзегін нығыздалады.

Үйінді қалыптастыру-тау-кен иелігінің арнайы учаскесінде аршылған жыныстарды қабылдау және орналастыру бойынша өндірістік операциялар кешені.

Үйінді жасау аршу жұмыстарын жүргізудің технологиялық тізбегіндегі соңғы кезең болып табылады.

Үйінді жұмыстарды механикаландырудың техникалық құрылыстары мен құралдары карьердің үйінді шаруашылығын құрайды.

Кен карьерлерінде үйінді жұмыстарының көлемі өндірілген кен көлемінен бірнеше есе көп.

Үйінді жасау шығындары аршу жұмыстарына жұмсалатын шығындардың 12-15% - на жетеді.

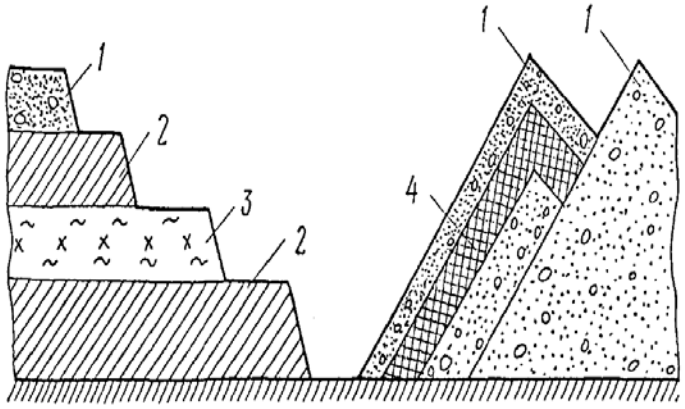
Үйінділерді ажыратады:

- орналасқан жері бойынша;
- жұмыс істеп тұрған үйінді кемерлерінің саны;
- үйіндіге бөлінген жер бедеріне;
- үйінді жұмыстарды механикаландыру құралдарына.[3-5]

Үйіндінің негізгі параметрлеріне үйінді қабаттарының биіктігі Hү , үйінді биіктігі Hү , жолды жылжыту адымы B, үйінді тұйығының ұзындығы L, үйінді толма тұйығы ұзындығының 1 м-нің меншікті сыйымдылығы, үйінді тұйықтарының саны, тұйықтың бір мерзімдегі таужыныстарын қабылдау қабілеті жатады.

Үйіндінің биіктігі үйінді жұмыстарын механикаландыру әдістеріне, үйінділенетін таужыныстарының және үйінді табанының орнықтылығына, жер бедеріне және үйінділеуге арналған жердің құндылығына, тағы да қолданылатын көлік түрлеріне байланысты болады.

Үйінді биіктігіне қарай бірнеше қабаттан тұрады, ал әр қабаттың биіктігі жұмысты қауіпсіз жүргізу жайдағымен шектеледі. Үйіндінің жалпы биіктігінің таужыныстарын үймелеуге шығатын барлық шығындар аз болатындай жағдайы тиімді деп есептеледі. Үйіндінің биіктігі жоғарылаған сайын таужыныстарын үйіндіге тасымалдау шығындары арта береді де, үюге арналған жер көлемі азаяды, сондықтан жер теліміне төленетін шығындар да кемиді [6-8].



Сурет 1 – Құрамында көміртегі бар жыныстарды оқшаулаумен драглайнмен ішкі үйінді қалыптастыру схемасы: 1 - Сыртқы аршыма жыныстары; 2 - көмір қабаты; 3 - қабатаралық жыныстар; 4 - жанғыш материалы бар жыныстар.

Сонымен, үйінді биіктігі қолданылатын көлікпен таужыныстарын үйінді бетіне тасымалдауға жұмсалаты шығындарға, үйінділерге бөлінетін жерлердің бағалығына, таужыныстарын төгудің өзіндік құнына байланысты болады.

Биіктігі бойынша үйінді деңгейлерден тұрады, олардың әрқайсысының биіктігі үйінді кемерінің биіктігіне тең және ең алдымен қауіпсіз жұмыс жүргізу шарттарымен шектеледі. Егер тау жыныстары тұрақсыз болса және көлік құралдарын түсіру, мысалы, соқалы үйінділердегідей, үйінді жиегіне жақын жүргізілсе, онда үйінді кемерінің биіктігі 8-10 м-ге дейін қысқарады. Тұрақты қатты жыныстарда, дәлірек айтқанда, тиелген вагондар тау жыныстарының ықтимал шөгілунен тыс болатын экскаватор үйінділерінде үйінді кемерлерінің биіктігі жоғары және 30-40 м-ге жетеді(1-кесте).

Жекелеген деңгейлердің беткейлері мен тұтастай алғанда ішкі үйінділердің ұзақ мерзімді тұрақтылығын қамтамасыз ету бойынша ұсыныстар.

1) ішкі үйіндінің төменгі қабатын қалыптастыруды мүмкіндігінше разрездің терең горизонттарынан неғұрлым берік аршылған жыныстармен (аргиллиттермен, алевролиттермен, құмтастармен) жүзеге асыру қажет.

2) мүмкіндігінше 1 - ші деңгейдің көлбеу бұрышын азайту немесе көбейту немесе көлбеу бұрышы көп болса, оның ұзақ мерзімді тұрақтылығын сенімді қамтамасыз ету үшін оны әрқайсысы 15-20 м кемерлер арасындағы алаңмен кемерді екі кемершеге бөлу.

3) төменгі деңгейлердің қалыптасқан жыныстары негіз болатын үстіңгі қабаттар үшін орнықты деңгейдің биіктігі технологиялық пайымдаулар ескеріле отырып қабылдануға тиіс.

4) аралық алаңдардың ені мынадай мәселелерді ескере отырып қабылдануға тиіс: үйінді қалыптастыру технологиясы; үйінді еңісінің бас бұрышын 18° аспайтын қамтамасыз ету.

5) автомобиль және темір жол көлігі кезінде әлсіз және тозған аршу жыныстарын биіктігі 15 м аспайтын жоғарғы деңгейлерге ғана жинауға жол беріледі,

6) жылжуға төзімділіктің күрт әртүрлі сипаттамалары бар әртүрлі аршу кемерлерінен жыныстарды үйінді деңгейлеріне қоймалағанда, үйіндінің қиғаш құрылымын жасайтын қиябет бойынша әлсіз сазды жыныстарды

қабаттармен төгуге жол берілмейді. Үйінді қабаттардың тұрақтылығын арттыру үшін төгілетін жыныстардың құрамын барынша орташаландыруға тырысу керек [9, 10].

Кесте 1 – Үйінді кемерлерінің биіктігі.

Үйінділеу әдісі	Жыныстар		
	жартасты	Тығыз тұрақты	қопсыма
Соқалы	30 дейін	12–20	8–10
Экскаваторлық:			
мехкүректер темір жол көлігімен	30–40	До 30	10–15
драглайндар темір жол көлігімен	—	30–40	10–15
көпшөмішті үйінділік (абзетцерлер)	—	40–60	20–30
драглайндар авкөлікпен	—	50–60	30–40
Бульдозерлі:			
темір жол көлігімен	40–50	30–40	20–30
авкөлікпен	25—30	15—20	10—15

Қорытынды

1) Үйіндінің негізі, құрамында көміртегі бар жыныстармен ұсынылған, қуаты 3-5-тен 15-20 м-ге дейінгі көмір қабатының топырағы болып табылады.

2) Контакт бойынша ығысу кедергісі ылғалдылыққа айтарлықтай тәуелді. Ылғалдылықтың жоғарылауы кезеңінде (жаңбырлы маусым, қардың еруі) жанасу арқылы ығысуға жалпы қарсылық 2-3 есе төмендеуі мүмкін. Сондықтан есептеу және жобалау кезінде негіздің маусымдық суланuын ескеру қажет.

3) жағдаудың (негіздің) көлбеу учаскелерінің жоғары беріктігі қалыптасқан үйіндінің тұрақтылығына кері әсер ететін теріс фактор бола алады, өйткені ол негіз бен үйінді массиві арасындағы құрылымдық байланыстарды қалыптастыруға мүмкіндік бермейді.

4) жобалық контурлардың тұрақтылығын талдау кезінде контактінің есептік беріктігі үйінді массивінің өзіндік беріктігінен аспайтынын ескеру қажет.

5) тотығу процестерінің нәтижесінде құрамында көміртегі бар жыныстардың беріктігі уақыт өте келе айтарлықтай төмендейді, бұл қосымша зерттеулер жүргізуді талап етеді.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Томаков П.И., Коваленко В.С. О рациональном землепользовании при производстве открытых горных работ. Научные труды. Сборник статей. -М.: МГИ, 1979,- с.14-21.

2 Коваленко В.С. Основные направления повышения эффективности использования земельных ресурсов при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. В кн. - Проблемы комплексного освоения полезных ископаемых. М.: Недра, 1989, с.92-103

3 О.С. Брюховецкий Технология и комплексная механизация разработки месторождений полезных ископаемых, - М.,«Недра» 2011г.

4 Adamaev, M., Kuttybaev, A., Auezova, A. Dynamics of dry grinding in two-compartment separator mills (2015) New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral. Resources Mining, pp. 435-439.

5 Rakishev, B.R., Auezova, A.M., Kuttybayev, A.Ye., Kozhantov, A.U. Specifications of the rock massifs by the block sizes. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. Issue 6, 2014, Pages 22-27

6 Бегалинов Ә, Жайсаңбаев Н, Зұлқарнаев Е, Қалыбеков Т, Сәндібеков М.Ашық тау – кен жұмыстарының технологиясы.

7 Bolatova, A., Kuttybayev, A., Kainazarov, A., Hryhoriev, Y., Lutsenko, S. Use of mining and metallurgical waste as a backfill of worked-out spaces. News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences, 2022, 2022(1), pp. 33–38. https://doi.org/10.32014/2022.2518-170X.137

8 Kopesbayeva, A., Auezova, A., Adambaev, M., Kuttybayev, A. Research and development of software and hardware modules for testing technologies of rock mass blasting preparation. New Developments in Mining Engineering 2015: Theoretical and Practical Solutions of Mineral Resources Mining. CRC Press.- 2015, Pages 185-192. DOI: 10.1201 / b19901-34.

9 В.Н. Долгоносов, П. С. Шпаков, О. В. Старостина, Н. Г. Бесимбаев, Расчет параметров внутренних отвалов разреза «Богатырь» 2014г.

10 Kovrov, O., Babiy, K., Rakishev, B., Kuttybayev, A. Influence of watering filled-up rock massif on geomechanical stability of the cyclic and progressive technology line. (2016) Mining of Mineral Deposits, 10 (2), pp. 55-63. DOI: 10.15407/mining10.02.055

МРНТИ 52.13.07

ОПТИМИЗАЦИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПО MICROMINE

Л.Е. Тян, Д.К. Ахметканов
Satbayev University, Алматы, Казахстан

Соңғы онжылдықтарда жер асты жағдайында көмір өндіру және басқа да пайдалы қазбаларды өндіру еңбек шығындарының артуы, реттеудің өзгеруі және процестерді оңтайландырудың тұрақты қажеттілігі сияқты өсіп келе жатқан қиындықтарға тап болды. Осы тұрғыда MICROMINE бағдарламалық жасақтамасы (бағдарламалық жасақтама) сияқты заманауи технологияларды енгізу жер асты қазу өндірісін оңтайландырудың бірегей мүмкіндіктерін ұсынады.

Бұл жұмыста мақсат MICROMINE көмегімен жерасты қазу бірліктерін оңтайландыру алгоритмін анықтау және осы бағдарламалық жасақтаманы пайдаланудың артықшылықтарын атап өту болып табылады.

В последние десятилетия угледобыча и добыча других полезных ископаемых в подземных условиях стали сталкиваться с растущими вызовами, такими как увеличение трудозатрат, изменение регулирования и постоянная потребность в оптимизации процессов. В этом контексте внедрение современных технологий, таких как программное обеспечение (ПО) MICROMINE, предоставляет уникальные возможности для оптимизации подземных выемочных добычных единиц.

В данной работе целью является выявить алгоритм оптимизации подземных выемочных единиц с применением ПО MICROMINE и выделить преимущества использование данного ПО.

In recent decades, coal mining and mining of other minerals in underground conditions have begun to face growing challenges, such as increased labor costs, regulatory changes and the constant need to optimize processes. In this context, the introduction of modern technologies such as MICROMINE software provides unique opportunities for optimizing underground mining units.

In this paper, the aim is to identify an algorithm for optimizing underground excavation units using MICROMINE software and highlight the advantages of using this software.

Негізгі сөздер: оңтайландыру, кесу бірліктері, блоктық модель, көлденең қима, қуат, дизайн.

Ключевые слова: Оптимизация, выемочные единицы, блочная модель, поперечное сечение, мощность, проектирование.

Keywords: Optimization, excavation units, block model, cross section, power, design.

Введение. MICROMINE — это интегрированное программное обеспечение для геологического и горнодобывающего моделирования, которое предоставляет инструменты для анализа и визуализации геологических данных, проектирования рудников и оптимизации процессов добычи. Сочетание геологического моделирования с технологиями оптимизации делает MICROMINE мощным инструментом для повышения эффективности подземных выемочных добычных единиц [1].

Преимущества оптимизации с использованием MICROMINE

1. Геологическое моделирование: MICROMINE позволяет строить точные трехмерные модели рудных месторождений, что обеспечивает более детальное понимание структуры и характеристик залежей полезных ископаемых.

2. Проектирование подземных выемочных добычных единиц: С использованием MICROMINE можно разрабатывать оптимальные горные выработки, учитывая геологическую структуру и механические свойства горных пород.

Подход к оптимизации:

1. Снижение Затрат: MICROMINE помогает снизить операционные затраты путем оптимизации местоположения выработок и рационального использования ресурсов.

2. Увеличение Добычи: Оптимизация подземных выемочных единиц с использованием MICROMINE приводит к повышению эффективности добычи полезных ископаемых.

Материалы и методы. Рассмотрим два варианта алгоритма оптимизации выемочных единиц:

Первый алгоритм

Как и в случае с оптимизатором карьеров, принцип работы которого основывается на алгоритме Лерча-Гроссмана,или алгоритме псевдопотока, оптимизатор выемочных единиц в Майкромайн 2020 использует блочную модель месторождения. Каждому блоку модели присваивается соответствующая экономическая оценка, которая зависит от количества материала в блоке, затрат на извлечение блокаи его переработку, а также цены реализации конечной продукции [2].

Как и оптимизатор карьера, оптимизатор выемочных единиц определяет оптимальную комбинацию материнскихблоков, которые необходимо добыть, чтобы максимизировать общую прибыль от разработки месторождения. При этом учитываются некоторые технологические ограничения. Если в случае с оптимизацией открытых горных работ под технологическими ограничениями подразумеваются углы откосов бортов карьеров, то при оптимизации выемочных единиц учитываются минимальные размеры и форма выемочных единиц.

Итоговая выемочная единица и ее параметры зависят отпараметров материнских блоков блочной модели. Ни один из существующих оптимизаторов не может работать напрямую с субблочными моделями, потому что данные

алгоритмы предполагают, что все блоки модели имеют одинаковый размер. Если для оптимизации используется субблочная модель, то блоки модели автоматически «регуляризуются» до размеров материнского блока [3].

Таким образом, первый инструмент работает с материнскими блоками блочной модели и позволяет определить оптимальные координаты для выемочных единиц с учетом заданного минимального размера и формы (рисунок 1). Он также предоставляет множество дополнительных опций, таких какучет зон исключения, возможность использования осевых стрингов подземных выработок и отметок горизонтов, чтобы контролировать расположение создаваемых выемочных единиц.

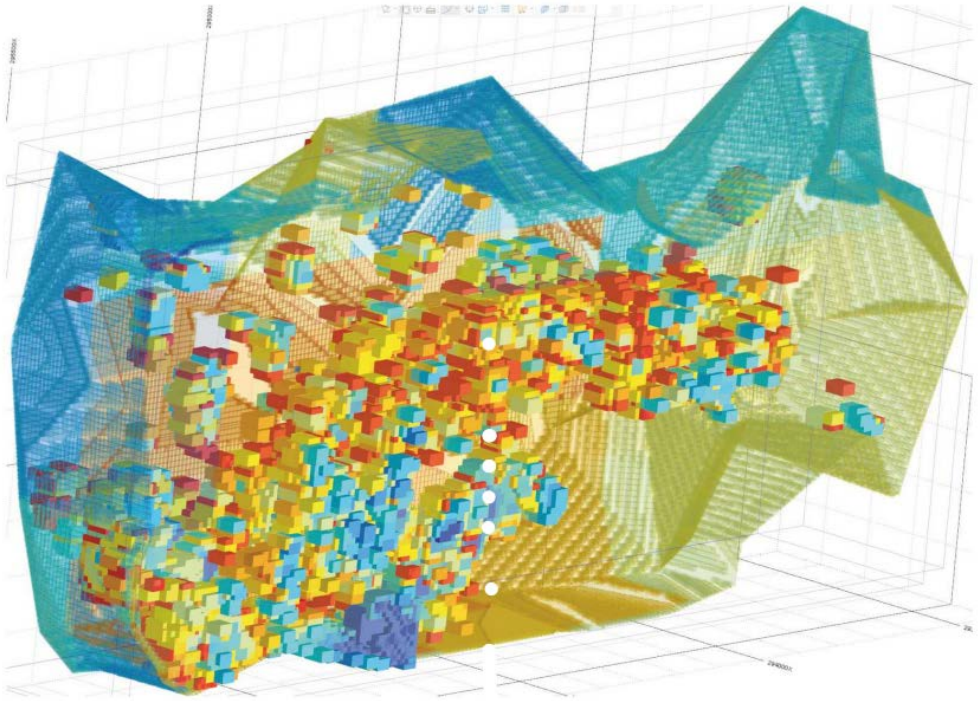


Рисунок 1 – Пример результата работы первого алгоритма для мощного рудного тела

Второй алгоритм

Если рассмотреть в поперечном сечении направлениеочистных работ, некоторые системы разработки подразумевают формирование выемочных единиц по регулярной сети. В то время как первый инструмент определяет оптимальные координаты выемочных единиц с учетом заданногоминимального размера и формы, новый подход позволяет задать требования к форме поперечного сечения относительно двумерной сетки, а также к ее положению и ориентации относительно рудного тела. Затем данный инструмент проецирует выемочные единицы из ячеек сетки нарудное тело и разделяет его на тонкие части (срезы), длякоторых определяется экономическая оценка [4]. Используя минимальную и максимальную длину выемочной единицы,параметры разделения, а также параметры ближней и дальней зоны разубоживания, алгоритм поиска решений комбинирует ранее созданные части таким образом, чтобы сформировать выемочную единицу, удовлетворяющую заданной оценке или требуемому содержанию.

В отличие от первого алгоритма, для которого степеньдетализации выемочной единицы определяется размерамиблоков регуляризированной блочной модели, второй работает с каркасами, нарезая блоки в соответствии с параметрами выемочных единиц, границами рудного тела и зонамиисключения. В результате степень детализации выемочнойединицы соответствует мощности одного среза, которуюможно задать. Таким образом, второй алгоритм хорошоподходит для детального проектирования.

Результаты и обсуждение. Так как настройки модулей «Оптимизатор карьеров» и«Оптимизатор выемочных единиц» в MICROMINE практически идентичны, достаточно освоить один из модулей,чтобы перейти к работе со вторым. Первый алгоритм, который формирует выемочные единицы из комбинации материнских блоков, требует минимальных предварительных знаний об оптимальных координатах расположения выемочных единиц, об ориентациирудного тела или о системе разработки. Это делает его оченьподходящим для проектов «с нуля»идля выполнения технико-экономического обоснования. Он также подходитдля определения внешних экономических границ для больших рудных тел.

Второй алгоритм требует более глубоких знаний о структуре рудного тела и предполагаемой системе разработки, что делает его более подходящим для уже разрабатываемых месторождений и детального проектирования подземных рудников. Кроме того,он дает более качественные результаты для жильных рудных тел, чем первый, при использовании котороговыемочные единицы, вероятно, будутболее грубыми.

Заключение. Использование программного обеспечения MICROMINE для оптимизации подземных выемочных добычных единиц открывает новые возможности для улучшения эффективности горнодобывающих операций. Решения, основанные на этом программном обеспечении, могут существенно влиять на конкурентоспособность предприятий в условиях постоянно меняющейся горнодобывающей среды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 MICROMINEтехнологии нового поколения для горной добычи (Редакция от 07.07.2023)

2 Мигер, К. Оптимизация метода проектирования карьера, размера выемочных блоков и проблема межблочного интервала / К. Мигер, Р. Димитракопулос, Д. Эйвис. - (Технология добычи полезных ископаемых). - текст: непосредственный // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 2014. - № 3. - С. 96–117: ил. - Библиогр.: с. 115–117 (53 назв.). - ISSN 0015–3273.

3 Информационные технологии планирования горных работ (Для горных инженеров) с. 334

4 Тонких А.И. Технико-экономические расчеты при подземной разработке рудных месторождений: учеб. пособие /А.И. Тонких, В.Н. Макишин, И.Г. Ивановский– Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2007. – 137 с.

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАТЯЖЕК ИЗ ПОЛИМЕРНОГО МАТЕРИАЛА ВМЕСТО ТРАДИЦИОННЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ЗАТЯЖЕК ДЛЯ ЗАТЯЖКИ МЕЖРАМНОГО ПРОСТРАНСТВА

Б.З.Бобарахимов[1], Т.З.Абдурахманов[1], А.Х.Чегабаев[1], А.Н.Казаков[2]

[1]АО «Алмалыкский ГМК», г.Алмалык. Узбекистан;

[2]Ташкентский государственных технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан.

Аннотация:

В данной статье проводится сравнительный анализ применения полимерных затяжек и традиционных железобетонных затяжек в горной промышленности. Исследуются основные преимущества и недостатки обоих видов крепежных элементов с целью определения эффективности их применения в различных условиях эксплуатации горных выработок.

Введение:

В условиях современной горной промышленности поиск инновационных решений для обеспечения безопасности работников, повышения производительности и снижения экологических рисков является одним из важнейших направлений развития. Одним из потенциально перспективных решений является замена традиционных железобетонных затяжек на полимерные.

Методика исследования:

В рамках исследования были проанализированы результаты ранее проведенных исследований, а также представлены новые данные, полученные в ходе сравнительного анализа применения полимерных и железобетонных затяжек. Были учтены следующие аспекты: прочность, коррозионная стойкость, гибкость, адаптивность, экологическая безопасность и экономическая выгода.

Результаты и обсуждение:

1. **Прочность:** Полимерные затяжки обладают сопоставимой или даже более высокой прочностью по сравнению с железобетонными. Это позволяет им успешно выдерживать динамические нагрузки и деформации при работе горных выработок.

По итогам испытании проведенных специалистами ГК «ОКС» (Российская Федерация) полимерной затяжки проходили по трём параметрам и показали, что на сжатие она выдерживает 9 тонн, на разрыв — 900 кг. Что же касается испытаний на изгиб то сломать образец так и не удалось, его нагрузили до появления первых признаков разрушения материала.

Полимерная решётчатая система выдерживает до 1 тонны — это значительно более высокие показатели, чем у традиционной железобетонной затяжки: по данным предельная нагрузка на неё составляет от 100 до 700 кг.

2. **Коррозионная стойкость:** Полимерные затяжки демонстрируют высокую устойчивость к коррозии и химическим воздействиям, что делает их идеальным выбором для эксплуатации в агрессивных средах.

Основные характеристики коррозионной стойкости полимерных материалов:

- Устойчивость к химическим воздействиям: Полимерные материалы обладают различной степенью устойчивости к агрессивным химическим средам. Например, некоторые полимеры могут быть устойчивы к кислотам, в то время как другие могут быть более чувствительны к щелочам.

- Устойчивость к влаге: Влага является одним из основных факторов, способствующих коррозии полимерных материалов. Устойчивость к влажным условиям играет важную роль в определении долговечности и надежности полимерных конструкций.

- Устойчивость к температурным изменениям: Экстремальные температуры могут влиять на химическую стойкость полимерных материалов и способствовать их разрушению. Полимерные материалы, обладающие высокой термостойкостью, обычно проявляют более высокую коррозионную стойкость.

- Устойчивость к механическим воздействиям: Механические нагрузки, такие как трение, удары и вибрации, могут также влиять на коррозионную стойкость полимерных материалов. Высокая устойчивость к механическим воздействиям способствует сохранению целостности и прочности материала.

3. **Гибкость и адаптивность:** Полимерные затяжки обладают высокой гибкостью и способностью адаптироваться к изменяющимся условиям горных выработок. Они успешно принимают на себя деформации и осуществляют эффективное крепление в любых условиях.

Вот несколько ключевых аспектов этого свойства:

- Деформируемость: Полимерные материалы часто обладают высокой степенью деформируемости, что позволяет им подвергаться усиленным механическим нагрузкам без разрушения. Это особенно важно в горных условиях, где могут происходить динамические нагрузки или изменения в геологической среде.

- Устойчивость к ударным нагрузкам: Гибкость полимерных материалов обеспечивает им способность поглощать ударные нагрузки и смягчать их воздействие на окружающие конструкции. Это помогает предотвратить повреждения и увеличить долговечность инфраструктуры горных выработок.

- Адаптация к изменяющимся условиям: Полимерные материалы могут адаптироваться к изменениям в окружающей среде, таким как колебания температуры, влажность, химические вещества и давление. Их гибкость позволяет им принимать на себя деформации и сохранять структурную целостность при изменяющихся условиях эксплуатации.

- Простота обработки и монтажа: Гибкость полимерных материалов делает их легко формовать и монтаж при строительстве и эксплуатации горных сооружений. Это позволяет быстро и эффективно выполнять работы по креплению и обслуживанию горных выработок.

- Способность к компрессии и растяжению: Полимерные материалы обычно обладают высокой способностью к компрессии и растяжению, что позволяет им приспосабливаться к изменениям формы и размеров горных выработок без потери прочности.

В целом, гибкость и адаптивность полимерных материалов делают их привлекательным выбором для применения в горной промышленности, где требуется высокая степень адаптации к изменчивым условиям эксплуатации и надежная защита от механических и химических воздействий.

4. **Экологическая безопасность:** Использование полимерных затяжек снижает экологическое воздействие на окружающую среду за счет уменьшения выбросов вредных веществ и продления срока службы крепежных элементов.

В процессе производства полимерных материалов требуется меньше энергии и ресурсов по сравнению с традиционными материалами, такими как металлы или бетон. Это способствует сокращению негативного воздействия на окружающую среду и снижению выбросов вредных веществ.

Полимерные материалы обычно не подвержены коррозии и ржавчине, что означает, что они могут использоваться в агрессивных средах без опасности для окружающей среды. Это помогает сохранить чистоту грунтовых и водных ресурсов в горных районах.

Многие типы полимерных материалов могут быть подвергнуты переработке и повторному использованию. Это способствует сокращению объема отходов и уменьшению негативного воздействия на окружающую среду.

Использование полимерных материалов вместо традиционных материалов, таких как дерево или металл, может способствовать сохранению природных ресурсов и снижению ущерба для экосистем, связанного с вырубкой лесов или разработкой рудных месторождений.

Полимерные материалы могут быть спроектированы с учетом высокой энергоэффективности, что позволяет снизить потребление энергии и выбросы парниковых газов в атмосферу при их использовании.

5. **Экономическая выгода:** В долгосрочной перспективе использование полимерных затяжек может оказаться экономически выгодным решением благодаря снижению затрат на обслуживание, замену и ремонт крепежных элементов.

Снижение затрат на материалы: Полимерные материалы часто более доступны и дешевы в производстве по сравнению с традиционными материалами, такими как сталь или бетон. Это позволяет снизить общие затраты на материалы для крепления горных выработок.

Уменьшение трудозатрат: Полимерные материалы обычно легче и удобнее в обработке и монтаже, что может сократить трудозатраты на установку и обслуживание. Это позволяет сэкономить время и средства на работах по креплению горных выработок.

Увеличение срока службы: Полимерные материалы обладают высокой стойкостью к коррозии и агрессивным воздействиям окружающей среды, что способствует увеличению их срока службы. Это позволяет сократить расходы на замену и ремонт крепежных элементов в будущем.

Снижение потребления энергии: Изготовление и обработка полимерных материалов часто требует меньшего потребления энергии по сравнению с процессами, связанными с традиционными материалами. Это позволяет сократить энергозатраты и уменьшить эксплуатационные расходы.

Меньшие затраты на обслуживание: Полимерные материалы обычно не требуют регулярного обслуживания и ремонта, так как они устойчивы к коррозии, агрессивным химическим веществам и другим внешним воздействиям. Это позволяет сэкономить средства и ресурсы на техническое обслуживание и замену крепежных элементов.

В целом, использование полимерных материалов в качестве крепления горных выработок может способствовать снижению общих затрат на строительство, эксплуатацию и обслуживание объектов горной промышленности, что приводит к повышению экономической эффективности и конкурентоспособности предприятий в этой отрасли.

Заключение:

На основании проведенного сравнительного анализа можно сделать вывод о высокой эффективности и перспективности применения полимерных затяжек в горной промышленности. Они обладают рядом преимуществ по сравнению с традиционными железобетонными затяжками и могут эффективно использоваться для обеспечения безопасности, устойчивости и экономической выгоды в горных выработках. Дальнейшие исследования и практическое внедрение данного решения могут способствовать совершенствованию горной промышленности и повышению ее конкурентоспособности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Hudson, N. A., & Harrison, D. J. (1997). Polymer engineering science and viscoelasticity: An introduction. Lancaster: Technomic Pub. Co.

2 Szycher, M. (1999). Szycher's handbook of polyurethanes. CRC Press.

3 Myer, K. (2003). Handbook of polymer applications in medicine and medical devices. CRC Press.

4 McNeill, I. C. (2002). Plastics in mining. Rapra Technology.

5 Ulrich, D., Eppinger, S., & Steven, E. (2011). Product design and development. McGraw-Hill Education.

6 Jelenčić, D., & Zorić, N. (2019). Influence of polymer roof support on deformation of a rock mass in underground mining of coal. Archives of Mining Sciences, 64(3), 693-704.

7 Shadrina, S., & Pestereva, N. (2018). Review of polymer materials for roof support in coal mines. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering, 327(1), 012005.

8 Wang, Y., & Liu, D. (2016). Study on the application of polymer materials in the prevention and control of rock burst in coal mines. IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 44(1), 012050.

9 Singh, R. P., Singh, T. N., & Sinha, A. (2007). Performance of different support systems in mines. Journal of Mines, Metals & Fuels, 55(7-8), 164-172.

10 American Society for Testing and Materials. (2015). ASTM standards on ground water and vadose zone investigations. ASTM International.

11 Ghassemi, A., Jacobson, A. R., & Wheeler, W. B. (2001). On the use of polymer mesh in rock mechanics. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 38(7), 1003-1013.

УДК 669.0.01

КРАТКИЙ ОБЗОР СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

М.С.Саидова, С.Б.Мирзажанова, Г.Б.Бекназарова

Ташкентский Государственный Технический Университет,
Республика Узбекистан, г. Ташкент

Аннотация. Статья посвящена проблеме комплексной переработки рудного сырья тугоплавких металлов. Основные проблемы комплексной переработки рудного сырья тугоплавких металлов. Учитывая, что в структуре себестоимости производства тугоплавких металлов около 90 % приходится на исходное сырьё, комплексная переработка в этом случае должна в первую очередь решать задачи более полного извлечения полезных компонентов, вовлекая в практику промпродукты и отходы. В Узбекистане на обогатительных фабриках ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» получают промышленных продукты с содержанием молибдена 18-43% в молибденовом концентрате.

Ключевые слова: концентрат, промышленные продукты, комплексная переработка, извлечение, отходы, обжиг, ферромолибден.

В настоящее время в Узбекистане на обогатительных фабриках ОФО «Алмалыкских ГМК» получают промышленных продукты с содержанием молибдена 18-43% в молибденовом концентрате. Этот продукт далее поступает на УзКТЖМ (Узбекский комбинат тугоплавких и жаропрочных материалов), где является сырьём для получения триоксида молибдена, ферромолибдена, металлического молибдена и других продуктов.

В настоящее время мощности УзКТЖМ по молибденовой продукции, Мо, ферромолибден, молибденовой промышленность задействован всего на 5-7%, а это продукции являет экспортно орентированной. Для получения кондиционного концентрата требуется несколько флотационных перечисток, вследствие чего извлечение Мо на стадии обогащение в кондинционные молибденовые концентраты составляет не более 75-80%, а сквозные извлечение из руды в любой из конечных продуктов металлургического передела не превышает 70-72%. Таким образом, с хвостами обогащения и отходами металлургических производств невосполнимо теряется более четверта добытого с рудой молибдена.

Молибденовые руды, нашедшие промышленное применение, представлены молибденитом. Попутно молибден может быть выделен из полиметаллических руд, к которым относятся медно-молибденовые, фольфрам-молибденовые, свинцово-молибденовые, ванадиево-молибденовые. Эти руды после соответствующих стадий обогащения являются молибденовыми концентратами. Обогащения молибденовых руд проводят в основном методом коллективной коллективной или селективной флотации. В наибольших количествах существуют окисленные молибденовые руды, которые имеют плохую обогащаемость методами флотации, и, наконец всевозможные отходы, хвосты, кеки от переработки руд и концентратов, которые занимают значительную долю в металлургии молибдена.

Первой и важнейшей стадией в процессе переработки молибденового концентрата является обжиг. Молибденовой концентрат, поступающий на переработку, содержит 75-95% сульфида молибдена и рения, а также сульфиды сопутствующих металлов меди, железа, цинка, свинца и нерудные примеси: оксиды кремния, алюминия, карбонаты кальция, магния. В молибденовом концентрате молибдена 45-55%, серы 30-35%. Обжиг необходим для удаления всей серы. Сульфатная и сульфидная сера, присутствующая в обожженном концентрате также недопустима, так как легко растворяется и загрязняет растворы, получаемое при дальнейшем гидрометаллургической обработке

огарков. При создании окислительной атмосферы в печи необходимо выжечь из концентрата весь свободной углерод, масла и флотореагенты.

В большинстве молибденовых концентратов содержится рений. В промышленности сырьевыми источниками рения (на 80%) являются молибденовые и медные сульфидные концентраты. Остальные его количество получают рециклингом Re-Pt катализаторов. При обогащении медно-молибденовых руд Re следуют за Mo, который сам часто являются попутчиком Cu. При флотации до 80% Re попадает в концентрат. Так, молибденовые концентраты, получаемое при обогащении медно-порфировых руд, содержат 0,02-0,17% Re. Окисленный обжиг сульфидных молибденовых концентратов проводят при 550-650^{o}C.

Для обжига молибденовых концентратов традиционно используются следующие аппараты: муфельные или камерные печи с ручным перегреванием огарка; вращающиеся трубчатые печи; много подовые печи; печи кипящего слоя (рис.1.).

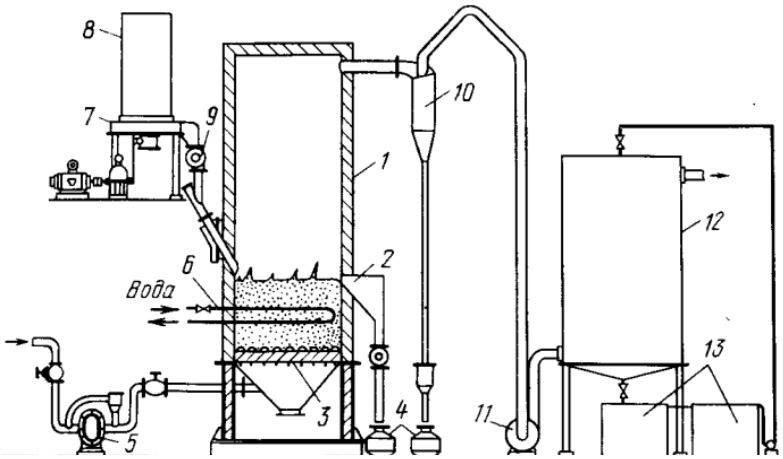


Рисунок 1 – Схема печи Кипящего слоя

В этих агрегатах химические реакции быстро протекают, концентрат имеет высокую теплопроводность и теплопередачи за счет очень мелких гранулированных смесь. Избыточное тепло легко отводится с помощью кессонов. Производительность печей КС составляет 1200-1300 кг/м^2 пода печи в сутки, температура в слое 600-700^{0}C.

Существующие отечественные и зарубежные технологии переработки молибденовых концентратов и промпродуктов заключаются в окислительном обжиге с выделением в газовую фазу сернистого газа, более половины рения в виде Re_2O_7 и частично молибдена в виде MoO_3. Это создает экологические проблемы и приводит к безвозвратным потерям металлов. Кроме того последующая гидрометаллургическая переработка обожженного продукта приводит к появлению сточных вод и чрезвычайно технически усложнена при получении чистых продуктов, например, парамолибдата аммония ($(NH_4)_6Mo_4O_{24}\cdot 4H_2O$) и перрената аммония ($NH_4ReO_4$). Дело в том, что при выщелачивании обожженного концентрата в растворах кроме Mo и Re содержится большое количество вредных примесей, очистка от которых приводит и дополнительной безвозвратной потери Mo и Re. В результате и товарные продукты извлекается не более 30-40% Re и 60-70% Mo.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Толибов Б.И., Абдукадиров А.А., Хасанов А.С. Исследование механизмов образования MoO_2 на MoO_3 в процессах окислительного обжига молибденовых промпродуктов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2021.

2 А.А.Палант, И.Д.Трошкина, А.М.Чекмарев. «Металлургия рения». Москва. 2007 г. с.331.

3 А.Н.Зеликман. Металлургия тугоплавких редких металлов. – М: Металлургия, 2004 г. с. 233.

4 И.Н.Уткин. Производство цветных металлов. – М: Интермент-Инжиниринг. 2004 г.

UDC 622.274.5
CSCSTI 52.13.15

ANALYSIS OF ORE QUALITY INDICATORS

D.R. Makhmudov,Y.T. Nurboboev
Tashkent state technical university named after Islam Karimov

Abstract. Indicators of the rational use of subsoil in the extraction of mineral deposits are formed in proportion to the level of all production processes associated with the activities of the mining enterprise and the quality of their service. In the management of ore quality, geological-surveying supply is important, ensuring that the indicators of ore loss and dilution are in a certain norm, obtaining information about these indicators and creating a system for its processing.

Keywords: ore, useful component, loss, dilution, geological-surveying supply, quality management.

Currently, improving the quality of extracted minerals is recognized as one of the main factors guaranteeing the prospects of a mining enterprise, with the issues of its management being given more importance than in the following decades. The quality of mineral raw materials affects the quality of the finished product and the performance indicators of processing. In addition to the characteristics of quality indicators, its stability is also taken into account. Quality change affects the stability of ore quality differently in different types of mines and mining technical conditions. The geological-surveying supply system of ore quality management should be based on the following principles: quality management and volume continuity, the complexity of tasks and information management, the whole cycle of quality formation from design to the finished product, the uniformity of the management process, quality standardization.

Research of a mining enterprise from the point of view of geological-surveying is based on the collection of data on several factors and their analysis [1] (Fig. 1).

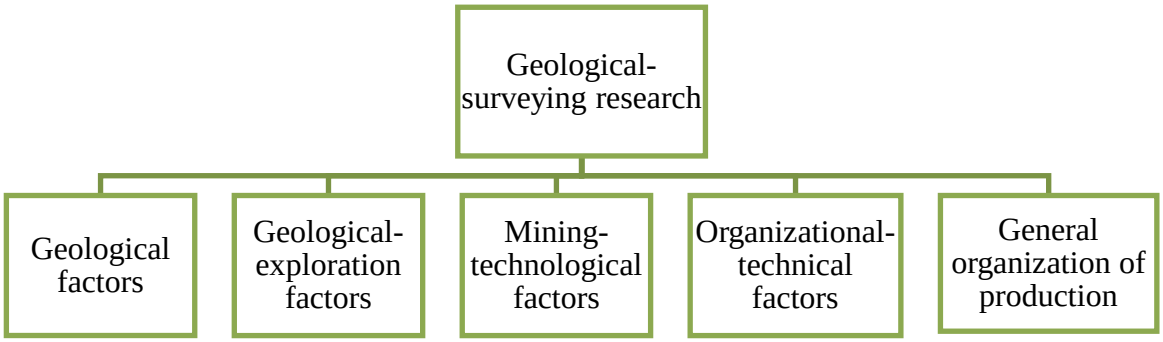


Figure 1 – The main factors in geological surveying research

Geological factors: the number, shape, size and lying conditions of ore bodies; variability of morphology, thickness, angle of inclination, structural-morphological properties of contacts; material composition of the ore; variability of distribution of beneficial components; structure and distribution of oxidation zones; amount of industrial types of ore; physical-mechanical properties - strength, fragmentation, expansion, stability, tendency of ore to stick and spontaneously combust.

Geological-exploration factors: prospecting system; shape and density of search net in industrial and exploitation search; types of search patterns; sample sizes; reserve calculation methods.

Mining-technological factors: mining procedure; number of levels; the number of mining methods used at the same time in the mine; block dimensions and its structural elements; block mining procedure, the method of ore drawing under mined cavity.

Organizational and technical factors:

1. Delivery: type, amount and volume of ore delivery; size and number of block ore passes; the number of faces corresponding to one ore pass, ore conveying features to the ore pass; type, size and amount of transport from the block ore pass.

2. Underground transportation: number of intermediate horizons; volume and number of ore passes in the transportation horizon; the number of mining blocks corresponding to one ore pass; level of use of ore passes; the number of blind shafts; type, size and number of lifting device in the blind shaft; the number of transportation horizons, the type, size and number of haulage on the transportation horizon, the size and number of central ore passes and ore bins; volume and number of ore lift types.

3. Surface transportation: size and number of ore bins around the shaft station; type, volume and number of transportation to the mine stockpile; type, volume and number of ore delivered to the consumer.

General organization of production: number of mine sites; the number of mined blocks; the number of faces in the block; method of loading ore into stockpile; size and number of receiving ore bins; number of ore streams of different grades; ore processing conditions; number of consumers.

Ensuring the completeness and quality of the use of mineral resources has a direct impact on the economic indicators of the mining enterprise, and is the main factor that causes the saving of additional costs, the increase of annual productivity, and the increase of reserves [2-3]. Therefore, it is important to thoroughly study the factors affecting the quality of the ore mass, to correctly assess, control and regulate their level of influence. Below are a number of factors affecting ore quality management.

Influence of geological factors in the management of ore quality

All geological factors are divided into qualitative, structural-morphological and physical-technical types in the analysis of their impact on the quality problem.

Geological factors affecting the quality of ore are the amount of valuable components, the variability of their composition distribution, the distribution of ore across the area and oxidation zones. These factors affect the stability of mined ore quality, ore quality and pattern of formation of ore streams. The high geological variability of ore quality is the main reason for the high variability of ore mass quality in ore streams sent to processing plants[4].

Structural and morphological factors affect ore quality characteristics at the stage of mine design.

Physical and technical factors determine the quality of the ore mass in different states. Here, particle size, moisture content, viscosity, and spontaneous combustion are important in evaluating ore quality.

The influence of mining-technological factors in the management of ore quality

The method of mining affects the technological processes and is expressed by indicators of loss and dilution.

Mining methods directly affect the quality of mined ore mass, causing changes in ore fragmentation, dilution and the composition of valuable components.

The method of breaking ore mass and the design of the charge causes changes in the granulometric composition of the mined ore and affects the mixing and quality of the ore.

The method of ore drawing under the mining cavity has a direct impact on the level of ore quality and stability in the caving mining method. In this case, the quality of the ore is determined by the ratio of pure ore and degraded ore.

Influence of organizational and technical factors in the management of ore quality

The ore mixing and consistency of quality depends on the total number of ore passes and the number of faces of different ore quality per ore pass. In the ore pass, the ore streams are mixed, and the chemical and mineralogical composition of the ore becomes homogeneous. The quality of the finished product in the mining and metallurgical industry is highly dependent on the stability of the processed product composition [5-8].

Management of ore quality is complex and requires taking into account geological and surveying aspects along with technological, organizational and economic issues. Their importance in managing the quality of mined ore is determined by the leading role of natural factors and geological-surveying data in quality formation. Studying the factors and processes of quality formation, substantiating quality requirements, studying changes in the quality characteristics of ores, developing methods for modeling mining geological objects and evaluating their parameters, improving the efficiency of mineral raw materials exploration, ensuring the design and planning of mining operations taking into account the quality of raw materials, the tasks of creating geological-surveying complexes and systems of ore quality management are important issues[9].

The issue of geological-surveying supply of ore quality management is urgent, and its solution is only to deeply study and substantiate the functions and objects of geological-surveying supply, analyze the factors affecting the formation and complexity of ore quality management, choose a reasonable set of mathematical methods for solving problems and re-apply them can be based on creating an effective system of work.

References

1 Ершов, В. В. "Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд." М.: Недра (1986).

2 Махмудов, Д.Р., Нурбобоев, Ё.Т., Маҳмадолиев, А.К., & Шомуродов, Ш.М. (2022). РУДА КОНЛАРИНИ ЕР ОСТИ УСУЛИДА ҚАЗИБ ОЛИШДА НОБУДГАРЧИЛИК ВА СИФАТСИЗЛАНИШГА ТАЪСИР ЭТУВЧИ ОМИЛЛАР ТАҲЛИЛИ. *Инновацион технологиялар*, *2*(2 (46)), 24-28.

3 D.R. Mahmudov, Y.T Nurboboev, A.K Mahmadoliev, F. SH Pardaev,V.P. Mutamboo. ((1)2021). Impact of ore dilution on the technical and economic performance of a mining enterprise. Technical science and innovation, 149-155.

4 Туртыгина, Н. А. (2012). Сущность проблемы контроля и управления качеством руд на горных предприятиях. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), (6), 372-373.

5 Ломоносов, Г. Г., & Туртыгина, Н. А. (2010). Влияние вещественного состава руд на показатели переработки. Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), (2), 314-320.

6 Nurboboev Y.T., Mahmadoliev A.K., Pardaev F.Sh. (May, 2021). Quality problems and solutions of crude ore in modern mining and metallurgical industry. International conference innovative research of the XXI century science and education (pp. 48-49). Indonesia : virtualconferences.press.

7 Кожиев, Х. Х., & Ломоносов, Г. Г. (2008). Рудничные системы управления качеством минерального сырья. Учебное пособие.

8 Озмидов, Игорь Олегович. "Состояние информационной составляющей управления качеством минерального сырья в современных условиях". Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) 6 (2015): 396-399.

9 Yorqin To‘lqin o‘g, Nurboboev. "MURAKKAB STRUKTURALI OLTIN RUDA KONLARIDA SIFATSIZLANISHNING GEOLOGIK VA TEXNOLOGIK SABABLARINI TADQIQ QILISH."ZAMONAVIY FAN, TA’LIM VA ISHLAB CHIQARISH MUAMMOLARINING INNOVATSION YECHIMLARI 4 (2023): 13-16.

УДК 622.016

АНАЛИЗ НЕСТАБИЛЬНОГО БЛОКА ПРИ ВЗРЫВНОЙ ВЫЕМКЕ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА

Е.Т. Абдрахман

НАО «Карагандинский технический университет имени Абылкаса Сагинова», г. Караганда, Республика Казахстан

В процессе разработки трещиноватых массивов горных пород в подземных шахтах взрывные работы могут вызвать опасные обрушения блоков на окружающую породу. Применимый метод взрывных работ может эффективно уменьшить ущерб окружающей породе, вызванный взрывными работами. С целью изучения влияния взрывных нарушений опасных блоков на трещиноватых горных пород, в данном исследовании основное внимание уделяется характеристикам нестабильности опасных блоков в процессе выемки горных пород на шахте, расположенной в Аягузском районе Восточно-Казахстанской области, принадлежащий ТОО «Корпорация Казахмыс» - «Акбастау». На основе детального выявления характеристик неоднородностей на исследуемой территории анализируется и сравнивается разрушительное воздействие гидравлического взрыва кумулятивного

заряда и обычного взрыва на структуру окружающей горной породы с использованием эквивалентного статическогометода.

Ключевые слова: неустойчивые породы; коэффициент запаса прочности; буравзрывные работы, штрек, коэффициент использования шпура, блочный массив, подземные горные работы

Введение

С непрерывным освоением и использованием ресурсов добыча полезных ископаемых перешла на более глубокий уровень и в больший масштаб, а глубокая добыча стала основной тенденцией в горнодобывающей промышленности. Неустойчивость стен шахты включает в себя различные формы разрушения, среди которых в основном хрупкое разрушение, пластическое разрушение и слабое разрушение. Стенка шахты одновременно подвергается нагрузке от вышележащей окружающей породы и закладки, что может вызвать хрупкое разрушение на сжатие под действием вышележащей окружающей породы или сдвиговое разрушение под боковой нагрузкой закладки[1].

Долгосрочное техническое обслуживание подземных горных выработок связано с необходимостью обеспечения их стабильности. Оценка и прогнозирование устойчивости требует учета ряда факторов, таких как: геологическое строение, геометрия подземных горных выработок, механические свойства массива горных пород, изменения напряжений, вызванные влиянием соседних горных выработок. Все эти факторы были особенно сложными в рудной шахте Акбастау, которая уникальна с точки зрения геологическая структура и сеть горных выработок являются результатом более чем 20-летней эксплуатации руды.

На сегодня одной из основополагающих проблем горного производства является разрушение горного массива. Высокое качество взрывного разрушения горных пород определяет эффективность всего горного производства и далее возможности всей промышленности, использующей результаты работы горнодобывающих предприятий.

Задача

Провести сравнение влияния и обычных взрывных работ на нарушение окружающей породы во время взрывных работ. Результаты вибрации, вызванной взрывной волной, для двух методов взрывных работ должны рассчитать с использованием статического эквивалентного алгоритма.

Геологическое строение месторождения

Район исследования находится в Аягузском районе Восточно-Казахстанской области, принадлежащий ТОО «Корпорация Казахмыс» - «Акбастау», в 110 км к западу от аула Баршатас. Открыт в 1938 году А. Ж. Машановым и Р. И. Мухамеджановой. По происхождению сходен с Уральскими и Алтайскими колчеданными рудами. Образован на пересечении юго-западного крыла Акбастауского антиклинория и Балкашского синклинория, в ордовикских вулканогенно-осадочных породах. Главные минералы — пирит, сфалерит, галенит, борнит, ковеллин и другие. Встречаются редкие моменты: в Акбастауе — селен, теллур, кобальт, кадмий, сурьма, галлий и другие. Глубина рудного пояса месторождений достигает 15—40 м. Добываются закрытим способом[2].

Результаты и обсуждения

Идентификация и анализ характеристик разрушения горного массива

Получение характеристик структуры окружающей породы является основой для анализа неустойчивости нестабильных блоков [3]. Анализируя характеристики блоков, прорезанных структурными плоскостями, и условия их неустойчивости, можно выявить опасные участки неустойчивости блоков горных пород, тем самым обеспечив эффективную защиту безопасности штрека.

После операции взрывных выемок 3D-лазерный сканирующий прибор используется для получения данных облака точек выемки, а работа по идентификации трещин в горном массиве выполняется на основе данных облака точек [3 .На формуле видно, что на основе данных облака точек дрейфа можно идентифицировать векторы нормалей $\boldsymbol{n}$ (A , B , C) структурных плоскостей, а также длины поверхностных следов l_i и характеристики расстояния D_i каждой структурной плоскости, где i = 1, 2, 3, 4, 5. Характеристики положения (угол падения α и направление падения β) структурных плоскостей затем можно рассчитать с помощью следующего уравнения:

$$\alpha = \arctan\left(\frac{C}{\sqrt{A^2+B^2}}\right) D\, i \qquad (1)$$

$$\beta = \arctan\left(\frac{B}{\sqrt{A}}\right) + l\, i \qquad (2)$$

$$l\, i = 0^0, (A > 0, B > 0) \qquad (3)$$
$$l\, i = 180^0, (A < 0, B \neq 0)$$
$$l\, i = 360^0, (A > 0, B < 0)$$

Анализ вибрации взрывных работ при гидровзрыве тоннельных кумулятивных зарядов

Взрывные воздействия являются основной причиной опасного обрушения блоков при прокладке туннелей с трещинами в горных породах [3, 4]. Основная причина – чрезмерная плотность шпуров и сложная структура загрузки при традиционных методах взрывных работ, что приводит к неэффективному использованию энергии взрыва. Концентрированное образование энергии в области заряда взрывчатого вещества сильно влияет на устойчивость окружающей породы, приводя к обвалам. В то же время могут возникать явления перекопки или недостаточности раскопок, что приводит к увеличению времени и усилий при последующем строительстве, а также к увеличению затрат на строительство.

Конструкция щелевых и вспомогательных шпуров для гидравлический взрыв кумулятивного заряда следует тем же принципам, что и обычные взрывные работы, с точки зрения формы щелей, расположения шпуров, количества и глубины шпуров, последовательности инициирования и временных интервалов . Основное отличие заключается в зарядовой структуре периферийных дырок. Гидравлический взрыв кумулятивного заряда эффективно уменьшает проблему концентрации энергии, вызванную обычными взрывными работами при выемке грунта, тем самым уменьшая воздействие вибрации от взрывных работ на окружающую породу и обеспечивая безопасность.

Анализ воздействия вибрации от взрывных работ

За счет уменьшения расположения окружающих скважин и эффективной концентрации энергии взрыва гидравлический взрыв кумулятивного заряда уменьшает влияние вибраций взрыва на **окружающий массив горных пород** , тем самым уменьшая вероятность опасных обрушений блоков [4,5]. Воздействие взрывных вибраций на каменные блоки в основном включает в себя: Прямые динамические нагрузки, действующие на блок, заставляющие блок двигаться; **Частотные вибрации,** создаваемые взрывными вибрациями, ослабляют **механические свойства** скользящих поверхностей блоков, такие как уменьшение сцепления или уменьшение **угла внутреннего трения** , что приводит к ослаблению сопротивления силам скольжения, что еще больше дестабилизирует блок вдоль поверхности скольжения. Что касается влияния взрывных колебаний на неустойчивость блока, то обычно используемым методом исследования является преобразование статической **нагрузки** , создаваемой взрывными колебаниями, в эквивалентное статическое **ускорение силы** , действующее на **центр** тяжести массы блока [4,6].

Критерий блочной нестабильности

В процессе раскопок опасные блоки могут обнажиться в окружающих породах и подвергнуться внезапному падению и разрушению под действием собственного веса.

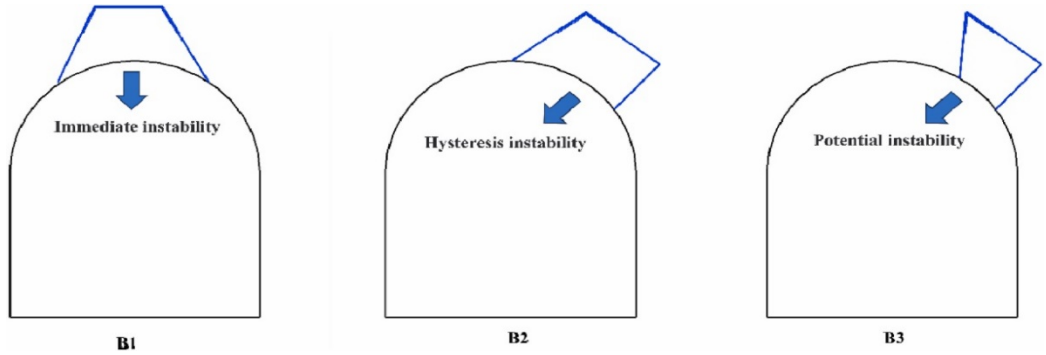


Рисунок 1 – Режимы нестабильности опасных блоков (как полностью неустойчивые блоки B1, как нестабильные блоки замедленного типа B2, потенциально нестабильные блоки B3)

Однако для некоторых блоков, отвечающих условиям подвижности, они не становятся внезапно неустойчивыми, сила взаимодействия между блоком и контактной поверхностью непрерывно ослабевает при горных возмущениях, пока не происходит разрушение скольжения [4,7].

Чтобы различать различные режимы нестабильности опасных блоков, в настоящем исследовании они разделяются на основе смещения блоков (рис.1). Блоки со смещением более 45 мм определяются как полностью неустойчивые блоки B1 . Эти блоки испытывают разрушение при скольжении по плоскости скольжения во время или после раскопок. Блоки со смещением от 25 мм до 45 мм определяются как нестабильные блоки замедленного типа B2. Эти блоки не претерпели полного разрушения при скольжении, но могут еще больше ухудшиться при последующих нарушениях конструкции. Нестабильные блоки со смещением от 0 мм до 25 мм определяются как потенциально нестабильные блоки B3. Эти блоки не испытали значительного оползания и при последующих нарушениях конструкции могут трансформироваться в неустойчивые блоки замедленного типа B2 или полностью неустойчивые блоки B1, как показано в таблице 1.

Таблица 1 – Нестабильные блоки со смещением

Тип нестабильности блока	**Смещение**
Полностью нестабильный блок Б1	>45 мм
Замедленный нестабильный блок B2	25–45 мм
Потенциально нестабильный блок B3	0 мм–25 мм

Заключение

Численный анализ характеристик нестабильности опасных блоков при выработке при различных способах взрывных работ проводился с использованием программного обеспечения 3DEC. Результаты анализа блоков показывают, что гидравлический взрыв кумулятивного заряда может лучше контролировать влияние взрывных возмущений на окружающую породу, снижая вероятность образования опасных блоков в процессе земляных работ .

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Басов В.В. Исследование геомеханического состояния неустойчивых пород в окрестности сопряжений горных выработок. *Горные науки и технологии*. 2019;4(1):23-30. https://doi.org/10.17073/2500-0632-2019-1-23-30

2 П. Андриё , Б. Симсер Рекомендации по проектированию шахт с учетом устойчивости грунта на шахте Брансуик2018;4(1):23-30.

3 Воздействия вибрации от взрывных работ: сб. док. Серия 13, вып. 1 / кол. авт.; Государственное унитарное предприятие «Научно-технический центр по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России». М. 2001. 248 с

4 Bolatova, A., Kuttybayev, A., Kainazarov, A., Hryhoriev, Y., Lutsenko, S. Use of mining and metallurgical waste as a backfill of worked-out spaces. News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences, 2022, 2022(1), pp. 33–38. https://doi.org/10.32014/2022.2518-170X.137

5 Таранов П.Я., Гуздь А.Г. Разрушение горных пород взрывом: учебник: 3-е изд., перераб. и доп. М., 1976. 253 с.

6 A Imashev, A Suimbayeva, G Zhunusbekova, Sh Zeitinova, A Kuttybayev, A Mussin. Research into stress-strain state of the mass under open pit with a change in the open-pit bottom width. Mining of Mineral Deposits. Volume 16 (2022), Issue 3, 61-66. https://doi.org/10.33271/mining16.03.061

7 A.Mussin, A.Imashev, A.Matayev, Y.Abeuov, N.Shaike, A.Kuttybayev. Reduction of ore dilution when mining low-thickness ore bodies by means of artificial maintenance of the mined-out area. Mining of Mineral Deposits. 2023, 17(1):35-42 https://doi.org/10.33271/mining17.01.035

Код МРНТИ 52.29.29

ӨРЛЕМЕЛЕРДІ ОҢТАЙЛЫ ӘРІ ҚАУІПСІЗ ӘДІСПЕН ЖҮРУ

Н. Ғ. Ағыбаев

Қаныш Имантайұлы Сатпаев атындағы қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті. Алматы қаласы, Қазақстан.

«Өрлеме» (восстающий) қазбасы дегеніміз – кеннің қабатының ішімен немесе бос таужыныстары сілімінде төменнен жоғары қарай салынатын жер бетімен тікелей қатынасы жоқ тік немесе көлбеу қазба. Өрлемелермен жұмысшылар жүріп-тұрады, пайдалы қазба мен бос таужыныстары түсіріледі, материалдар мен жабдықтар забойға жеткізіледі, жерасты қазбалары желдетіледі, су, сығылған ауа және электр энергиясымен қамтамасыз етіледі және т.б. жұмыстар атқарылады.

Ақбақай тау-кен байыту кешенінде «Өрлеме» қазбалары көлбеулік бұрыштарына байланысты тік (90 градус), көлбеу (45 градустан жоғары) және жайпақ (45 градусқа дейін) болып жіктеледі. Өрлемелер көп жағдайларда кеніштің жұмыс горизонттарын бірбірімен қосады және олардың биіктігі 10 м-ден 20 м-ге дейін, кей жағдайларда 25 метрге дейін де жетуі мүмкін.

«Өрмеле» қазбаларының көлденең қима пішіндері мен негізгі өлшемдері олардың атқаратын міндеттеріне (барлау үшін, кен түсіретін, жабдық және материалдарды жоғары көтеру үшін, желдету мақсатында т.б.) байланысты таңдалады. Өрлеме салынатын таужыныстарының беріктігі мен орнықтылығына байланысты олардың пішіндері тік бұрышты немесе дөңгелек болады.

Бұл мақалада біз Ақбақай тау-кен байыту кешеніндегі жерасты тау-кен қазбаларындағы өрлемелерді оңтайлы әрі қауіпсіз жүру тәсілімен бөлісетін боламыз.

A" rising " (rising) excavation is a vertical or inclined excavation that does not have a direct relationship with the surface of the Earth, which is laid from bottom to top inside the ore layer or in the silt of loose rocks. Workers move along the climbs, minerals and free rocks are unloaded, materials and equipment are delivered to zaboi, underground excavations are ventilated, water, compressed air and electricity are supplied, etc.work is carried out.

In the Akbakai mining and processing complex, the Orleme excavations are classified as vertical (90 degrees), inclined (above 45 degrees) and flat (up to 45 degrees), depending on the slope angles. In most cases, the slopes connect the working horizons of the mine with each other, and their height can reach from 10 M to 20 m, in some cases up to 25 meters.

The cross-sectional shapes and main dimensions of" climbing " excavations are selected depending on the tasks they perform (for exploration, mining, equipment and lifting of materials up, for ventilation purposes, etc.). Depending on the strength and stability of the rocks on which the Ascent will be made, their shapes will be rectangular or round.

In this article, we will share the optimal and safe way to navigate the ups and downs of underground mining in the Akbakai mining and processing complex.

Түйінді сөздер: бұрғылап жару жұмыстарының паспорты, жарылғыш заттектер, жарылыстың түрі, желдету.

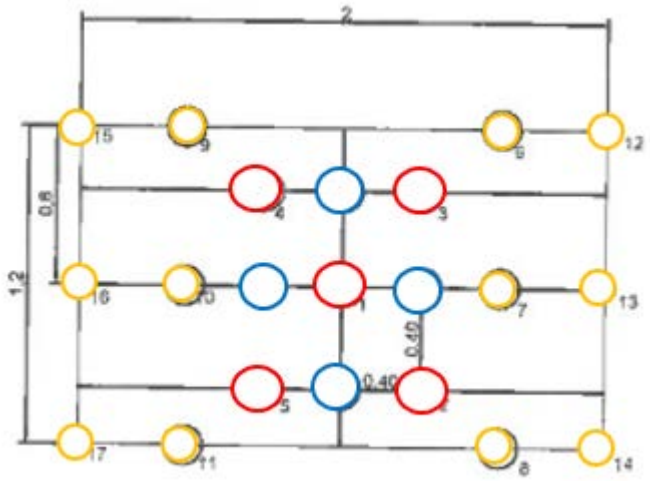
Key words: passport of drilling operations, explosives, type of explosion, ventilation.

Тау-кен қазбаларын өту үшін қолданылатын жарылғыш заттардың (ЖЗ) кеніштің шаңдық-газдық режимдерін, қазба салынатын таужынысы сілемдерінің геомеханикалық шарттарын және қазбаға келетін су келімдерінің мөлшерін ескере отырып, жұмыс қабілетілігі және тығыздығы жоғары, химиялық құрамы тұрақты және бағалары қолжетімді түрлерін таңдап алу керек.

Ақбақай тау-кен байыту кешенінде жерасты тау-кен қазбаларын өту барысында сынақтан өтіп, қолданылып келе жатқан жарылғыш заттек түрлері: аммонит 6ЖВ (0,2кг), магнум (0,6кг), аммиакты селитра (кеуекті). Өрлемені жүру барысында осы жарылғыш заттектер түрін қолданатын боламыз.

Өрлеме қазбасын өту кезінде тәжірибе жүзінде, шпурларға қоздырғыш ретінде патрондалған жарылғыш заттар қолданылады. Олардың диаметрлері 32 мм және 70 мм, ал массалары 200 және 600 грамм болады. Ал негізгі жарылғыш заттек – аммиакты селитраның кеуекті түрі (пористый) қолданылады. Жарылыс жұмыстарына бәсеңдеткіштер (искраш) мен электродетонаторлар (эд-8) қолданылады. Бұл ЖЗ жиынтығы әрі қуатты, әрі экономикалық жағынан тиімді (арзан).

Бұрғылау паспорты тау-кен массивінің физико-механикалық қасиеттеріне сүйене отырып жасалынады.



Сурет 1 – Өрлемені бұрғылау паспорты (қызыл – үңгіме шпурлар, көк – бос қуыс, сары – қосымша шпурлар).

Үңгіме шпурлардың диаметрі – 76 мм.

Бос қуысты шпурлар диаметрі – 89 мм.

Қосымша шпурлар диаметрі – 52 мм.

Өрлемені паспортқа сай бұрғылап болған соң, оқтау жұмыстары басталынады. Шпурларды оқтау сығылған ауа көмегімен жүзеге асырылады. Бірінші кезекте үңгіме шпурлар, одан кейін қосымша шпурлар оқталынады. Оқтау барысында 0-ден бастап 4000 м/с дейінгі бәсеңдеткіштер қолданылады.

№1 шпур – 0 м/с.
№2 шпур – 500 м/с.
№3 шпур – 1000 м/с.
№4 шпур – 1500 м/с.
№5 шпур – 2000 м/с.
№6,7,8 шпур – 2500 м/с.
№9,10,11 шпур – 3000 м/с.
№12,13,14 шпур – 3500 м/с.
№15,16,17 шпур – 4000 м/с.

Үңгіме шпурларға жарылғыш заттек көлемі келесі формуламен есептелінеді:

$$V_{\text{жз}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho = \frac{3.14 \cdot 0.076^2}{4} \cdot 1100 = 5 \; кг/м$$

Қосымша шпурларға жарылғыш заттек көлемі келесі формуламен есептелінеді:

$$V_{\text{жз}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho = \frac{3.14 \cdot 0.052^2}{4} \cdot 1100 = 2{,}3 \; кг/м$$

Ақбақай тау-кен байыту кешеніндегі жүріліп жатқан өрлемелер биіктігі орташа есеппен 15 м құрайды. Осы арақашықтықты 2 рет жару әдісімен нәтижеге қол жеткізетін боламыз.

Бірінші кезекте 7,0 м оқталынады. Осыған орай бірінші жарылыс жұмысына керекті ЖЗ мөлшерін келесідей анықтаймыз:

Үңгіме шпурлар саны – 5 дана. Шпур тереңдігі – 7 м. 1 м шпурға кететтін ЖЗ мөлшері – 5 кг/м. Оқтаған кезде 1 м жеткізбей оқтаймыз, өйткені тығынның тереңдігі 1 м.

Сонда, $V_{\text{ү}} = (5 \cdot 6) \cdot 5 = 150 \; кг.$

Қосымша шпурлар саны – 12 дана. Шпур тереңдігі – 7 м. 1 м шпурға кететтін ЖЗ мөлшері – 2,3 кг/м. Оқтаған кезде 1 м жеткізбей оқтаймыз, өйткені тығынның тереңдігі 1 м.

Сонда, $V_{\text{қ}} = (12 \cdot 6) \cdot 2{,}3 = 165{,}6 \approx 166 \; кг.$

Жалпы бірінші кезекті жарылысқа кететін ЖЗ мөлшері мен қоздырғыш түрлері:
Магнум – 3,0 кг.
Аммонит 6ЖВ – 2,4 кг.
Аммиакти силитра – 316 кг.
Искра-Ш бәсеңдеткіші – 17 дана.
Электродетонатор – 1 дана.

Сурет 2 – Бірінші кезекті шпурларды оқтау барысы.

Сурет 3 – Жарылыс жұмыстарынан кейін.

Екінші кезекте 8,0 м оқталынады. Осыған орай екінші жарылыс жұмысына керекті ЖЗ мөлшерін келесідей анықтаймыз:

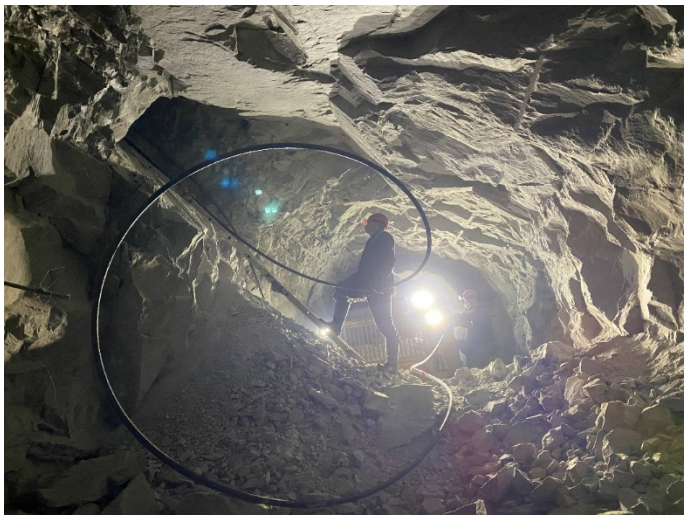
Үңгіме шпурлар саны – 5 дана. Шпур тереңдігі – 8 м. 1 м шпурға кететтін ЖЗ мөлшері – 5 кг/м. Оқтаған кезде 1 м жеткізбей оқтаймыз, өйткені тығынның тереңдігі 1 м.

Сонда, $V_{Ү} = (5 \cdot 7) \cdot 5 = 175$ *кг*.

Қосымша шпурлар саны – 12 дана. Шпур тереңдігі – 8 м. 1 м шпурға кететтін ЖЗ мөлшері – 2,3 кг/м. Оқтаған кезде 1 м жеткізбей оқтаймыз, өйткені тығынның тереңдігі 1 м.

Сонда, $V_{К} = (12 \cdot 7) \cdot 2{,}3 = 193{,}2 \approx 193$ *кг.*

Жалпы бірінші кезекті жарылысқа кететін ЖЗ мөлшері мен қоздырғыш түрлері:
Магнум – 3,0 кг.
Аммонит 6ЖВ – 2,4 кг.
Аммиакти силитра – 368 кг.
Искра-Ш бәсеңдеткіші – 17 дана.
Электродетонатор – 1 дана.



Сурет 4 – Екінші кезекті шпурларды оқтау барысы.

Сурет 5 – Жарылыс жұмыстарынан кейін.

Ақбақай тау-кен байыту кешенінде өрлеме қазбасын өту барысында үрлеме желдету әдісі қолданылады. Желдетуге қажетті ауа мөлшерлерін бірнеше факторлар Қазбаны желдетуге қажетті ауа мөлшері қазба забойында жұмыс істейтін адамдардың саны бойынша, шаңнан қазбаны тазартуға қажетті ауа көлемі бойынша, жарылғыш заттың қолданылу мөлшеріне байланысты есептелді. Есептелген әрбір факторлардың мәндерін талдай келе, ең үлкен мәнді қабылданды Qш = 27,5 м3 /с. Өрлеме қазбасын желдетуге қажетті ауа мөлшері есептелгеннен кейін, осы анықталған ауа өнімділігін (Qш=27,5 м3 /с) артығымен бете алатын ВМ-5М маркалы желдеткіш түрі қабылданды және осы желдеткіш түрімен желдету жұмыстары жүзеге асырылады. Желдету құбырының диаметрі 500мм.

Үш реттік эксперименттік жарылыс жұмыстары ойдағыдай өтті, қазіргі таңда Ақбақай тау-кен байыту кешеніндегі жерасты тау-кен қазбаларында өрлемелерді осы жаңа әдіспен жүріп жатыр.

Қорытынды. Бұл мақалада Ақбақай тау-кен байыту кешеніндегі жерасты тау-кен қазбаларында жүрілетін өрлеме қазбаларын оңтайлы әрі қауіпсіз әдіспен жүру мәселесі талқыланды. Экспериментті жұмыс нәтижесі экономикалық жағынан тиімді және тау-кен массасының өнімділігінің өсуінеде үлкен үлесін қосты. Өрлемені бұрғылау паспортынан бастап, жарылыс түріне дейін өзгертілді. Шпурларды оқтау сығылған ауа көмегімен жүргізіледі. Екі ретті жарылыс түрі қолданылатын болды. Жарылыс жұмыстарынан кейін үрлеме желдету әдісімен қазба желдетіледі. Желдеткіш ретінде ВМ-5М маркалы желдеткіш түрі таңдалынды. Бұрғылап жару жұмыстарын оңтайландыру барысында жұмысшылардың қауіпсіздігі алға қойылды, өйткені Алтыналмас компаниясы үшін басты байлық – жұмысшылар.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Бегалинов Ә. Тау-кен ісінің негіздері/ Оқулық. ҚР Жоғарғы оқу орындарының қауымдастығы. Алматы: «BOOKPRINT» ЖШС баспасы, 2016.

2 Бегалинов Ә. Шахта және жерасты ғимараттары құрылысының технологиясы/ II-том, - Алматы: «ҚазҰТУ», -2011.

3 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело/ «Print-S», 2012.

4 Сердалиев Е.Т. Тау-кен ісіндегі бұрғылау-жару жұмыстары/ Оқу құралы. Алматы, ҚазҰТУ, 2009.

5 Ақбақай тау-кен байыту кешенінің жерасты жұмыстарына арналған локальды жобасы.

Код МРНТИ 52.29.29

АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНДАҒЫ КОНТУРЛЫҚ БҰРҒЫЛАП ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫН ОҢТАЙЛАНДЫРУ

Н. Ғ. Ағыбаев
Қаныш Имантайұлы Сатпаев атындағы қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті.
Алматы қаласы, Қазақстан.

Ашық тау-кен жұмыстары деп пайдалы қазбаларды өндіруге, үйінділер мен үймелерді, қазаншұңқырларды және басқа да қазындыларды салуға бағытталған жер бетінен басталатын жұмыстардың жиынтығын атайды. Пайдалы қазбаларды ашық әдіспен өндіру дегеніміз қатты минералды шикізаттарды жер бетінен бастап ашық тау-кен жұмыстарымен өндіру. Ашық кеніш, карьер – пайдалы қазбаларды ашық әдіспен өндіру кезінде пайда болатын жер қыртысындағы ойықтар (ашық кеңістіктер). Қазіргі ашық тау-кен жұмыстары толық механикаландырылған. Сондықтан, карьердегі бұрғылап жару жұмыстарының мақсаты машина мен механизмдердің жұмысына қопсытылған тау-кен массасын қамтамасыз ету болып табылады.

Ашық тау-кен жұмыстарында бұрғылап жару жұмыстарын жүргізген кезде тау жынысының қопсығанына, төменгі горизонттағы жер беткейінің бір келкі шығуына және кемерлердің беткейіне көп көңіл бөледі. Кемер беткейінің бір келкі жоспарлаған градуста жасалынып шығуы болашақта карьер неғұрлым тереңдеген сайын оның қауіпсіздігінің жоғары болуына алып келеді. Яғни кемер беткейінің опырылып кету қауіпін болдырмайды. Бұл мақалада осы кемер беткейінің бір келкі шығуын экономикалық тиімді және оңтайлы әдіспен жүзеге асыру жөнінде талқылайтын боламыз.

Түйінді сөздер: бұрғылап жару жұмыстарының паспорты, жарылғыш заттектер, жарылыстың түрі, кемер беткейі, контурлық бұрғылау және оны жару.

Ашық тау-кен жұмыстарында кемер беткейін жоспардағы градусқа сай бір келкі шығару мақсатында әр өндіріс алаңында түрлі амалдар жасалынып жатыр. Солардың бірі Ақбақай жобасында Олимпийское кен орнындағы Южный карьерінде қолданылып келеді. Биіктігі 15 метрге тең кемерді үш бөліп ату арқылы жоспарлайды. Жоспарланған локальді жобаға сай кемер беткейін ойдағыдай шығару мақсатында келесі жұмыстар жүргізіледі:

1. Маркшейдерлік түсірілім.
2. Бұрғылау жұмыстарына арналған паспорт.
3. Бұрғыланған ұңғымаларды паспортқа сай қабылдап алу.
4. Жару жұмыстарына арналған паспорт.
5. Ұңғыларды оқтау.
6. Қауіпсіздік талаптарына сай жарылыс жұмыстарын жүргізу.

Южный карьерінде жүргізіліп жатқан бұрғыланатын ұңғылардың өлшемдері:

1. Ұңғы диаметрі 115 мм.
2. Қатар арасы 2,7 м.
3. Ұңғылар арасы 3,0 м.
4. Ұңғы тереңдігі 5 м.
5. Аса бұрғылау 0,5 м.
6. Бірінші негізгі ұңғылармен контурлық ұңғылар арасы 2,4 м.
7. Контурлық ұңғылар арасы 1,2 м.
8. Контурлық ұңғының құлау бұрышы 75 градус.

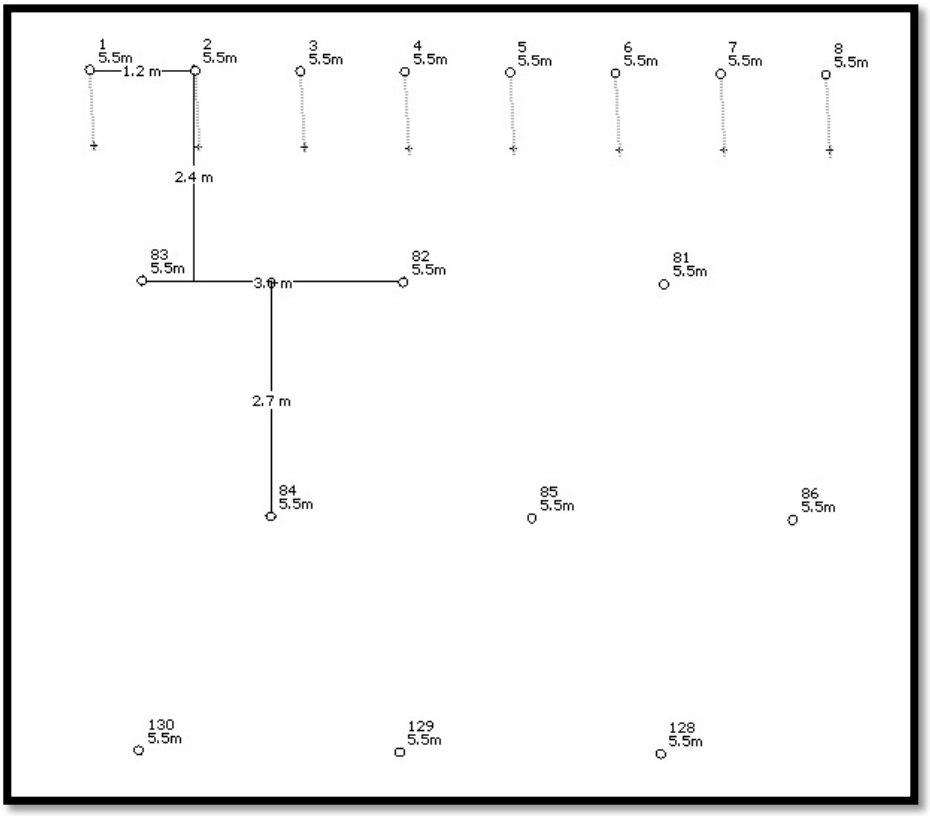
Ұңғыларды оқтау жұмыстары екі түрлі әдіспен жүргізіледі. Жалпы ұңғылардың оқталу әдісі келесі формуламен есептелінеді:

$$V_{\text{жз}} = \frac{\pi \cdot d^2}{4} \cdot \rho = \frac{3.14 \cdot 0.115^2}{4} \cdot 880 = 9{,}1 \text{ кг}$$

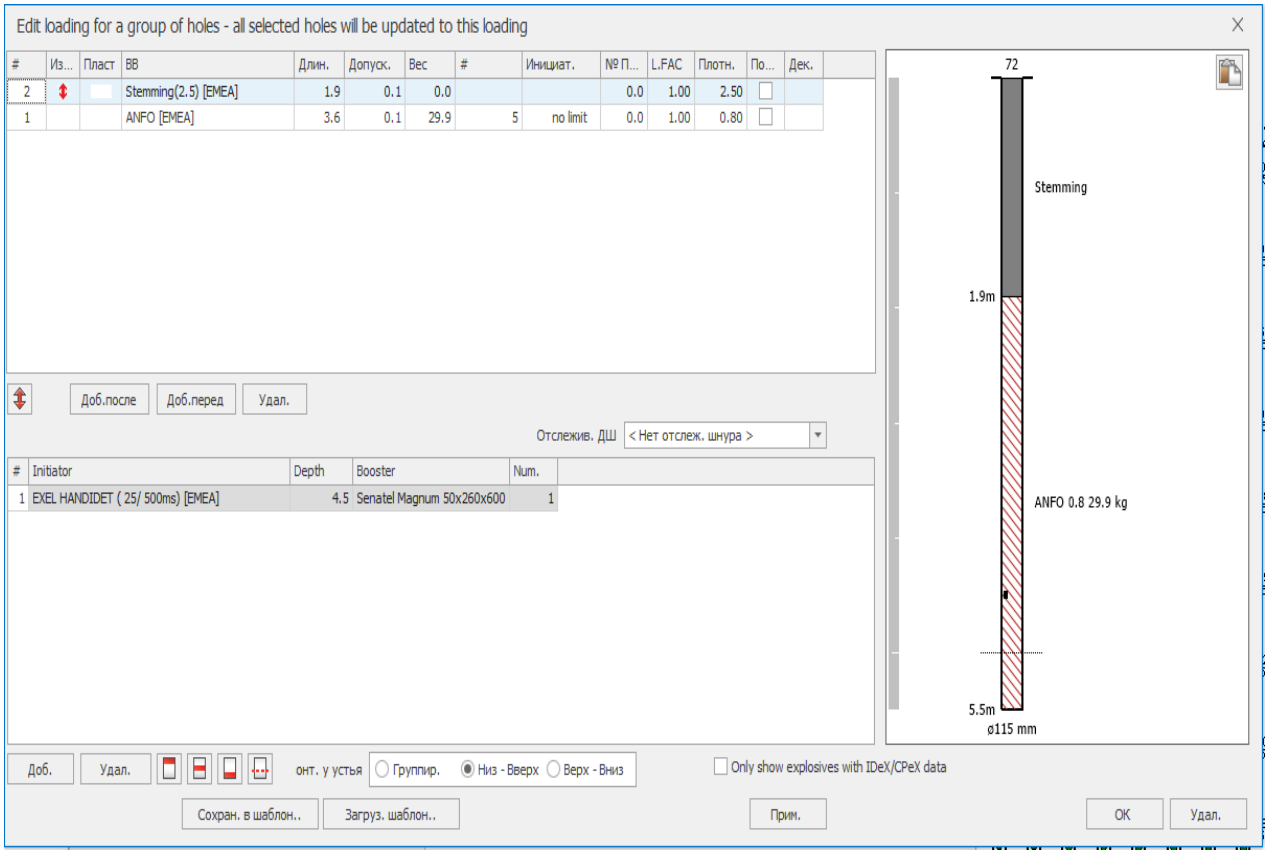
Яғни, 1 метр ұңғы бойына 9,1 кг жарылғыш заттек кетеді. Ұңғылардың тереңдігі орташа есеппен 5,5 метр болғандықтан оқталатын ұңғы тереңдігі 4 м, сонда бір ұңғыға кететін жарылғыш заттек мөлшері келесідей:

$$V_{\text{ұ}} = 4 \cdot 9.1 = 36{,}4 \text{ кг}$$

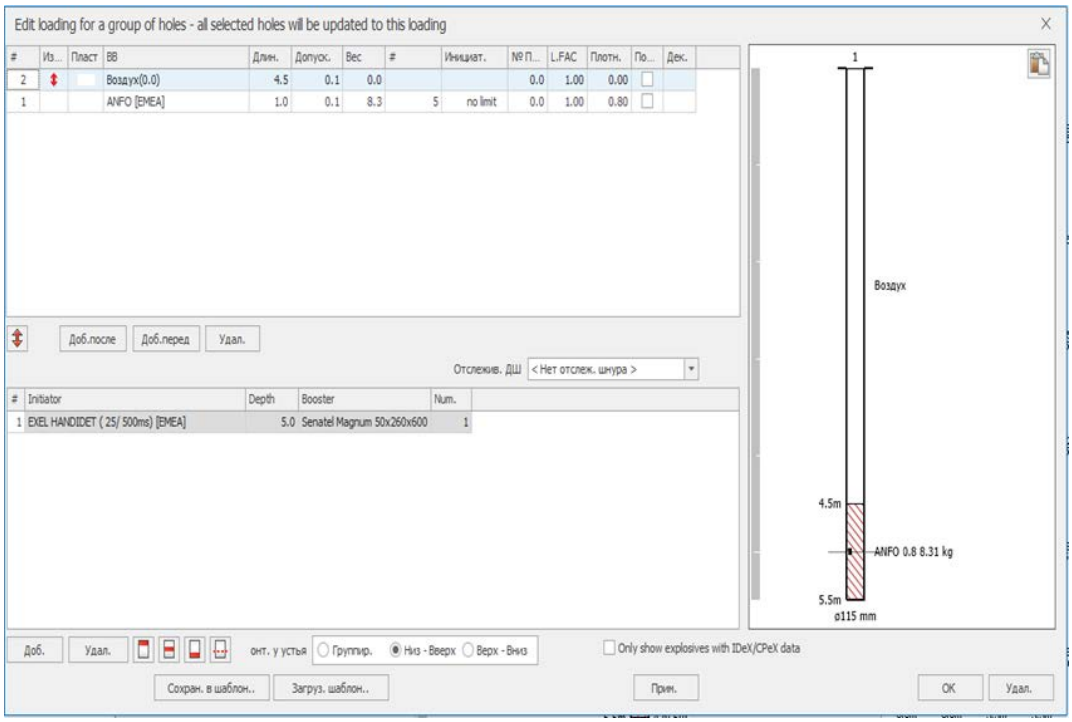
Контурлық ұңғыларды оқтау әдісі келесідей, яғни бұрғыланған ұңғыларды 1 метр тереңдікте оқтап, тығын салмау болып табылады. Сонда 1 ұңғыға кететін жарылғыш заттек мөлшері 9,1 кг тең. Оқтау әдісі келесі суретте көрсетілген.



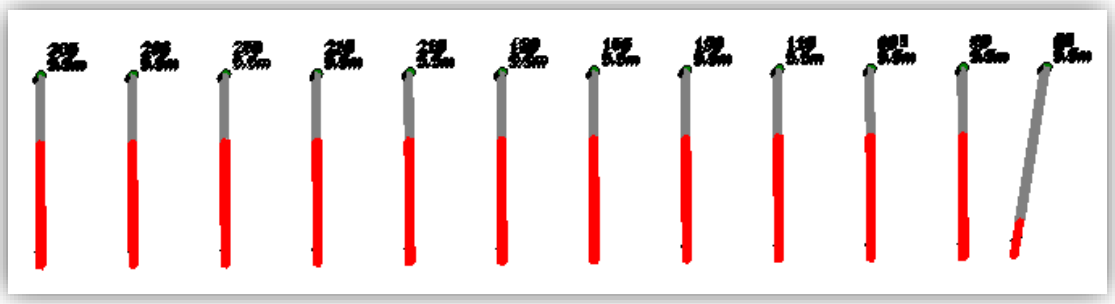
Сурет 1 – Бұрғылау жұмыстарының параметрі



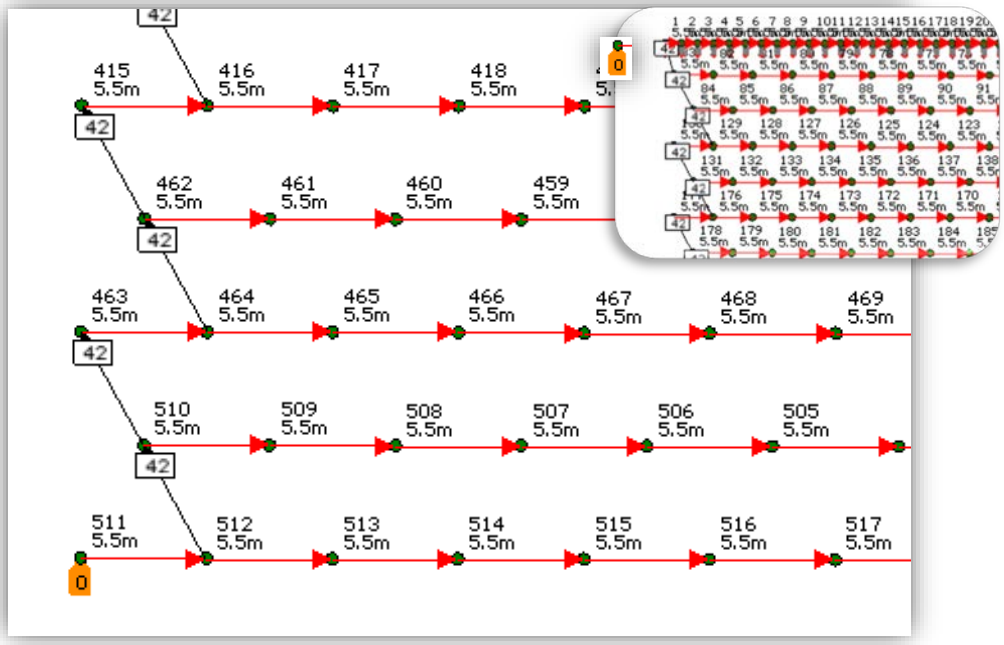
Сурет 2 – Жалпы ұңғылардың оқталу үлгісі



Сурет 3 – Контурлық ұңғылардың оқталу үлгісі



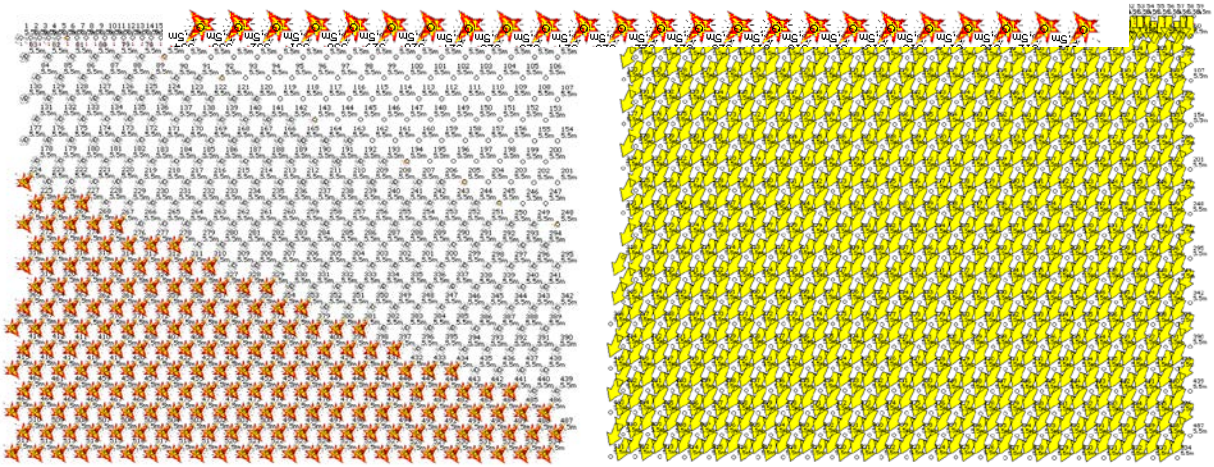
Сурет 4 – Ұңғылардың жалпы көрінісі



Сурет 5 – Оқталған ұңғыларды монтаждау үлгісі

Жарылғыш заттек ретінде Аммиакты силитраның кеуекті түрін, қоздырушы ретінде Магнум Сенетал жарылғыш заттегін қолданамыз. Монтаждау жұмыстарына EXEL-9м дүмпіткіштерді қолданамыз. Монтаждау жұмыстары екі жақты қоздыру әдісімен орындалады.

Монтаждау жұмыстары әдетте блоктың орналасу түріне байланысты, кен денесінің жатуына байланысты түрлі әдіспен жоспарланады. Басты мақсат жарылыс жұмыстарын жақсарту, кен денесін қопсытуды жоғарлату, құнарсыздану мен жоғалымды азайту болып табылады.



Сурет 6 – Жарылыс кезінде тау жынысының ығысу сұлбасы

Қорытынды

Ақбақай жобасындағы ашық тау-кен жұмыстарында жүргізіліп жатқан бұрғылап жару жұмыстарында түрлі экспериментті жарылыс жұмыстарын жүргізу арқылы экономикалық тиімді және жару жұмыстарын оңтайланыдыруға қол жеткіздік. Бұл болашақта карьер төмендеген сайын техника мен жұмысшылардың қауіпсіз жұмыс жасауына септігін тигізетін болады. Біз қаржы жағынан арзан жарылғыш заттектерді қолдана отырып жақсы нәтиже көрсете білдік, бұл жобаның экономикалық шығынын азайтуға көп көмегін береді және 1 м3 тау жынысын игеруге кететін өзіндік құнын азайтуға септігін тигізеді. Бұрғылап жару жұмыстарын оңтайландырудың мақсаты экономикалық шығынды азайту және жұмысшылардың қауіпсіздігін қамтамасыз ету, өйткені Алтыналмас компаниясы үшін басты байлық – жұмысшылар.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Бегалинов Ә. Тау-кен ісінің негіздері/ Оқулық. ҚР Жоғарғы оқу орындарының қауымдастығы. Алматы: «BOOKPRINT» ЖШС баспасы, 2016.

2 Битимбаев М.Ж., Шапошник Ю.Н., Крупник Л.А. Взрывное дело/ «Print-S», 2012.

3 Сердалиев Е.Т. Тау-кен ісіндегі бұрғылау-жару жұмыстары/ Оқу құралы. Алматы, ҚазҰТУ, 2009.

4 Ақбақай тау-кен байыту кешенінің ашық тау-кен жұмыстарына арналған локальды жобасы.

Код МРНТИ 52.13.15

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННЫХ ПОРОД ШПУРОВЫМИ ЗАРЯДАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЧИСЛЕННОГО МЕТОДА

А.А. Орынбай[1], А.Е. Куттыбаев[2], А.Е. Алибаев[2], Н.М. Кожахметова[3]

[1]Energo University, г. Алматы, Казахстан.

[2]Satbayev University, г. Алматы, Казахстан.

[3]Шиелийский индустриально- аграрный колледж, Кызылординская Область, Чиилийский Район, Шиелийский С.О., С.Шиели,

В статье описан аналитический метод определения гранулометрического состава взорванной горной массы при шпуровой отбойке пород в горизонтальной подземной выработке. Он базируется на учете размеров зон интенсивного дробления пород вокруг шпурового заряда и содержания естественных отдельностей в массиве пород. Радиусы зон интенсивного дробления рассчитываются по заданным физико-механическим свойствам взрываемых пород и физико-химическим характеристикам применяемых взрывчатых веществ. Приведен численный подход определения площади, занимаемой зонами дробления на поверхности выработки для определения точного объема раздробленной породы первого класса.

Ключевые слова: предельный радиус взрывной полости, радиусы зон дробления, содержание естественных отдельностей, объемы интенсивного дробления, автоматическое определение гранулометрического состава взорванных пород.

Производительность горнотранспортного оборудования на рудниках во многом предопределяется качеством подготовки горной массы к выемке. Качество горной массы характеризуется рядом технологических параметров взорванных пород. Среди них важная роль отводится достигнутой после взрыва кусковатости пород и распределению кусков по размерам в развале. Они наиболее полно могут быть представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций во взорванной массе. В связи с этим результаты взрыва должны быть рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состав пород с целью управления ими в процессе взрывания [1].

Для создания теоретической базы исследований подобного назначения рассмотрим принципы формирования кусков пород по размерам в различных слоях пород, начиная от зоны интенсивно раздробленной их части. Для этого объем $V_{др}$ интенсивно раздробленной породы (рис. 1, 2а) необходимо разбить на отдельные части по крупности кусков, содержащихся в нем. Основой для этого служат экспериментальные данные, полученные при взрыве метрового уступа, сложенного из нетроцветных глин. В результате анализа этих данных установлено, что линейный размер кусков вблизи контура зоны мелкого дробления в своем большинстве составляет $2r_0$ [2] (рис. 2). В связи с этим расстояние между трещинами на внутренней границе зоны радиальных трещин, т.е. продольный размер куска пород в первом приближении можно принять равным:

$$b_2 = 2 \cdot r_o . \qquad (1)$$

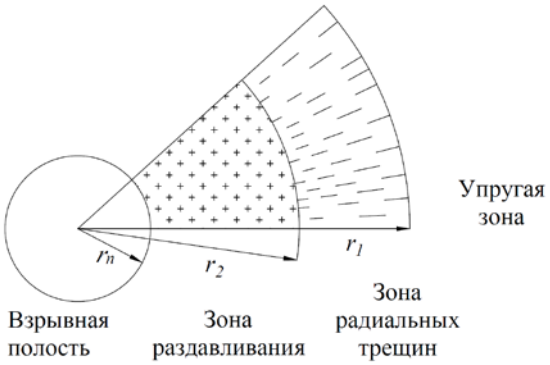


Рисунок 1 – Структура зон разрушения вокруг взрывной полости

Тогда в соответствии с закономерностью (5) расстояние между трещинами на внешней границе рассматриваемой зоны, т.е. продольный размер куска пород составит:

$$b_1 = b_2 \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} . \qquad (2)$$

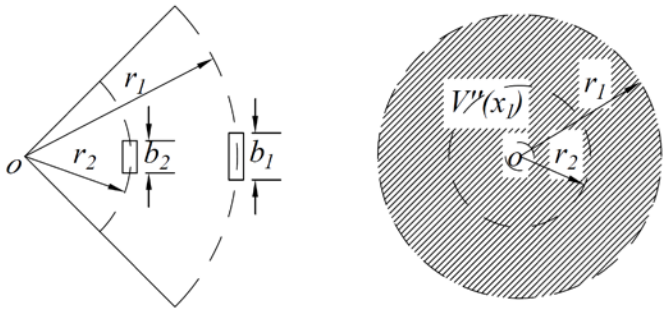


Рисунок 2 – Распределение интенсивно раздробленных кусков пород
а – размеры кусков пород (b_2, b_1) на границах зон мелкого дробления (r_2) и радиальных трещин(r_1); *б* – расположение классов пород по крупности $V''(x_1)$ в зоне интенсивного дробления.

Расчеты показывают, что при применении шпуров радиусом r_0=0,025 м весь объем зоны мелкого дробления состоит из кусков размером до 0,05 м, а зона радиальных трещин содержит куски размером 0,051÷0,150 м.

При шпуровой отбойке взорванную массу по размерам кусков обычно делят на 7 классов с шагом 0,15 м. К первому классу относят куски размером до 0,15 м, ко второму классу – куски размером 0,16–0,30 м, к третьему классу – куски размером 0,31–0,45 м, к четвертому классу- куски размером 0,46–0,60 м и к седьмому классу- куски с размером более 0,91 м.

Как показывают приведенные данные к первому классу (0–0,15 м) крупности следует отнести весь объем пород зон раздавливания и радиальных трещин, а ко второму (0,16–0,30 м) и остальным классам крупности – оставшийся объем породы за пределами зоны интенсивного разрушения. Такое расположение интенсивно раздробленных кусков

пород по классам крупности показано на рис 2 б.

При рациональном расположении шпуровых зарядов различного назначения (см. рис. 3б), объем интенсивно раздробленной породы отбиваемого слоя массива пород будет равняться сумме объемов интенсивно раздробленной породы вокруг врубовых, отбойных и оконтуривающих шпуров.

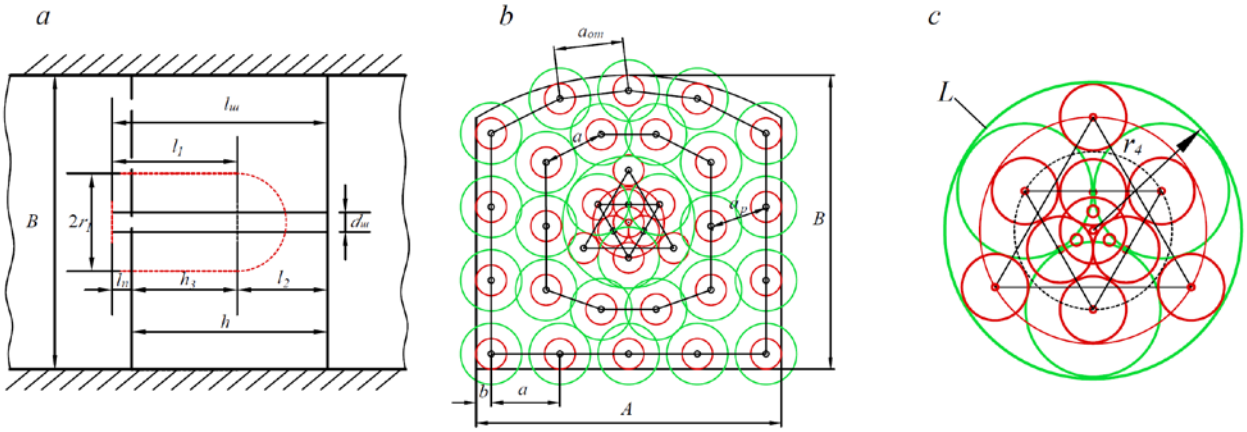


Рисунок 3 – Параметры расположения одного заряда (а), группы зарядов ВВ (б) и врубовой полости (в) в горизонтальной подземной выработке

Для врубовых зарядов, т.е. врубовой полости радиус зоны интенсивного дробления будет равен радиусу зоны смешанно дробления во врубе, т. е. цилиндрического вруба:

$$r_4 = r_3 + r_2 \approx 4,3r_2\,, \tag{3}$$

где r_3 – радиус зоны мелкого дробления во врубе, м.

$$r_3 = \frac{4}{\sqrt{3}} r_2 + r_2 \approx 3,3r_2\,. \tag{4}$$

Объем интенсивно раздробленной породы врубовой полости:

$$V_в^{"}(x_1) = \pi r_4^2 (h_3 + r_2) \text{ или } V_в^{"}(x_1) = \pi r_3^2 (h_3 + r_2)\,, \tag{5}$$

где $V_в^{"}(x_1)$ – объем пород первого (x_1) класса крупности в зоне интенсивного дробления врубовой полости.

Объем интенсивно раздробленной породы вокруг отбойных шпуров:

$$V_{от}^{"}(x_1) = \pi r_1^2 (h_3 + r_2) N_{от}\,, \tag{6}$$

где $N_{от}$ – количество отбойных шпуров, шт.

Объем интенсивно раздробленной породы вокруг оконтуривающих шпуров:

$$V_{ок}^{"}(x_1) = \pi r_1^2 (h_3 + r_2) N_{ок} - \frac{r_1^2}{2}(\beta - \sin\beta)(h_3 + r_2)(N_{ок} - N_y) - \\ - r_1^2 (\beta - \sin\beta)(h_3 + r_2) N_y\,, \tag{7}$$

где $N_{ок}$ – количество оконтуривающих шпуров, шт., N_y – количество оконтуривающих шпуров в углах сечения выработки, $N_y = 4$ шт., β – угол сегмента зоны радиальных трещин оконтуривающей скважины, выходящей за контур сечения выработки, $\beta = 2\arccos(r_2 \cdot r_1)$.

Следовательно весь объем интенсивно раздробленной породы (первого класса) при рациональном расположении шпуровых зарядов в горизонтальной горной выработке составит:

$$V''(x_1) = V_в^{"}(x_1) + V_{ок}^{"}(x_1) + V_{от}^{"}(x_1) \quad (8)$$

где $V''(x_1)$ – объем пород первого (x_1) класса крупности в зоне интенсивного дробления массива.

В зависимости от радиусов зон мелкого дробления и трещинообразования зоны интенсивного дробления оконтуривающих и отбойных шпуров могут перекрывать друг друга. Это может привести к погрешности при вычислении объема интенсивно раздробленной породы всего отбиваемого слоя. Поэтому объем интенсивно раздробленной породы (первого класса) при рациональном расположении шпуровых зарядов в горизонтальной горной выработке можно записать:

$$V''(x_1) = S_{т_1} \cdot (h_3 + r_2), \quad (9)$$

где $S_{т_1}$ – площадь зоны радиальных трещин в сечении выработки, м^2.

Далее для определения более точного объема зоны интенсивного дробления с учетом перекрытия радиальных трещин в оконтуривающих и отбойных шпурах применяется одна из вариаций метода численного интегрирования. Для этого необходимо построить сетку из квадратов произвольно малой площади на поверхности сечения выработки и определить принадлежность каждого квадрата сетки к зоне радиальных трещин шпуров. Задача решается при помощи программного обеспечения рис. 4. Для реализации этого метода предложено использовать сетку квадратов с шагом 5 мм. Далее в автоматическом режиме определяется находится ли каждая из квадратов сетки в зоне радиальных трещин согласно схеме. В случае их принадлежности зоне радиальных трещин они суммируются. В следствии чего получаем общую площадь радиальных трещин на фронтальной поверхности горизонтальной подземной выработки. Расположение шпуров и зоны радиальных трещин хорошо показаны на рис. 3.

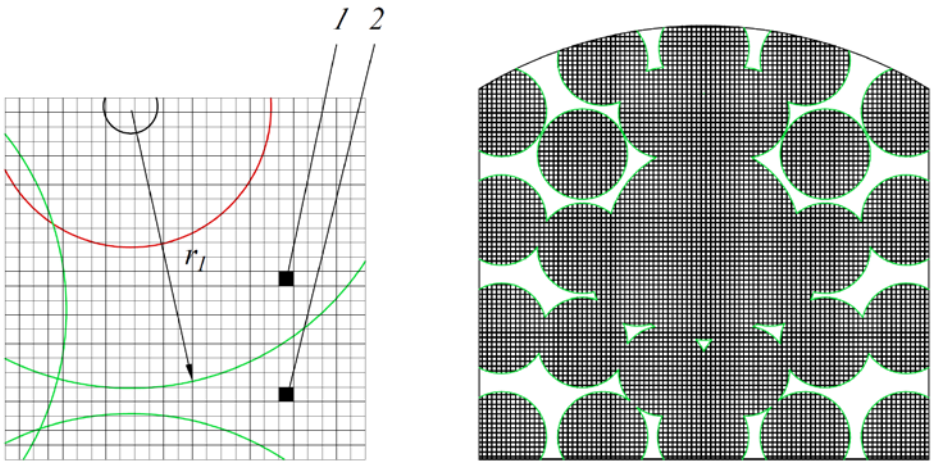


Рисунок 4 – Пример определения площади зоны интенсивного дробления методом численного интегрирования: 1 – квадрат, входящий в зону интенсивного дробления, 2 – квадрат, не входящий в зону интенсивного дробления. (а) – квадратная сетка для определения площади зоны интенсивно раздробленной породы, (б) – зона интенсивно раздробленной породы

Таким образом:

$$S_{т_1} = \sum_{i=0}^{k} s_i, \quad (10)$$

где s_i – площадь квадрата сетки которая принадлежит зоне радиальных трещин шпуров, м^2

При вычислении объема пород рассматриваемого класса крупности во всем взрываемом слое к нему необходимо присоединить соответствующие естественные отдельности, содержащиеся в остальной части взрываемого слоя. Этот объем пропорционален их содержанию в массиве (табл. 1). Таким образом, объем первого класса крупности во всей взорванной породе определяются по формуле:

$$V'(x_1) = V''(x_1) + p(x_1)\left[V - V''(x_1)\right]. \quad (11)$$

где V - объем породы взрываемого слоя массива; $V''(x_1)$ - объем интенсивно раздробленной породы *1* -го класса ($i \leq 3$); $V'(x_i)$ - весь объем породы *i* -го класса после взрыва; $p(x_i)$- содержание кусков *i* –го класса в массиве, дол. ед.;

Таблица 1 – Гранулометрический состав отдельностей в массиве пород

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности (средний диаметр отдельности, м)	Содержание в массиве (%) отдельностей размером (м)						
		<0,15	0,16–0,30	0,31–0,45	0,46–0,60	0,61–0,75	0,76–0,90	>0,91
I	Мелкоблочные (d_e=0,1м)	63,97 63,97	17,43 18,39	4,75 4,12	1,30 1,08	0,35 0,27	0,10 0,07	0,03 0,015
II	Среднеблочные (d_e=0,3м)	36,03 36,03	23,39 28,05	15,18 14,78	9,85 9,03	6,39 5,41	4,15 3,04	2,69 1,35
III	Крупноблочные (d_e=0,5м)	16,09 16,09	15,64 23,36	15,19 17,85	14,76 15,52	14,34 13,27	13,94 10,65	13,54 6,77
IV	Весьма крупноблочные (d_e=0,7м)	6,71 6,71	8,50 17,71	10,78 16,4	13,66 16,98	17,31 17,59	21,94 17,41	27,81 13,90

Последующие классы пород по крупности (более 0,15 м) образуются вследствие расчленения пород взрываемого блока на естественные отдельности во второй стадии взрыва т.е., как сказано выше, формируются в зоне пассивного дробления под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва. При этом происходит расчленение взрываемого слоя на естественные отдельности (в первой стадии взрыва) с незначительным их дроблением. Последнее реализуется за счет соударения кусков пород при перемещении во второй и третьей стадиях взрыва.

Для определения объема сокращения крупных кусков в общей массе примем следующие предположения. Куски пород размером более 0,91 м в результате соударения в общем объеме сократятся на одну вторую (1/2) своего первоначального значении (см. формулу (10)). Раздробленная часть этих кусков распределяется по нижним классам (0,16-0,9 м), т. е. к ним прибавляется 1/2 часть содержания самых крупных кусков. Процентное содержание кусков в шестом классе (0,76-0,9 м) уменьшится на 1/3 своего первоначального значения. Его раздробленная часть прибавляется к нижним классам (0,16-0,75 м). Иначе говоря, доля этого класса увеличится еще на 1/10 содержания предыдущего класса. Доля кусков в пятом классе (0,61-0,75) уменьшится на одну четвертую первоначального значении. Эта доля прибавится ко второму, третьему и четвертому классам крупности (0,16-0,6). Структура кусков пород размером до 0,15 м не претерпевает изменений. В целом описанное перераспределение кусков пород во второй и третьей стадиях взрыва можно записать в виде:

$$
\begin{aligned}
q(x_2) &= p(x_2) + \frac{1}{6}p(x_3) + \frac{1}{10}p(x_4) + \frac{1}{12}p(x_5) + \frac{1}{12}p(x_6) + \frac{1}{10}p(x_7)\\
q(x_3) &= \frac{5}{6}p(x_3) + \frac{1}{10}p(x_4) + \frac{1}{12}p(x_5) + \frac{1}{12}p(x_6) + \frac{1}{10}p(x_7)\\
q(x_4) &= \frac{4}{5}p(x_4) + \frac{1}{12}p(x_5) + \frac{1}{12}p(x_6) + \frac{1}{10}p(x_7)\\
q(x_5) &= \frac{3}{4}p(x_5) + \frac{1}{12}p(x_6) + \frac{1}{10}p(x_7)\\
q(x_6) &= \frac{2}{3}p(x_6) + \frac{1}{10}p(x_7)\\
q(x_7) &= \frac{1}{2}p(x_7)
\end{aligned}
\quad . \qquad (12)
$$

Эти зависимости представляют собой виртуальное содержание естественных отдельностей в массиве пород. Их численные значения приведены в таблице (вторая строка).

Объемы раздробленных пород этих классов прямо пропорциональны произведению их содержания в массиве на разность объемов взрываемого слоя и интенсивно раздробленной породы. Иначе говоря, для объемов искомых классов ($i \geq 2$) имеем:

$$V'(x_i) = q(x_i)\left[V - V''(x_1)\right]. \qquad (13)$$

где $V''(x_i)$ - объем интенсивно раздробленной породы i -го класса ($i \geq 2$); $V'(x_i)$ - весь объем породы i –го класса после взрыва; $q(x_i)$ – содержание кусков i –го класса в массиве, дол. ед.;

Для того чтобы вычислить гранулометрический состав взорванной породы, достаточно разделить полученные объемы (12) и (13) на объем отбиваемого слоя. Тогда содержание отдельных фракций в объеме взрываемого слоя

устанавливается соотношением:

$$p'(x_j) = \frac{V'(x_j)}{V} \qquad (14)$$

где $p'(x_j)$ - содержание j-й фракции во взорванной горной массе, дол. ед.

Система значений $p'(x_j)$, как известно, представляет собой гранулометрический состав взорванной горной массы.

Таким образом, по выражению (14) при заданных физико-механических, структурных свойствах пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметрах и способе взрывания гранулометрический состав взрываемой руды и породы рассчитывается заблаговременно. Отсюда следует, что, изменяя один или одновременно несколько из влияющих факторов, можно активно управлять кусковатостью взрываемой горной массы.

Разработанный теоретический подход к определению гранулометрического состава взорванных горных пород принципиально отличается от известных в литературе [3-14].

Как видно из выражений (13), гранулометрический состав взорванных горных пород сильно зависит от содержания естественных отдельностей в массиве пород. Поэтому установление классов блочности массивов пород или категорий взрываемости пород на рудниках является исключительны важной задачей.

По разработанной программе автоматизированного прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы был проведен расчет для Жезказганских рудников Восточный, Южный и Западный ТОО «Корпорация Казахмыс». Физико-механические свойства пород и характеристики ВВ: порода «серый песчаник», плотность породы ρ = 2670 кг/м^3, скорость звука в породе c = 4300 м/с, $\sigma_{сж}$ = 166 МПа, $\sigma_р$ = 15 МПа, ν = 0,23, $\rho_{вв}$ = 1000 кг/м^3, D = 3500 м/с. Диаметр шпуров 0,054 м. Применены рациональные схемы размещения шпуров в забое горизонтальной подготовительной выработки. Расчетный гранулометрический состав взорванной горной массы приведен в таблице 2.

Таблица 2 – Расчетный гранулометрический состав взорванной горной массы, серый песчаник

Классы массивов по блочности	Массивы по блочности	Содержание во взорванной массе (%) отдельностей размером (м)						
		<0,15	0,16–0,30	0,31–0,45	0,46–0,60	0,61–0,75	0,76–0,90	>0,91
для выработки с сечением 18,14 м^2								
I	Мелкоблочные	87,43	6,08	1,55	0,45	0,12	0,03	0,01
II	Среднеблочные	77,68	8,16	5,30	3,44	2,23	1,45	0,94
III	Крупноблочные	70,72	5,46	5,3	5,15	5,00	4,86	4,72
IV	Весьма крупноблочные	67,45	2,97	3,76	4,77	6,04	7,66	9,7
для выработки с сечением 22,85 м^2								
I	Мелкоблочные	86,54	6,51	1,66	0,49	0,13	0,04	0,01
II	Среднеблочные	76,09	8,74	5,67	3,68	2,39	1,55	1,01
III	Крупноблочные	68,64	5,84	5,68	5,52	5,36	5,21	5,06
IV	Весьма крупноблочные	65,14	3,18	4,03	5,1	6,47	8,2	10,39

Заключение

Разработан аналитический метод определения гранулометрического состава взорванной горной массы при шпуровой отбойке пород с применением численного подхода.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 B.R. Rakishev, A.A. Orynbay, A.B. Mussakhan AUTOMATED FORECASTING OF THE PARTICLE SIZE COMPOSITION OF BLASTED ROCKS DURING BLASTHOLE DRILLING IN HORIZONTAL UNDERGROUND WORKINGS NEWS of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan SERIES OF GEOLOGY AND TECHNICAL SCIENCES ISSN 2224-5278 Volume 3, Number 459 (2023), 222–241 https://doi.org/10.32014/2023.2518-170X.311

2 Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. – Алма-Ата: Наука, 1983. – 240с.

3 A. Hekmat, S. Munoz and R. Gomez, “Prediction of Rock Fragmentation Based on a Modified Kuz-Ram Model,” In: Widzyk-Capehart E., Hekmat A., Singhal R. (eds) Proceedings of the 27th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection - MPES 2018. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-319-99220-4_6

4 F. Faramarzi, H. Mansouri, M.A. Ebrahimi Farsangi, “A rock engineering systems based model to predict rock fragmentation by blasting,” International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Volume 60, 2013, Pages 82-94, https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2012.12.045.

5 V. Shalamanov, V. Pershin, S. Shabaev, D. Boiko, “Justification of the optimal granulometric composition of crushed rocks for open-pit mine road surfacing,” E3S Web Conf. 15 01006 (2017), DOI: 10.1051/e3sconf/20171501006

6 A. D. Campbell & M. J. Thurley (2017): Application of laser scanning to measure fragmentation in underground mines, Mining Technology, DOI: 10.1080/14749009.2017.1296668

7 Huang, J., Asteris, P.G., Manafi Khajeh Pasha, S. et al. “A new auto-tuning model for predicting the rock fragmentation: a cat swarm optimization algorithm,” Engineering with Computers (2020). https://doi.org/10.1007/s00366-020-01207-4

8 Bahrami, A., Monjezi, M., Goshtasbi, K. et al. “Prediction of rock fragmentation due to blasting using artificial neural network,” Engineering with Computers 27, 177–181 (2011). https://doi.org/10.1007/s00366-010-0187-5

9 Dhekne P.Y., Pradhan M., Jade R.K. (2014) Artificial Intelligence and Prediction of Rock Fragmentation. In: Drebenstedt C., Singhal R. (eds) Mine Planning and Equipment Selection. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-319-02678-7_86

10 Ebrahimi, E., Monjezi, M., Khalesi, M.R. and Armaghani, D.J., 2016. Prediction and optimization of back-break and rock fragmentation using an artificial neural network and a bee colony algorithm. Bulletin of Engineering Geology and the Environment, 75(1), pp.27-36. DOI 10.1007/s10064-015-0720-2

11 Enayatollahi, I., Aghajani Bazzazi, A. & Asadi, A. Comparison Between Neural Networks and Multiple Regression Analysis to Predict Rock Fragmentation in Open-Pit Mines. Rock Mech Rock Eng 47, 799–807 (2014). https://doi.org/10.1007/s00603-013-0415-6

12 Oraee K & Asi B (2006) Prediction of Rock Fragmentation in Open Pit Mines, using Neural Network Analysis. In: Cardu M, Ciccu R & Michelotti E (eds.) Mine Planning and Equipment Selection 2006: Proceedings of the Fifteenth International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Fifteenth international symposium on mine planning and equipment selection (MPES 2006), Turin, Italy, 20.09.2006-22.09.2006. http://www.mpes-cami-swemp.com/

13 Gao, W., Karbasi, M., Hasanipanah, M. et al. Developing GPR model for forecasting the rock fragmentation in surface mines. Engineering with Computers 34, 339–345 (2018). https://doi.org/10.1007/s00366-017-0544-8

14 Hasanipanah, M., Amnieh, H.B., Arab, H. et al. Feasibility of PSO–ANFIS model to estimate rock fragmentation produced by mine blasting. Neural Comput & Applic 30, 1015–1024 (2018). https://doi.org/10.1007/s00521-016-2746-1

СЕКЦИЯ 3

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ПЕРВИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ТВЕРДОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

УДК 622.275

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР

А.У. Самадов, Р.М.Сидиков, Н.И.Носиров
Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И.Каримова, г. Алмалык, Узбекистан.

Рудная минерализация представлена сульфидами различных металлов и окислами железа. Окислы железа присутствуют в количестве 1,2 %. Общая доля сульфидных минералов составляет 5,6 %. Основным из них является пирит, доля которого находится на уровне 4,5 %. Количество халькопирита составляет 1,1 %. Остальные сульфиды различных металлов, а также минералы серебра присутствуют в количестве единичных знаков. По количеству сульфидов руда характеризуется как мало-сульфидный тип.

Массовая доля акцессорных минералов составляет 0,7 %. Степень окисления руды, рассчитанная по железу, составила 35 %. Таким образом, проба исходной руды месторождения «Кальмакыр» по степени окисления относится к смешанному типу руд.

Исследования рудных минералов. Исследования рудных минералов исходной пробы руды месторождения «Кальмакар» были выполнены на минералогическом комплексе Qemscan. Предметом исследований являлись брикетные шлифы, изготовленные из материала пробы при разной крупности измельчения: 56 % и 70 % класса - 0,074 mm.

На рисунках 1 и 2 приведены средние размеры основных рудных минералов при различной крупности измельчения руды.

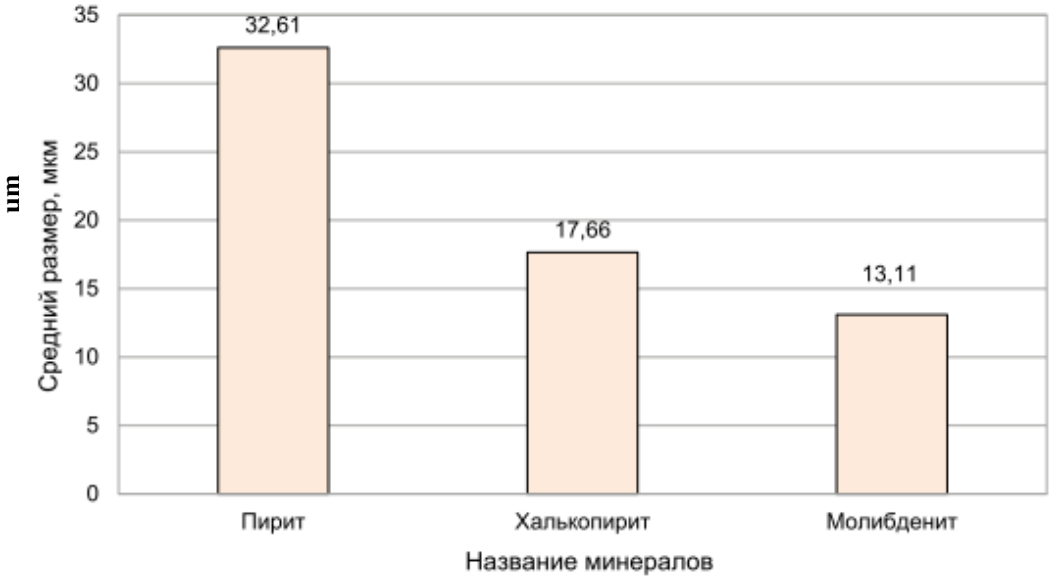


Рисунок 1 – Средний размер зерен основных рудных минералов при крупности 56 % - 0,074 mm

Установлено, что при измельчении средний размер наиболее заметно уменьшается для пирита: с 32,61 до 25,98 μm. Средний размер зерен халькопирита уменьшается незначительно: с 17,66 до 13,76 μm. Молибденит представлен зернами наименьшего размера относительно других минералов, и его средний размер при разной крупности составляет 13,11 и 9,91 μm.

По данным, представленным на рисунке 1.4, видно, что при крупности 70 % класса -0,074 mm преобладает халькопирит размером менее 38 μm, что указывает на его перераспределение в область более тонких частиц. Но для обеих крупностей измельчения превалирует халькопирит размером 5-38 μm. Крупные зерна халькопирита от 100 до 150 мкм составляют лишь 0,97 - 1,11 %. На долю тонкого халькопирита крупностью менее 5 μm приходится 2,37-4,2 %. В материале более крупного помола доля зерен сульфида меди размером 45-100 μm в два раза больше по сравнению с пробой крупностью 70 % класса -0,074 mm.

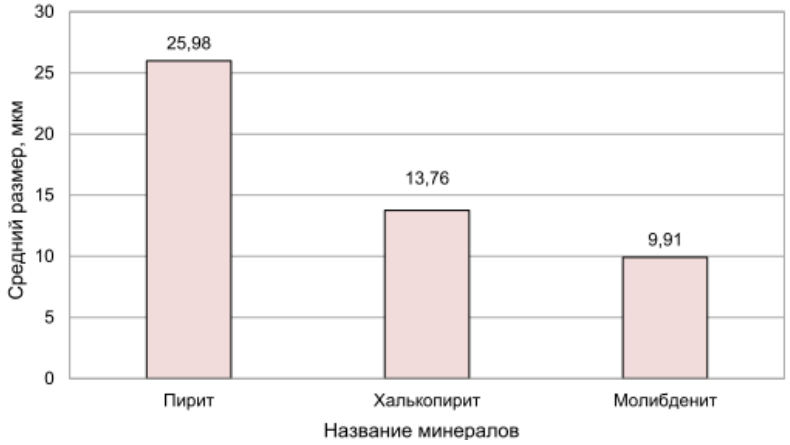


Рисунок 2 – Средний размер зерен основных рудных минералов при крупности 70 % -0,074 mm

Технолого-минералогические характеристики халькопирита в руде. Результаты гранулометрического анализа халькопирита в измельченной руде представлены на рисунке 3.

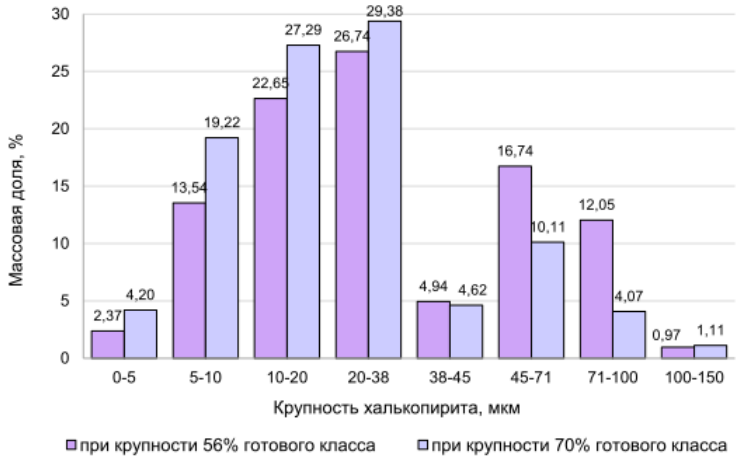


Рисунок 3 – Гранулометрическая характеристика халькопирита

На рисунке 3 представлены данные о распределении халькопирита по степени раскрытия зерен в измельченной до разной крупности руде.

Установлено, что при различной крупности материала распределение халькопирита по степени раскрытия имеет одинаковый характер. Но отмечается перераспределение закрытых и частично раскрытых зерен среднего качества в свободные зерна. Таким образом доля свободных зерен халькопирита при крупности руды 56 % класса - 0,074 mm составляет 47,09 %, а при крупности 70 % класса - 0,074 mm возрастает до 60,08 %.

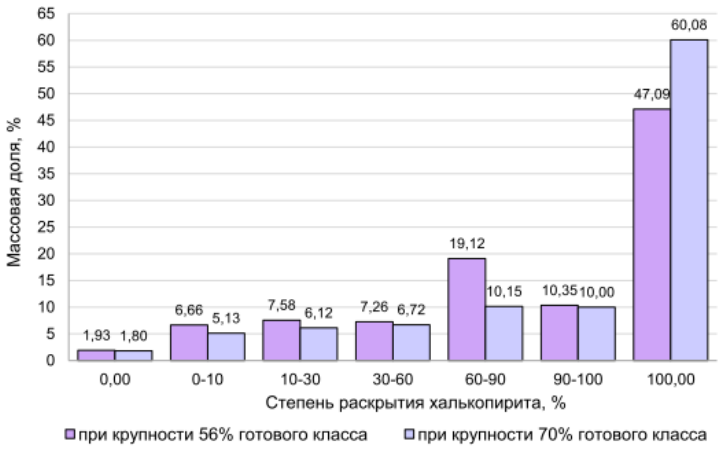


Рисунок 4 – Распределение халькопирита по степени раскрытия

В таблице 1 приведены минеральные ассоциации халькопирита в руде. Ассоциация минерала с фоном указывает на долю поверхности минерала, к которой может быть свободный доступ реагентов.

По данным о минеральных ассоциациях халькопирита установлено, что для растворов и реагентов при крупности 56 % -0,074 mm доступно 61,89 % поверхности минерала, а при крупности 70 % - 0,074 mm – 84,15 %. Значительная доля халькопирита при различной крупности материала ассоциирует с комплексом породообразующих минералов, суммарно составляя 12,75 - 32,32 %. Небольшая доля халькопирита находится в сростках с пиритом – 1,42 - 2,56 %. Сростки такого качества будут извлечены при флотации в коллективный сульфидный концентрат. С остальными минералами ассоциирует незначительная часть халькопирита.

Таблица 1 – Минеральные ассоциации халькопирита в руде

Минерал-носитель	Распределение халькопирита, %	
	При крупности 56% -0,074 mm	При крупности 70% -0,074 mm
Фон	61,89	84,15
Кварц	7,28	2,58
Хлорит	8,15	3,77
Слюда	8,66	4,05
Полевые шпаты	7,45	1,92
Карбонаты	0,77	0,42
Пирит	2,56	1,42
Борнит	0,44	0,22
Ковеллин-халькозин	0,14	0,10
Блеклая руда	0,04	–
Галенит	–	0,03
Сфалерит	0,10	0,12
Минералы титана	0,88	0,27
Оксиды/Гидроксиды Fe	1,22	0,80
Акцессорные	0,43	0,14
Итого	100,0	100,0

Технолого-минералогические характеристики молибденита в руде. Результаты гранулометрического анализа молибденита в руде приведены на рисунке 5.

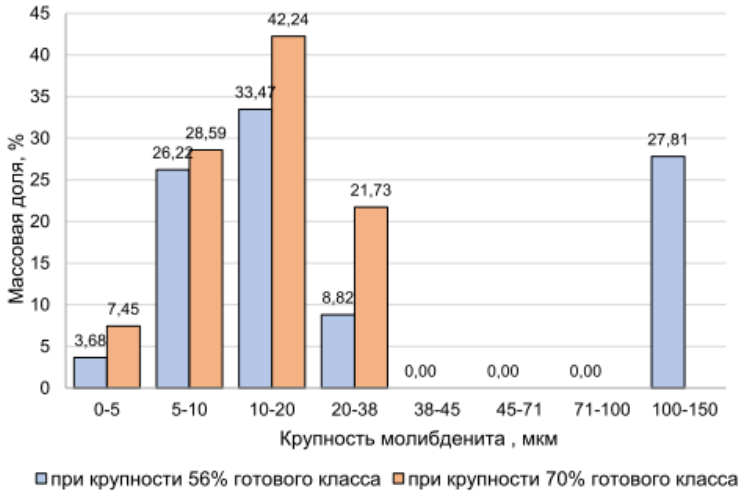


Рисунок 5 – Гранулометрическая характеристика молибденита

По данным, представленным на рисунке 5, видно, что при крупности измельчения 56 % -0,074 mm в руде присутствует крупнозернистый молибденит размером до 150 μm. При измельчении руды до крупности 70 % -0,074 mm молибденит полностью переходит в крупность менее 38 μm. Это объясняется тем, что молибденит очень мягкий минерал. Массовая доля молибденита размером менее 38 μm в руде крупностью 56% -0,074 mm составляет 72,2 %, для крупности 70 % - 0,074 mm – 100 %.

На рисунке 6 представлены данные о распределении молибденита по степени раскрытия зерен в руде.

Установлено, что распределение молибденита при различной крупности материала по степени раскрытия меняется значительно. При крупности 70 % - 0,074 mm доля свободных зерен достигает 83,32 %. При крупности 56 % - 0,074 mm этот молибденит перераспределяется в категории богатых частично раскрытых и раскрытых сростков. В бедных категориях раскрытия и в закрытых сростках отмечается незначительная доля молибденита.

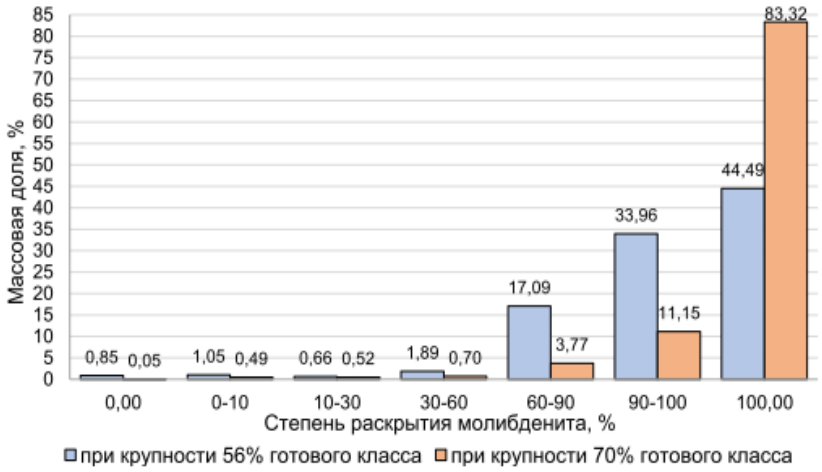


Рисунок 6 – Распределение молибденита по степени раскрытия

В таблице 3 приведены минеральные ассоциации молибденита в руде при разной крупности измельчения. Ассоциация минерала с фоном указывает на долю поверхности минерала, к которой может быть свободный доступ реагентов.

Таблица 3 – Минеральные ассоциации молибденита в пробе руды для разной крупности измельчения

Минерал-носитель	**Распределение молибденита, %**	
	При крупности 56% -0,074 mm	**При крупности 70% -0,074 mm**
Фон	84,41	97,81
Кварц	10,6	0,3
Хлорит	0,37	0,3
Слюда	3,92	1,21
Полевые шпаты	0,05	0,08
Карбонаты	0,16	–
Пирит	0,11	–
Халькопирит	–	0,08
Минералы титана	0,21	0,08
Акцессорные	0,05	–
Оксиды/Гидроксиды Fe	0,11	0,15
Итого	100	100

По данным о минеральных ассоциациях молибденита установлено, что для растворов и реагентов при крупности 56 % - 0,074 mm доступно 84,41 % поверхности минерала, при крупности 70 % -0,074 mm этот показатель выше – 97,81 %. Основная масса молибденита при крупности 56 % -0,074 mm ассоциирует с кварцем – 10,6 %. Небольшая доля молибденита находится в сростках со слюдой – 1,21-3,92 %. С остальными минералами ассоциирует незначительное количество молибденита.

Исследование форм нахождения золота. С целью изучения форм нахождения золота в руде были наработаны гравио- и флотоконцентраты.

Крупный гравиоконцентрат (+ 0,1 mm) предварительно изучали с помощью стереомикроскопа Olympus SZX-7 на предмет наличия крупных и свободных частиц золота и сростков ценного компонента с другими минералами, а также для определения физических характеристик золота. Крупное золото размером более 100 μm выведено из продукта и посчитано вручную. Распределение золота размером более 100 μm по классам крупности определено в комплексе со всем остальным золотом.

По форме преобладают округлые частицы золота. Иногда встречаются вытянутые и слегка уплощенные зерна, частицы с отростками. Зерна нередко находятся в окисленных пленках, также встречаются с чистой поверхностью и сильным металлическим блеском. По цвету золото красновато-жёлтое и золотисто-жёлтое.

Дальнейшее исследование продуктов проводилось на электронном микроскопе. Для этого из концентратов изготовлены брикетные шлифы. Исследование брикетных шлифов проводили на автоматизированном минералогическом комплексе Qemscan на базе электронного сканирующего микроскопа. Параметры комплекса были настроены на поиск ценных минералов (SMS – Specific Mineral Search), картирование выполнено в автоматическом режиме.

Пробность самородного золота колеблется от низкопробного, высокосеребристого (36,57 % серебра) до высокопробного, весьма высокопробного, почти чистого (980 условных единиц). Основной примесью в самородном золоте является серебро. В единичном случае в виде примеси обнаружен теллур.

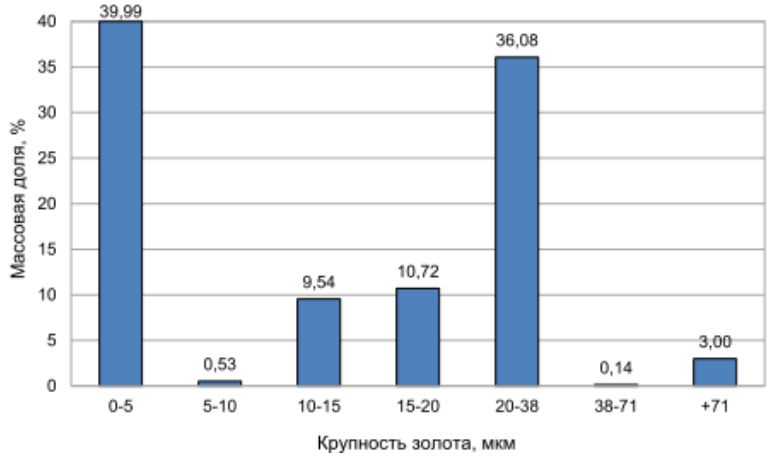


Рисунок 7 – Гранулометрическая характеристика золота

Помимо самородного золота в руде обнаружены соединения золота с висмутом – мальдонит. По массе самородное золото значительно преобладает над другими минеральными формами. Кроме золота установлено присутствие теллурида серебра – гессита и самородного висмута с примесью серы.

Для определения технологических характеристик самородное золото и все золотосодержащие частицы объединены в одну группу, именуемую далее «золото».

Гранулометрическая характеристика золота, определенная по комплексу исследований, включая выборку зерен из гравиоконцентрата, приведена на рисунке 1.16. Значительная масса зерен ценного компонента представлена тонкими частицами размером 0-5 μm (39,99 %) и 20-38 μm (36,08 %). Количество зерен размером от 10 до 20 μm суммарно составляет 20,26 %. На долю «крупных» частиц металла, размер которых превышает 71 μm, приходится 3 %.

На рисунке 8 представлена информация о степени раскрытия золота в руде.

На рисунке 8 видно, что количество свободного и раскрытого золота в сумме составляет 17,76%. Основная масса благородного металла сосредоточена в категории полностью закрытых сростков (0,00), составляя 53,33 %. В промежуточных категориях со степенью раскрытия 10-90 % количество частиц золота варьирует от 0,54 до 13,2 %.

Основными минералами, в ассоциации с которыми находится золото, являются халькопирит и пирит. На долю таких сростков приходится 26,73 % и 23,08 % металла соответственно. На ассоциацию золота с комплексом породообразующих минералов суммарно приходится 10,2 %. В срастании с другими минералами отмечается езначительная доля золота.

Таблица 4 – Минеральные ассоциации золота

Минерал, группа минералов	Массовая доля золота, %
Фон	36,95
Кварц	0,22
Хлорит	4,95
Слюда	2,04
Полевые шпаты	2,98
Пирит	23,08
Халькопирит	26,73
Арсенопирит	0,90
Галенит	0,89
Минералы серебра	0,25
Минералы титана	0,34
Оксиды/Гидроксиды Fe	0,67
Итого	100,0

Фазовый анализ золота. Для определения форм нахождения золота в руде был выполнен фазовый анализ. Амальгамация выполнена дважды: на исходной пробе руды и после обработки соляной кислотой для определения доли свободного золота в окисных пленках. В связи с тем, что существует вероятность наличия у исследуемого материала сорбционной активности по отношению к золоту, процесс цианирования проводили в сорбционном режиме. В качестве сорбента использовали активированный уголь. В таблице 5 приведен фазовый анализ золота.

Результаты фазового анализа показывают, что доля свободного золота в сумме составила 23,76% и разделилась на две примерно равные части: до обработки кислотой и после. Данный факт указывает на присутствие в руде свободного золота, покрытого окисными пленками, которое после обработки кислотой становится доступным для амальгамации.

Таблица 5– Фазовый анализ золота

Форма золота	Распределение золота	
	g/t	%
Свободное, в том числе:	0,21	23,76
Золото с чистой поверхностью	0,11	12,58
Золото в пленках	0,10	11,18
В виде открытых сростков (цианируемое)	0,56	64,63
Всего в цианируемой форме	0,77	88,39
В кислото-растворимых минералах и пленках	<0,001	0,09
В сульфидах	0,07	7,56
В нерастворимых в царской водке минералах и кварце	0,03	3,97
Итого	0,86	100,00

Количество цианируемого золота составляет 88,39 %. Упорность золота обусловлена главным образом его ассоциацией с сульфидами (7,56 %), и, в меньшей степени, с минералами нерастворимыми в царской водке (3,97 %).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Санакулов К., Хасанов А.С., Мамасидикова А.А. Переработка клинкера цинкового завода АГМК с получением меди и углеродосодержащего материала // Сб. науч. трудов ТашГТУ. -Ташкент, 2001. -С.141-142.

2 Якубов М.М., Самадов А.У., Худояров С.Р., Санакулов У.К., Жураев Н. Исследование процесса переработки отходов с содержанием благородных металлов// Композиционные материалы, 2013.-№ 2.- 36-38 б.

3 Самадов А.У., Мухаметджанова Ш.А., Саримсаков А.У., Ахмедова Н.Э. Исследование возможности выщелачивания ценных компонентов хвостовых пульп// Горный вестник Узбекистана, 2016.-№ 3. -С.114-116.

4 Санакулов К.С., Самадов А.У. Исследования особенностей переработки отвальных шлаков медного производства// Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2016. – №4. – С. 103-108.

5 Самадов А.У. Управление технологическими процессами переработки техногенных отходов// Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2016. – №4. – С. 116-120.

Код МРНТИ 52.31.47

ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТЫХ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД АМАНТАЙСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

К. Санакулов, У.А. Эргашев

АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», г.Навои, Узбекистан

Руды Амантайского рудного поля характеризуются сложностью их переработки из-за двойной упорности – субмикроскопические размеры золото и высокое содержание органического углерода развитыми свойствами прегг-роббинга, кроме того с углеродом изначально связано значительная часть золота (28,3-31,6%).

Для переработки данных руд предложено схема флотационного обогащения сульфидов подготовкой флотоконцентрата к цианированию тонким помолом и кислородно-известковой обработкой – КИО (ИРГИРЕДМЕТ, Россия).

Однако технология КИО принципиально не способна вскрыть (окислить) углистое вещество, равно как и подавить его сорбционную активность при цианировании. Вместе с тем при КИО флотоконцентрата мышьяк практически полностью удаляется с твердой фазы. В связи с чем в целях оценки возможности применение предложенной специалистами Навоийского горно-металлургического комбината комбинированной технологии переработки упорных руд двойной упорности были проведены испытания на экспериментальной установке по обжигу продукта КИО.

Опытная установка по обжигу продукта КИО состоит:

- фильтр-пресс обеспечивающий влагу кека 20-28 %;
- бункер (буферный) для загрузки исходного материала на сушку;
- шнек для равномерной подачи исходного материала на сушку;
- сушильный барабан L=3,8 м Ø = 0,45 м;
- приемный короб для сбора сушенного продукта;
- воронка со шнеком для загрузки сушенного продукта в печь обжига;
- трубчатый печь обжига L=8,2 м Ø = 0,55 м;
- приемный короб для сбора огарка.

Методика проведения эксперимента:

Кек с фильтр-пресса загружалось в ведро и после взвешивания в бункер (буферный) сушки. С приемного короба сушки сушенный продукт также через взвешивания в ведре подавалась в воронку печи обжига. Получаемый огарок взвешивалось, и проба отправлялось в лабораторию для проведения химического анализа и сорбционного цианирования.

Температура в печи обжига регулировалось через расход газа, скорость вращения при помощи частотного преобразователя в пределах 0,6 – 1,2 об/мин.

Проведения эксперимента и обсуждение результатов:

По результатам лабораторных опытов (в муфельной печи в протвинях) оптимальной температурой была определена t = 650°С. Поэтому в начале испытаний температуру настраивали на 650°С. Но уже при температуре 620 – 630°С получили огарок с содержанием $S_{суль}$ = 0,12-0,13%, $C_{орг}$ = 0,10-0,11%. Из этих огарков извлечение золота составило 33 – 42%. Этот факт указывал на капсуляцию. Температуру снизили до 500°С, содержание $S_{суль}$ поднялось до 0,56% и $C_{орг}$ до 0,33%. Извлечение при этом составило 40%. Далее температуру начали постепенно поднимать. Уже на второй декаде эксплуатации опытной печи извлечения золота из огарка составило 77-78%. Это было достигнуто при температуре 550 – 580°С. При этом содержание $S_{суль}$ в огарке составило 0,18-0,21%, $C_{орг}$ = 0,25 - 0,30%.

В период испытаний при t = 550 – 580°С имели содержание $C_{орг}$ в огарке от 0,09% до 0,43%. При этом извлечение изменилось в небольших диапазонах от 78,68% до 80,26%.

Работая в таком температурном режиме ещё через неделю вышли на извлечение 80-82% за счет стабилизации работы установки.

В целях дальнейшего повышения извлечения обратили внимание на влагу в питание печи обжига. Она постоянно составляло <10% и при этом в сушенном материале присутствовали твердые комки, которые в печи обжига плохо горели. Влагу подняли до 13%, твердость комков снизилось (руками раздавливалось) и из печи начали выходить мелкие гранулы хорошо обгоревшие (внутри тоже). Тогда извлечение поднялось до 83%, иногда 85%. Таким образом, влага также претендует на значимый фактор по извлечению и оптимальными условиями для опытной печи явилось:

- t = 550 – 580°С;
- W = 13%;
- время пребывание материала в печи при этом составляло 2,5 часа независимо от нагрузки. При увеличении нагрузки повысилось выход материала из печи, что говорить об увеличении толщины материала внутри печи;
- скорость вращения печи 0,72 об/мин;
- расход газа 2-3 $м^3$/час.

При таких условиях постепенно поднимали нагрузку с 45 кг/час до 150 кг/час по кеку фильтра с W = 25-28%. Извлечение золото составляло 78-80%. При дальнейшем увеличении нагрузки извлечение снизилось до 72% при 160 кг/ч и 60% при 170 кг/ч.

В период испытаний экспериментальной установки обжига максимальное извлечение золота 82-83 % получено из огарка с содержанием $S_{суль}$ = 0,15-0,19% и $C_{орг}$ = 0,11-0,17% при температурном режиме по точкам 580 - 450°С.

С учетом наличие в схеме переработки руд Амантайского рудного поля предварительного сорбционного цианирования исходного флотоконцентрата с извлечением из него 40% золото общее извлечение золота из полученного флотоконцентрата составляет 90% и сквозное от руды 80%. Данные показатели свидетельствуют о принципиальной возможности применение комбинированной технологии для переработки упорных золотосодержащих руд Амантайского рудного поля.

УДК 621.74.034:669.018.28

ПРИМЕНЕНИЕ НЕКОТОРЫХ УЛУЧШАЕМЫХ СТАЛЕЙ В КАЧЕСТВЕ ИЗНОСОСТОЙКИХ МАТЕРИАЛОВ

А.З.Исагулов, Св.С.Квон, В.Ю.Куликов, Д.Р.Аубакиров
НАО «Карагандинский технический университет им.А.Сагинова», г. Караганда, Казахстан

К износостойким материалам в зависимости от условий работы предъявляется ряд специфических требований, но общим требованием является, естественно, высокое сопротивление износу, твердость и прочность. При этом надо подчеркнуть, что износостойкость и твердость поверхности не всегда имеют прямую корреляцию. Например, сталь 40ХН2МФ после объемной закалки и низкого отпуска имеет твердость порядка 51 HRC, однако ее износостойкость ниже, чем у стали 38ХН2МА с твердостью 43HRC.

Если рассмотреть условия эксплуатации многих узлов и деталей металлургических агрегатов (например, звездочки и муфты обжиговых и агломерационных машин, кузнечно-прессового оборудования, челноковые распределители шихты, окомкователи и пр.), то все нагрузки в первом приближении можно разделить на 2 вида: собственно истирающие и ударные. Между тем, большинство мероприятий, направленных на повышение качества износостойких материалов, как правило, связывают только с увеличением твердости и износостойкости. Между тем, правило Шарпи [1] однозначно определяет принципы формирования структуры износостойкого материала: достаточно прочная и пластичная матрица с равномерно распределенными в ней мелкими и изометричными твердыми включениями.

В настоящее время основными крупнейшими предприятиями металлургической отрасли РК являются: «Корпорация Казахмыс», группа компаний ERG, компания «ArcelorMittal», на долю которых приходится 80-90% всей казахстанской экспортной металлургической продукции (золото, серебро, медь, алюминий, цинк, хром, свинец, марганец, никель, ферросплавы, железорудный и медный концентраты, чёрный и цветной металлопрокат и др.).

Технопарк оборудования данных предприятий, для обеспечения бесперебойной работы производства, кроме модернизации также нуждается в постоянном техническом обслуживании и замене деталей и сменных запасных частей.

Изучение потребности основных производственных площадок металлургического сектора РК показывает, что немалая доля (до 40-50 %) подобных деталей приходится на детали из износостойких ударопрочных сплавов, способных выдерживать высокие ударно-абразивные нагрузки при эксплуатации.

Целью данных экспериментов являлось определение возможности использования улучшаемых сталей после корректировки состава или введения дополнительной обработки в качестве износостойких материалов.

В некоторых работах [2, 3] отмечается возможность использования улучшаемых марок сталей в качестве износостойких материалов, причем их свойства после некоторой обработки не уступают свойствам широко распространенной износостойкой стали Hardox.

Использование улучшаемых сталей в качестве износостойких материалов имеет четкое научное обоснование, если в качестве последнего использовать принцип Шарпи. Согласно этому принципу структура износостойких материалов должна состоять из изолированных твердых включений, залегающих в вязкой, относительно мягкой матрице. В структуре улучшаемых сталей такой вязкой матрицей выступает легированный α-раствор, а твердыми изолированными включениями – карбиды и другие фазы внедрения. Таким образом, для формирования структуры улучшаемых сталей с высокими износостойкими свойствами согласно принципу Шарпи надо получить матричный α-раствор с хорошим комплексом пластичности и прочности и твердые включения округлой формы небольшого размера с гомогенным характером распределения по структуре.

За рубежом широкую популярность получила сталь Hardox, характеризующаяся высокими эксплуатационными свойствами. Производители позиционируют данный продукт как «чрезвычайно устойчивый к любым видам износа: при трении и ударе, при трении скольжения, к деформационному износу». По прочности сталь Hardox превосходит другие свариваемые стали, а по значению ударной вязкости сравнима с обычными конструкционными сталями. Сталь легко обрабатывается, изгибается и сваривается.

Например, марка Hardox 550 может успешно применяться на горном оборудовании, работа которого проходит в жестких условиях, вызывающих общий повышенный износ узлов и конструкций. Hardox 550 представляет собой среднелегированную конструкционную сталь. Цифровой индекс обозначает твёрдость стального листа по Бриннелю (HB). Хорошо сбалансированный химический состав Hardox плюс отработанная технология закалки позволяют получить очень качественный продукт – износостойкую сталь с удовлетворительной ударной вязкостью и высокой прочностью. Предел прочности Hardox 550 после термообработки составляет 1700 МПа, предел текучести (физический) – 1400 МПа (таблица 1). Для сравнения: предел прочности стали 30ХГСНА после полной закалки и отпуска составляет 1750 МПа. Именно высокий предел текучести имеет наиболее важное значение для использования стали и сплавов в промышленности.

Таблица 1 – Механические свойства и максимальное содержание химических элементов в стали Hardox 550

Толщина листа, мм	Твер-дость по Бринел-лю HB, ед.	Удар-ная вяз-кость KVJ при -40^{0}C	Предел текучести, N/mm	Предел прочности Rm, N/mm^2	C, %	Si, %	Mn, %	P, %	S, %	Cr, %	Ni, %	Mo, %	B, %	CEV тип. знач.	CET тип. знач.
10-50	525-575	30	140	1700	0,37	0,50	1,30	0,02	0,01	1,40	1,40	0,60	0,004	0,72	0,48

$$CEV = C + \frac{Mn}{6} + \frac{Cr + Mo + V}{5} + \frac{Cu + Ni}{15}$$

$$CET = C + \frac{Mn + Mo}{10} + \frac{Cr + Cu}{20} + \frac{Ni}{40}$$

Как утверждают коммерческие представители фирм-дилеров SSAB Oxelosund AB, применение стали Hardox при изготовлении экскаваторных ковшей позволяет продлить срок службы последних более чем в четыре раза по сравнению с ковшами из конструкционной легированной стали типа 10ХСНД. Такое сравнение довольно спорно, так как, например, у карьерных экскаваторов передняя стенка с режущей кромкой и днище ковша изготавливается из стали марки 110Г13Л. Такая сталь после соответствующей термической обработки приобретает высокую твердость без снижения пластичности, обрабатывается лучше углеродистой, обладает высоким сопротивлением износу. Для достижения лучших параметров резания выбирается сложная форма режущей кромки ковшей, т. е. необходимо изготавливать элементы сложной конфигурации. Лучшим способом изготовления здесь выступает, естественно, литье.

Также необходимо отметить, что сталь марки Hardox изготавливается, в основном, в виде листового проката и имеет немалую стоимость (в зависимости от марки ≈ 1050 – 3800 $/тн), что, несмотря на её хорошую свариваемость и пластичность, накладывает определённые ограничения на область использования.

Очевидно, что разрабатываемый сплав может быть использован для изготовления деталей методом литья, что существенно расширит возможности его применения. для производства наиболее востребованных деталей технологического оборудования, имеющих самые разнообразные геометрические формы, размеры, конфигурацию и достаточно высокую точность, что затруднено, а зачастую и невозможно при изготовлении из проката.

Аналогами стали Hardox на российском рынке и в Казахстане являются низкоуглеродистые низколегированные стали типа 18ХГНМФР, 14ХГ2САФВ и др. Российские аналоги обладают хорошей свариваемостью и высокими

износостойкими свойствами [3], хотя и несколько уступают стали Hardox. Из сталей – аналогов изготавливают платформы большегрузных автомобилей, кромки экскаваторов и другие детали агрегатов и техники горно-металлургической отрасли. Надо отметить, что все перечисленные стали поставляются в виде листов или сортового проката. Эти стали, не используются для производства фасонного литья с высокими износостойкими свойствами, как например, 110Г13Л. Химический состав стали Hardox и сталей-аналогов указан в таблице 2.

Таблица 2 – Химический состав и свойства стали Hardox 500 и сталей-аналогов

Элемент, % / Образец	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	B	V	$\sigma_{0,2}$, МПа	МПа
Hardox 500	0,27-0,35	0,7	1,6	0,6	0,025	0,025	1	0,6	0,0030 ,004	-	1300	1550
18ХГНМФР	0,16-0,2	0,17-0,37	1,2-1,5	0,5-0,8	0,015	0,02	0,7-1	0,2-0,35	0,001-0,005	-		1050
14ХГ2САФ	0,12-0,18	0,4-0,7	1,4-1,9	≤0.3	≤0.02	≤0.035	0.5-0.8	-	-	0,04-0,08		
30ХН2МА	0,28	0,22	0,5	1,55	0,025	0,025	0,8	0,2	-		1300	1400

Анализ химического состава сталей показывает, что состав российских сталей - аналогов стали Hardox несколько отличается от состава сталей Hardox, особенно по углероду (почти в 2 раза). В стали 14ХГ2САФ отсутствует бор, как микролегирующий элемент, его заменяет ванадий. Пониженное содержание углерода в российских аналогах объясняется необходимостью обеспечить хорошую свариваемость и, следовательно, низкий углеродный эквивалент. Основным механизмом упрочнения помимо твердорастворного в стали 18ХГНМФР по мнению авторов [3], является карбонитридное упрочнение. Так как в сталь специально не вводится азот, то, скорее всего, упрочняющей фазой является карбидная фаза типа $(Fe,Mn,Cr)_3C$, небольшое количество нерастворимых карбидов типа (Mo,V)C или, возможно, комплексная карбоборидная фаза. В составе стали 14ХГ2САФ отсутствует бор, и упрочнение достигается за счет твердорастворного механизма, образования карбидов и измельчения зерна за счет микролегирования ванадием. Однако низкое содержание углерода в этих сталях не обеспечивает образования достаточного количества твердой карбидной (или карбонитридной) фазы, что и не обеспечивает достаточную твердость и прочность этих сталей по сравнению с искомой сталью Hardox.

В работе [3] проводится сравнение свойств стали Hardox со сталью 30ХГНСА, отмечаются близкие механические свойства и близость химического состава Hardox к классу сталей типа хромансиль.

На наш взгляд еще более близкой по составу и свойствам является улучшаемая среднелегированная сталь марки 30ХН2МА. Значительным отличием в составе этой стали по сравнению со сталью Hardox является отсутствие бора. Как известно, положительное влияние бора на прочность и твердость сказывается в сегрегации бора по границам зерна, что препятствует росту зерна и формирует мелкозернистую структуру [4, 5]. Поэтому, если проводить аналогию со сталью Hardox присутствие бора в аналоге является обязательным условием.

В последнее время появилось значительное количество работ, посвященных микролегированию бором с использованием комплексного ферросплава [5-7]. Использование комплексного ферросплава с низким содержанием бора позволяет избежать всех проблем, связанных с его введением, повысить степень его усвоения и стабилизировать его содержание в стали. Отмечается, что использование ферросиликобора с содержанием бора в пределах 0,8-2% позволяет довести содержание бора в стали 0,003-0,0035% при средней степени усвоения 86,6% [7].

Задачей настоящего исследования являлось определение возможности корректировки состава улучшаемой стали 30ХН2МА путем микролегирования ферросиликобором с целью ее последующего использования, как износостойкого материала, сравнимого по свойствам со сталью Hardox.

Плавку проводили в модернизированной печи УИП-25 с улучшенной системой водоохлаждения, вес плавки составлял 3,2 кг. За основу использовалась сталь 30ХН2МА, на последних минутах плавки вводили ферросиликобор, содержание бора в ферросиликоборе 0,9%; содержание Si – 62%. Расчет массы раскислителя проводили, исходя из степени усвоения бора 80%. По окончании плавки был проведен анализ на содержание бора в опытной плавке спектрофотометрическим методом. Анализ проводили на трех пробах, среднее содержание бора в плавке – 0,0028%. После полного остывания плавки были подготовлены образцы для термообработки: закалка с 860^0C, отпуск при температурах 550^0C, 500^0C, 450^0C, 400^0C. По окончании термообработки образцы испытывались на прочность, твердость и износостойкость. Результаты испытаний представлены в таблице 3. В качестве эталона использовалась исходная сталь 30ХН2МА, раскисленная обычным способом.

Таблица 3 – Механические свойства стали 30ХН2МА, легированной ферросиликобором

№ п/п	Образец	НВ, ед.	Предел прочности, МПа	Износостойкость, $\times 10^{-4}$, г
1	Сталь Hardox 500	425	1250	26
2	110Г13Л	220	980	29
3	30ХН2МА эталон	350	1200	39
4	30ХН2МА, закалка+ отпуск 400	380	1400	29
5	30ХН2МА закалка+ отпуск 450	376	1380	31
6	30ХН2МА закалка+ отпуск 500	340	1260	34
7	30ХН2МА закалка+отпуск 550	336	1240	35

На рисунках 1, 2 представлены зависимости твердости и износостойкости стали 30ХН2МА (эталон) и микролегированной ферросиликобором в зависимости от температуры отпуска.

Как видно из рисунков 1, 2 и данных таблицы 3 использование ферросиликобора положительно влияет на механические свойства стали 30ХН2МА. Независимо от температуры отпуска показатели твердости, прочности и износостойкости для стали, содержащей бор, выше.

При температуре отпуска в интервале 400 – 450 ^{0}С ее твердость, предел прочности и износостойкость приближаются к аналогичным параметрам стали Hardox 500, что позволяет ее рекомендовать в качестве износостойкого материала.

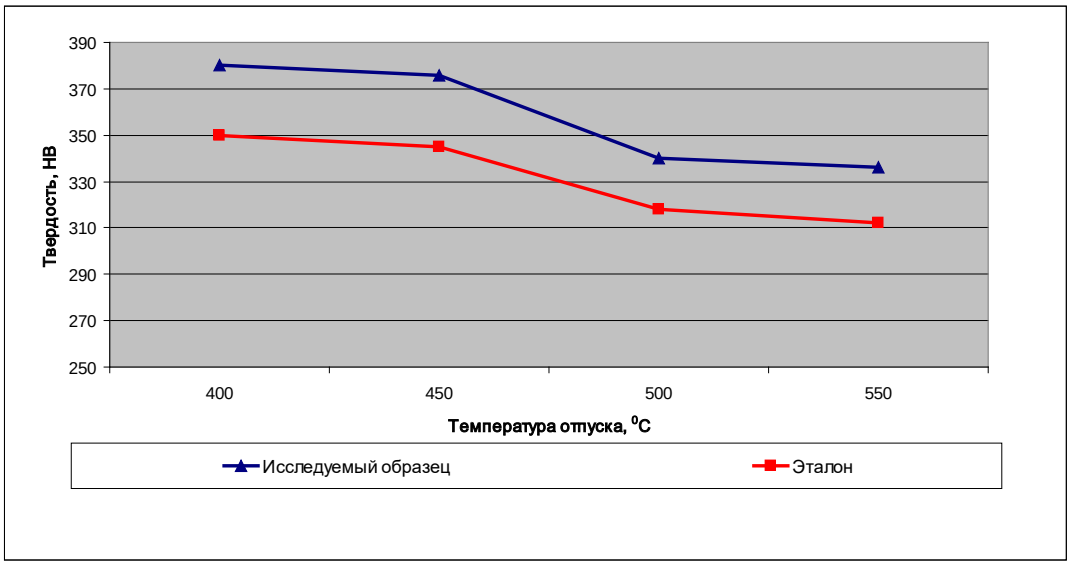


Рисунок 1 – Зависимость твердости стали 30ХН2МА после микролегирования ферросиликобором от температуры отпуска

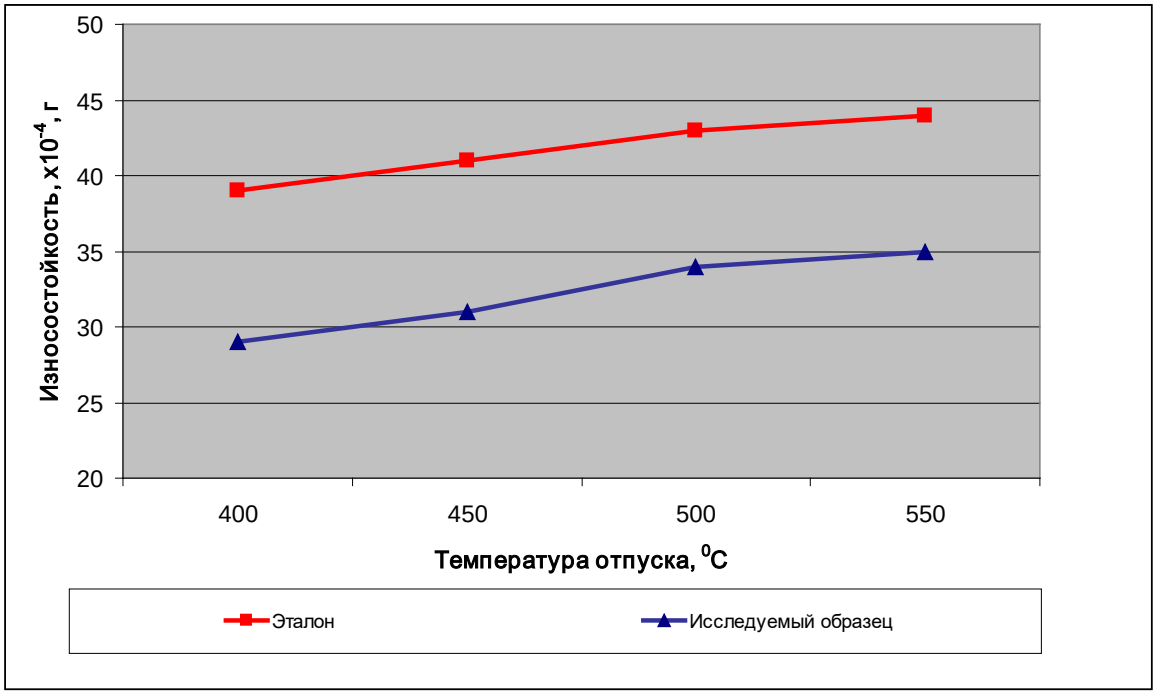


Рисунок 2 – Зависимость износостойкости стали 30ХН2МА после микролегирования ферросиликобором от температуры отпуска

Надо подчеркнуть, что изменение свойств стали 30ХН2МА достигнуто не за счет изменения режима термообработки, а за счет изменения ее состава. Введение в сталь комплексного сплава – ферросиликобора позволяет одновременно частично раскислить сталь и провести микролегирование бором в количестве 0,002-0,003%. Подобное изменение состава приближает состав улучшаемой легированной стали 30ХН2МА к составу стали Hardox, что подтверждается данными химического анализа (таблица 4).

Как видно из данных таблицы, изменилось не только содержание по бору, но также увеличилось и содержание кремния в стали. Это легко объясняется высоким содержанием кремния в раскислителе.

На производственной площадке ТОО «КМЗ им. Пархоменко» (г. Караганда) были проведены испытания по выплавке стали 30ХН2МА с введением ферросиликобора (акт испытаний). Содержание бора в ферросплаве составляло 1%, кремния – 64%. Ферросиликобор вводили в ковш, массу рассчитывали из степени усвоения бора 75%. После полной кристаллизации слитка проводили спектрометрический анализ пробы на определение химического состава, в частности на содержание бора. Данные химического анализа практически совпали с данными таблицы 3 (образец № 3), содержание бора составило 0,0032%.

Таким образом, проведенные эксперименты показали возможность использования стали 30ХН2МА, микролегированной ферросиликобором с низким содержанием бора, в качестве аналога стали Hardox по химическому составу. Улучшаемая сталь 30ХН2МА после раскисления ферросиликобором с низким содержанием бора по механическим свойствам также близка к износостойкой стали Hardox, что позволяет ее рекомендовать в качестве износостойкого материала. Сталь 30ХН2МА, как и используемые российские аналоги Hardox, по ценовой политике не очень демократична, в первую очередь за счет легирования молибденом и никелем. Однако, учитывая ее широкое распространение, высокую прокаливаемость, достаточно хорошие литейные свойства, низкую склонность к отпускной хрупкости и приобретаемые механические свойства после микролегирования бором, ее можно рассматривать, как износостойкий материал для получения фасонных отливок – деталей оборудования горно-металлургического сектора, таких как элементы футеровки мельниц, деталей грунтовых насосов и пр.

Таблица 4 – Химический состав стали 30ХН2МА после раскисления ферросиликобором

№ п/п	Элемент, % образец	C	Si	Mn	Ni	S	P	Cr	Mo	B
1	Hardox 500	0,27-0,35	0,7	1,6	0,6	0,025	0,025	1	0,6	0,003-0,004
2	30ХН2МА (по ГОСТ)	0, 28	0,22	0, 5	1,55	0,025	0,025	0,8	0,2	-
3	30ХН2МА, раскислена ферросиликобором	0,31	0,51	0,52	1,2	0,026	0,025	0,85	0,2	0, 0028
4	30ХН2МА, раскислена ферросиликобором (производственная проба)	0,33	0,60	1,0	1,2	0,023	0,025	0,95	0,2	0,0032

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Гаркунов Д.Н. Триботехника. М., изд. МСХА, 2001. – 616с.

2 Новая высокопрочная свариваемая износостойкая сталь с временным сопротивлением не менее 1050 Н/мм^2. Металлург, 2005, № 1, стр. 51-54.

3 H. Duzcukohfu. Effect of boron addition on Mechanical properties of 60SiCr7Steel // Int. J.of Materials, Mechanic and Manufactory, V 3, № 2, 2015.

4 Жучков В.И., Заякин О.В., Леонтьев Л.И. и др. Физико-химические характеристики, получение и применение борсодержащих сплавов. Изв. Вузов. Черная металлургия, 2017 № 7, с. 348-354.

5 Степанов А.И., Бабенко А.А., Сычев А.В. и др. Отработка технологии микролегирования стали бором с использованием ферросиликобора. Металлург, 2014, № 7, с. 50-52.

6 Лякишев Н.П., Плинер Ю.П., Лаппо С.И. Борсодержащие стали и сплавы М., Металлургия, 1986. – 383с.

7 Ким А.С., Заякин О.В., Акбердин А.А. и др. Получение и применение новых комплексных борсодержащих ферросплавов. Электрометаллургия, 2009, № 12, с. 21-24.

УДК 669.046.558.5 : 669.054.83

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАРГАНЦЕВЫХ ОТХОДОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ОТЛИВОК ИЗ ИЗНОСОСТОЙКОГО ЧУГУНА

А.З.Исагулов, М.К.Ибатов, С.С.Квон, В.Ю.Куликов, Д.Р.Аубакиров

Карагандинский технический университет им.А.Сагинова,

г. Караганда, Казахстан

Несмотря на высокий темп развития современной мировой науки и техники во многих важнейших областях жизнедеятельности человека, проблемы повышения экономической эффективности производственных процессов добычи и переработки минерального рудного сырья в горно-металлургическом промышленном секторе по сей день не теряют своей актуальности. Кроме того, в связи с устойчивой среди крупнейших мировых производителей тенденцией наращивания мощностей, также возрастает актуальность использования образующихся отходов производства, поиска новых путей их эффективного применения в промышленности.

От эффективности решения данных вопросов зависят экономики многих стран мира, основанные на переработке и экспорте природных ресурсов. Особенно это справедливо для многих слаборазвитых и развивающихся стран, имеющих зачастую серьёзные запасы природных ископаемых, но при этом, по исторически сложившимся обстоятельствам, достаточно низкий уровень развития промышленного производства.

По сути, Республика Казахстан со своей богатой минерально-сырьевой базой и низким уровнем развития техники и технологии, беря курс на увеличение показателей по добыче, переработке и экспорту горно-металлургической продукции, накапливая при этом миллиарды тонн промышленных отходов, неуклонно приближается к своей критической точке. Это обусловлено истощением рудных месторождений: уменьшается выход годного продукта, а затраты на добычу и переработку возрастают. При этом постепенно возрастает напряжённость в экономике и ухудшается экологическая обстановка в промышленных регионах страны.

В отечественной машиностроительной отрасли, одним из нерешённых до сих пор вопросов остаётся проблема повышения эксплуатационного срока изнашивающихся деталей и узлов технологического оборудования, от решения которого также напрямую зависит технико-экономическая эффективность производства в целом.

Решение данной проблемы, в первую очередь, предусматривает либо повышение специальных свойств уже существующих износостойких материалов для производства деталей оборудования, либо создание принципиально новых составов и технологий.

Ежегодные потери на трение и износ во всём мире составляют сотни миллиардов долларов. Преждевременный износ машин, приборов, оборудования и инструмента приводит к колоссальным затратам. Износ – одна из главных причин ремонта. В некоторых случаях ремонт и техническое обслуживание приблизительно обходятся для различных изделий техники, по разным оценкам, в 3-10 раз больше стоимости их изготовления.

Значительная часть (около 30 %) мировых энергетических ресурсов в различных формах расходуется на трение, 80-90 % подвижных частей машин выходят из строя вследствие износа. При этом снижаются КПД, точность, экономичность, надёжность и долговечность машин, ухудшаются динамические и акустические характеристики [1].

В настоящее время основными крупнейшими предприятиями металлургической отрасли РК являются: «Корпорация Казахмыс», группа компаний ERG, компания «ArcelorMittal», на долю которых приходится 80-90% всей казахстанской экспортной металлургической продукции (золото, серебро, медь, алюминий, цинк, хром, свинец, марганец, никель, ферросплавы, железорудный и медный концентраты, чёрный и цветной металлопрокат и др.).

Технопарк оборудования данных предприятий, для обеспечения бесперебойной работы производства, кроме модернизации также нуждается в постоянном техническом обслуживании и замене деталей и сменных запасных частей.

Изучение потребности основных производственных площадок металлургического сектора РК показывает, что немалая доля (до 40-50 %) подобных деталей приходится на детали из износостойких ударопрочных сплавов, способных выдерживать высокие ударно-абразивные нагрузки при эксплуатации.

В качестве износостойких материалов для деталей промышленного металлургического оборудования в мировой практике, в большинстве случаев, используются легированные стали и чугуны, что связано, прежде всего, с их относительной дешевизной по сравнению со сплавами на основе карбидных соединений вольфрама, хрома и титана а также в связи с относительной простотой их технологии производства в сравнении с биметаллическими или композиционными материалами. Это также обуславливается существующим уровнем развития технологий производства.

Республика Казахстан по запасам марганца занимает ведущие позиции в мире - третье место в мире (после Украины и ЮАР) и второе среди стран СНГ. Согласно информации АО «Казгеология», запасы марганцевых руд в стране составляют более 676 млн тонн. Всего в Казахстане учтено более 300 месторождений и рудопроявлений марганца различного возраста и генезиса [2-4].

Только в Центральной части Казахстана расположено 25 месторождений марганцевых и железомарганцевых руд, основные запасы которых сосредоточены в Атасуйском и Улытауском рудных районах, из которых промышленное значение имеют 10 объектов, главные из которых (с 93% марганецсодержащего сырья) расположены на территории Карагандинской области [3].

Среднее содержание марганца изменяется от 11,2% в железомарганцевых рудах до 44,3% в пероксидных. Для всех типов руд характерно низкое содержание фосфора (0,02-0,08%) и серы (0,1-0,3%).

Разработку и переработку марганцевых руд в казахстане осуществляет ряд предприятий, из которых крупнейшие — АО «Жайремский ГОК» и АО «ТНК Казхром».

Марганцевые руды обогащаются в основном механическими методами. Производство концентратов марганца ведется способом дробления и сортировки окисленных руд. Извлечение ценного компонента в концентрат при этом не превышает 50%.

Технологическая схема обогащения (рисунок 1) включает дробление, промывку, грохочение и гравитационное обогащение: оксидных руд - отсадкой, а карбонатных и смешанных руд - сепарацией в тяжелой суспензии (в гидроциклонах); промпродукты после доизмельчения обогащаются магнитной сепарацией в сильном поле и отсадкой.

Шламы промывки подвергаются селективной флотации или пенной сепарации, а также высокоинтенсивной магнитной сепарации.

При переработке руды по схеме дробление - грохочение (промывка), где готовой продукцией является надрешетный продукт грохота, образуется до 70% мелкого класса, так называемых «отсевов» складируемых в спецотвалы. Отсевы представляют собой глинистый материал крупностью менее 20 (10) мм, содержащий 25-35% марганца. Выплавка данной марганецсодержащей мелочи, без предварительного окускования, по существующим на отечественных перерабатывающих предприятиях технологическим процессам считается нецелесообразной.

Нерудная составляющая представлена глинистыми минералами и мелкозернистым кварцем, а железные минералы - в основном гематитом. Материал окисленный, глинистый и склонен к шламообразованию, с отвалов образуется пыление. По токсичности оксиды марганца в пересчете на MnO_2 отнесены к 2-му классу опасности. Поэтому, спецотвалы небезвредны для экологической обстановки прилегающих районов.

Запасы богатых окисленных марганцевых руд истощаются, а добыча и обогащение руд окисного (первичного) типа в промышленном масштабе в РК не освоено. Поэтому, наработанные спецотвалы могут служить источником высококачественного марганцевого концентрата, который после окускования может использоваться в литейном производстве.

Решение задачи доизвлечения марганца из отсевов и окускования концентратов в промышленном масштабе позволит:

- увеличить долю экспортируемой за пределы Республики продукции,
- оздоровить экологическую обстановку районов,
- бережнее использовать богатства недр.

Прочностные и износостойкие свойства чугунов во многом зависят от характера структуры и дисперсности структурных составляющих, что во многом зависит от химического состава и условий охлаждения отливок. Сера и фосфор в составе чугуна, в большинстве случаев являясь вредными примесями, значительно снижают механические и эксплуатационные свойства отливок, приводят к образованию горячих и холодных трещин в литье.

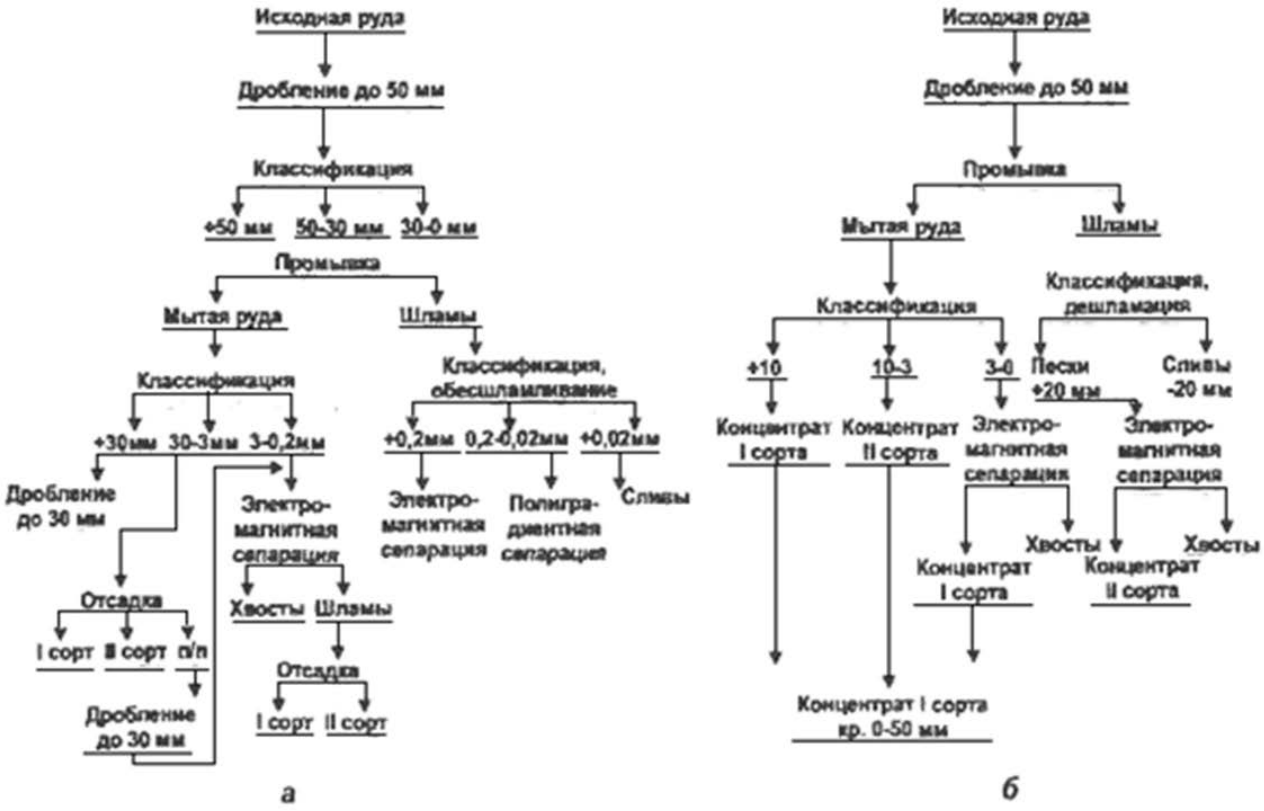


Рисунок 1 - Принципиальная технологическая схема обогащения марганцевых руд:
а - окисных; б – карбонатных

Сера, образуя с железом химические соединения FeS, FeS_2, FeS_3, способствует отбеливанию чугуна, увеличивает его усадку и склонность к образованию трещин и отрицательно влияет на физико-механические свойства и износостойкость. Так же, как и кислород, сера значительно влияет на процесс графитообразования в чугуне, при повышенном содержании приводит к образованию грубых включений пластинчатого графита [5].

Марганец, как легирующая добавка в чугуне, образуя с углеродом карбиды Mn_3C, Mn_7C_3, $Mn_{23}C_6$, способствует повышению твёрдости и прочности, при ударно-абразивном воздействии повышает склонность к наклёпу и способствует превращению остаточного аустенита в мартенсит, тем самым повышая износостойкость.

В литейном производстве марганец обычно присаживают в плавильную печь в конце плавки, за 10-15 минут до выпуска металла в виде кусковых ферродобавок (ФМн-75 или ФМн-78) для легирования и корректировки по хим.составу. Известно также о высокой раскисляющей способности марганца, в связи с чем при производстве высококачественных сталей и чугунов, его, после предварительного измельчения до фракции 3-5 мм, дают непосредственно в ковш перед заполнением жидким металлом.

Кроме того, известно, что марганец, взаимодействуя с серой, частично нейтрализует её, образуя сульфид MnS, тем самым снижая её вредное воздействие [6]. Что становится особенно актуальным при модифицировании чугуна присадками, содержащими такие дорогостоящие компоненты, как Mg, Ce, РЗМ, положительный эффект которых нейтрализуется при обычном содержании серы в серых чугунах до 0,15%. Например, при обработке чугуна магнием

максимальное содержание S в сплаве перед модифицированием составляет не более 0,012%, в противном случае не происходит превращения пластинчатого графита в шаровидный, а большая часть магния расходуется на реакцию с серой с образованием сульфата магния MgS.

Исходя из этого, возникает идея о возможности использования мелкодисперсных отсевов, образующихся при переработке марганцевой руды, в целях раскисления, дегазации и десульфурации чугуна в ковше перед заливкой. Данный материал, являясь по сути отходом, содержит достаточно высокое количество марганца (около 25-35%) и не требует предварительной подготовки (измельчения). Мелкая фракция, в данном случае, будет способствовать быстрому растворению частиц марганца в металле и его полному усвоению, а остальные составляющие марганецсодержащей пыли (кремнезём и глинозём), спекаясь на поверхности металла в ковше, могут эффективно выполнять роль теплоизоляционного слоя во время разливки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Когаев В.П., Дроздов Ю.Н. Прочность и износостойкость деталей машин. – М.: Изд-во Высшая школа, 1991 – 319 с.

2 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. Том 1б: Горные науки и проблемы освоения недр Казахстана. – Алматы, 2008. – 420 с.

3 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. Том 2: Теория и технология обогащения природного техногенного минерального сырья. – Алматы, 2008. – 465 с.

4 Комплексная переработка минерального сырья Казахстана. Состояние, проблемы, решения. Том 3: Подготовка и металлургическая переработка железных и марганцевых руд. – Алматы, 2008. – 496 с.

5 К. И. Ващенко, Л. Софрони. Магниевый чугун. Киев, М.: Изд-во Машгиз, 1960 –487 с.

6 Марукович Е.И., Карпенко М.И. Износостойкие сплавы. – М.: Изд-во Машиностроение, 2005 – 428 с.

Код МРНТИ 52.45.15:52.45.17

О НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТО (ТДЗ) В ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБЪЕКТАХ КАЗАХСТАНА

А.Б.Бегалинов, М.Р.Шаутенов, Т.М.Алменов, Б.К.Бектур, Н.Н.Смагулов

Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И.Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

Аннотация. Основной предпосылкой к разработке технологии количественной оценки тонкодисперсного золото (ТДЗ) в природных и техногенных объектах Казахстана является необходимость расширения сырьевой базы золота за счет вовлечения в оценку и отработку тонкодисперного золота (ТДЗ) в рудах, углях и песках россыпей; а так же укрепление сырьевой базы действующих предприятий за счет доизучения ТДЗ в рудах отрабатываемых месторождений и хвостах их переработки.

Исследуемый тип золота (ТДЗ) характеризуется рядом особенностей, в связи с чем условия его концентрирования, распределение в рудных пластах и телах, а также возможность достоверного аналитического определения "традиционными" методиками существенно отличается от золота более крупных фракций.

Следствием этого является недостоверность результатов аналитических исследований, проводимых традиционными атомно-абсорбционным и пробирным методами, причиной чего являются необычные свойства субмикронного золота, делающими его летучим при обжиге и «невидимым» при анализе рудных проб. А также, ТДЗ не извлекается гравитационными методами, что обусловлено низкой гидравлической крупностью.

Идея статьи заключается в количественной оценке тонкодисперсного золото в рудах коренных месторождений, в песках россыпей и продуктах их переработки на основе новых методик, разработке технологии извлечения ТДЗ и оценки месторождений с ТДЗ на территории Казахстана.

Успешное решение поставленных задач позволит существенно расширить сырьевую базу Казахстана по золоту, создание рабочих мест и привлечения инвестиций, а также повышения уровня комплексного и эффективного использования минеральных ресурсов за счет оценки и извлечения тонкодисперсного золота.

Ключевые слова: Золоторудные месторождения; золотоносные пески; россыпное золото; тонкое и наноразмерное золото (ТНЗ); минеральный состав; невидимое золото; упорные руды; субмикронное золото; продукты обогащения; техногенные образования; минералогические особенности ТНЗ; тонкодисперсное золото (ТДЗ); гравитационное обогащение; гидрометаллургические процессы; концентрат; хвосты обогащения.

Введение. Исследования последнего десятилетия в области геологии золота, проводимые с применением электронного оборудования с огромным увеличением, ознаменовались обнаружением в рудах и песках россыпей, а также продуктах их переработки значительного количества тонкодисперсного золота (ТДЗ) размером менее 10 микрон.

Изучение ТДЗ в природных образованиях "традиционными" минералогическими и аналитическими методами не дает достоверного результата, что обусловлено спецификой физико-химических свойств наноразмерного золота, которые частично изучены в смежных областях науки.

Идея предложения заключается в количественной оценке тонкодисперсного золото в рудах коренных месторождений, в песках россыпей и продуктах их переработки на основе новых методик, разработке технологии извлечения ТДЗ и оценки месторождений с ТДЗ на территории Казахстана.

Разработка технологии (комплекса методов) изучения и количественной оценки ТДЗ в рудах разнотипных коренных месторождений, песках россыпей и продуктах их переработки с целью увеличения золотого запаса страны и объема производства. Является актуальной проблемой отрасли.

Невидимое золото знакомо исследователям с 1930 г., когда оно было обнаружено в пирите одного из румынских месторождений [1]. Если раньше проблемы, связанные с невидимым золотом, считались незначимыми (из-за низкой цены на золото и наличия легко перерабатываемых богатых руд), то в настоящее время, по мере вовлечения в переработку бедных упорных руд, эта точка зрения изменилась. Особенностью руд некоторых типов месторождений являются наличие тонкого и невидимого золота (ТНЗ). Невидимым считают субмикроскопическое (1 – 100 нм. и менее) золото. Носителями такого золота являются сульфиды, платиноиды, кварц, глинистые минералы, магнетит, карбонаты и другие минералы [2].

Примеры месторождений с высоким содержанием невидимого золота в сульфидах включают: Фэйрвью (ЮАР); Карлин, Гетчелл, Бетзе-Скример (США) Бакырчик, Большевик (Казахстан); Олимпиадненское, Майское (Россия) и другие. В рудах в этих месторождений золото сконцентрировано в пирите. Содержание невидимого золота в сульфидных и арсенидных минералах, может достигать 20-30 г/т и более [3, 4].

Исследуемый тип золота (ТДЗ) характеризуется рядом особенностей:

- тонкодисперсное золото при образовании россыпей переносится как в виде самородного золота, так и в виде растворов с осаждением на неких химических и иных барьерах, локализуясь в пленках новообразованных минералов (в настоящее время подтверждено наличие ТНЗ в карбонатных корках на поверхности галек в россыпях) [5].
- в сульфидных минералах руд и в песках россыпей ТНЗ локализуются в виде "невидимых" включений, а в угольных пластах в виде, органических соединений [4].

Физические свойства ТНЗ принципиально отличаются от свойств золота более крупных размеров, что обусловлено «размерным эффектом». При температуре выше 340^0С наночастицы золота могут переходить в газовую фазу, т.е. возгоняться. Следствием этого является недостоверность результатов аналитических исследований, причиной чего являются необычные свойства субмикронного золота, делающими его летучим при обжиге и «невидимым» при анализе рудных проб [6].

ТДЗ не извлекается гравитационными методами, что обусловлено её низкой гидравлической крупностью.

В свете изложенного, основными задачами наших исследований являются:

- сбор и анализ информации о распространении ТДЗ в рудных и россыпных объектах с акцентом на формы его нахождения в рудах, углях и песках россыпей и существующих способов его оценки и извлечения;
- изучение физико-химических свойств и минералогических особенностей ТДЗ;
- отбор и подготовка материалов ТДЗ к аналитическим исследованиям;
- разработка технического задания на проведения аналитических исследований, обеспечивающих достоверное определение ТДЗ в рудах, россыпях и продуктах их обогащения;
- разработка принципиальной технологической схемы обогащения руд и песков россыпей с максимальным извлечением ТДЗ;
- изучение ТДЗ в золоторудных, угольных, золотороссыпных объектах и продуктах их обогащения;
- оценка перспектив обнаружения новых месторождений с ТДЗ.

Научная новизна и значимость предложения

Состояние сырьевой базы золота вынуждает вовлекать в освоение золоторудные месторождения и техногенные образования с низким содержанием золота, в том числе труднообогатимые. Золото в таких продуктах представлено тонкодисперсными частицами, зачастую ассоциированными с сульфидами и силикатами. На долю такого золота приходится от 30 до 60% всего объема золота.

Установлено, что основной формой нахождения в природе является самородное золото, содержащее серебро (5-30%), медь (до 20%), реже металлы платиновой группы. Почти все рудное золото находится в самородной форме, образуя совместно в сульфидах тонкодисперсную вкрапленность и разноразмерные включения в кварце и карбонатах. В породообразующих минералах золото находится в микродисперсных фазах или атомарном рассеянии. В корах выветривания частично самородное золото за счет окисления и разложения сульфидов переходят в свободную самородную форму, а также происходит растворение тонкодисперсного золота и переотложение и новообразование гипергенного. В россыпях преобладает преимущественно свободное самородное золото.

По современным представлениям структурная организация золота от атома до «металла» с классическими свойствами последнего, выглядит следующим образом (рисунок 1):

- атом (единица измерения ангстрем);
- кластер (порядка 1 нм);
- наночастица (~ 10 нм);
-коллоид (100 нм);
- блочный металл (> 1000 нм).

По балансу распределения золота на наноразмерное состояние приходится от 25 до 75 % всего его весового значения [7].

Наночастицы золота обладают специфическими свойствами, отличающимися от макроразмерного:

- золото плавится (кластерный размер) при низкой температуре 120-200˚С и (наноразмерный) 429˚С;
- обладает высокой летучестью (при температуре от 250˚С и выше);

- наноразмерное золото наблюдается в виде точечных одномерных (иголки, трубочки) и двумерных (пленки, налеты) выделений [8];

- широко представлены, кроме самородных форм золота, его интерметаллические соединения (с алюминием, оловом, а также дисульфиды, арсениды, теллуриды, стибиниды и оксиды);

- многообразие минеральных фаз характерно также для металлов платиновой группы;

- количественные определения золота и элементов платиновой группы производится атомно-абсорбционным методом в растворе после растворения в «царской водке» ($HCl + H_2SO_4$).

На рисунке 1, представлены линейные размеры золота и методы их извлечения.

Макрозолото		Тонкодисперсное золото					
250 мкм		10 мкм	1 мкм				
			≥1000 нм	100 нм	10 нм	1 нм	Ангстрем
Крупное	Мелкое – тонкое золото	Блочный металл микрозолото		Коллоид	Наночастица	Кластер	Атом
Гравитация	Гравитация + гидрометаллургия	Гидрометаллургия	Термоактивация				Полное растворение вмещающей матрицы
Световая микроскопия		Электронная микрос копия сцинтилляционный анализ	Электронно – зондовый микроанализ				

Рисунок 1 – Линейные размеры золота от атома до самородного металла

Анализ опубликованных литературных данных [9] и собственные результаты по изучению самородного золота позволил создать линейку размерности частиц золота, на которой схематично показать место предлагаемых нами исследований [10]. Существующие гравитационные методы и действующее оборудование (на 90% Казахстанского содержания) полностью закрывают все проблемы, связанные извлечением и изучением самородного золота (макрозолота) размерностью до 10 микрон, гидрометаллургические вопросы освещены и разработаны тиосульфатным выщелачиванием и микро-нанозолото – термоактивацией [11, 12].

В мире проводится широкий комплекс исследований по разработке и внедрению нетрадиционных методов переработки упорного сырья благородных металлов.

Самым распространенным методом переработки руд является цианирование методом "уголь в пульпе", тиомочевинное растворение и другие методы. К нетрадиционным методам воздействия на руды относятся ультратонкое измельчение и энергетическое воздействие (температурная обработка, электрохимическая обработка, магнитно-импульсное воздействие) и другие.

До начала 20 – го века единственным растворителем золото являлся цианидный. Извлечение благородных металлов с помощью тиосульфатных растворов было реализовано в начале 1900 – годов [13]. При использовании Патер-процесса золото-серебросодержащие руды подвергали хлорирующему обжигу, а затем обрабатывали тиосульфатным раствором [14, 16]. В частности, фирма Ньюмонт в промышленном масштабе процесс кучного выщелачивания золота из руд осуществляет с помощью тиосульфатных растворов [15, 17]; тиосульфат используется в Казахстане при переработки различных руд [16, 18]; тиомочевинное растворение золота из различных рудных объектов используется также на установках, действующих в Австралии, Франции и Китае [19]. Для извлечения золота из различных рудных объектов гидрохлорирование в небольших масштабах применяют на заводах в ЮАР, Австралии и Фиджи. Объективными причинами для возобновления внимание к этим (условно альтернативным) растворителям золота в первичной металлургии явились как технологические (обусловленные вовлечением в переработку новых типов упорных руд, в том числе содержащие ТНЗ, высокими затратами на очистку стоков, длительностью процесса цианирования и др.), так и экологические, определяемые возможным попаданием цианидных растворов в почву или открытые водные системы [24].

Электрохимический характер процесса растворения золота определяет необходимость оптимизации скорости анодного и катодного процессов. Многочисленные эксперименты показали, что с точки зрения скорости растворения золото практическое использование такого окислителя, как кислород возможно только в случае цианирования. Считается, что реальной альтернативой крупномасштабному цианидному процессу в первую очередь может быть аммиачно – тиосульфатное выщелачивание [21].

В последние годы предпринимаются усилия, основанные на отделение золота от минерала – носителя, путем электрического и ультразвукового высоко энергетического воздействия, а также методом микроволновой обработки руды совмещенную с ее измельчением [22]. Все эти методы, приведенные в обзоре не в полной мере, решают проблему максимально полного извлечения тонкого и наноразмерного золота из золотосодержащих минеральных ресурсов.

В этой связи необходимо развивать характеризующие научные разделы геологических наук, как наноминералогия, нанохимия, биоминералогия и другие направления. Продолжить глубокое изучение физико – химических свойств золота и его соединений. Это позволит не только оценивать новые золотосодержащие объекты, но и выбирать оптимальные технологические решения при их разработке.

В данное время отсутствует технологический регламент подготовки и последующего обогащения проб золотосодержащего сырья с наличием ТДЗ.

Основной предпосылкой наших исследований является актуальная необходимость расширения сырьевой базы золота и повышение эффективности ее освоения за счет вовлечения в оценку и отработку тонкого и наноразмерного

золота в рудах и песках россыпей; а также укрепление сырьевой базы действующих объектов за счет доизучения ТДЗ в рудах отрабатываемых месторождений и хвостах их переработки.

В настоящее время на территории Казахстана тонкодисперсное золото выявлено в россыпных месторождениях Южного и Восточного Казахстана, в качестве примеси установлено в некоторых месторождениях золота и никеля. ТДЗ преобладает в рудах уникального (Бакырчик) и крупного (Большевик) месторождений, расположенных в Восточном Казахстане.

На одном из россыпных месторождений Восточного Казахстана выделены следующие минеральные ассоциации, различающиеся формой нахождения, размером и технологическими особенностями золота: кластогенная, новообразованная гидротермальная и новообразованная гипергенная (таблица 1).

Таблица 1 – Минеральные ассоциации продуктивных песков и форма нахождения золота в них.

Минеральные ассоциации	Кластогенная	Новообразованные	
		Гидротермальная	Гипергенная
Типоморфные минералы	Самородное золото, самородное серебро, арсенопирит, самородный висмут, ильменит, циркон, рутил, гранат, шеелит, вольфрамит, редкоземельная минерализация	Золото, доломит, барит, кварц, пирит, галенит, сфалерит, редкоземельные кальциевые фосфаты, гематит	Золото, кальцит, гидрооксиды Fe и Mn, тодорокит
Форма нахождения и размеры золота	1. Свободное самородное мелких и тонких классов. 2. Свободное тонкодисперсное. 3.Связанное в породных обломках тонкодисперсное.	1. Связанное в пирите, свободное тонкодисперсное	1. Связанное в кальците, гидроокислах железа, тонкодисперсное

Свободное самородное золото мелких и тонких классов (-0,25+0,044 мм) кластогенной ассоциации извлекается гравитационными методами с помощью центробежных аппаратов, его доля в общем балансе золота не превышает 10-12%. Количество же золота в хвостах гравитационного обогащения, представленного тонкодисперсными фракциями, составляет в среднем 76,11% при содержании до 6 г/т (табл. 2)

Таблица 2 – Распределение золота в продуктах гравитационного обогащения

Материал	Вес, кг	Содержание Au, г/т	Вес Au, мг	Распределение Au от исходного, %
Исходный материал класса -80+2 мм (не обогащался)	38,39	0,37	14,2	19,02
Окончательные хвосты класса -2+ 0 мм	41,861	2,01	84,161	76,11
Гравиконцентрат (класс -2+0 мм), всего	1,7693	6,9	12,214	11,04
В т.ч. извлечено в монофракцию Au	-	-	9,259	8,37
Исходная проба	82,02	1,35	110,575	100

Как видно, золото свободное самородное тонкодисперсных классов, а также связанное в обломках пород, кальците и гидроокислах железа уходит в окончательные хвосты, его наличие подтверждено сцинтилляционным анализом [23].

Аналогичное распределение золота по классам крупности установлено также на некоторых россыпях Южного Казахстана, для его оценки требуется проведение дополнительных специализированных исследований.

Переработка руд и песков, содержащих ТДЗ, обычными методами гравитационного обогащения неэффективна. Поэтому задачей исследования является разработка новой инновационной технологии переработки песков россыпей этого типа по комбинированной схеме: методами активной и пассивной гравитацией, а также гидрометаллургической переработкой хвостов гравитационного обогащения [24].

Разработка новой технологии позволит повысить технико – экономическую привлекательность освоения золоторудных, золотороссыпных месторождений сложного строения с тонкодисперсным золотом.

Тонкодисперсное золото выявлено в золоотвалах экибастузских углей, решение вопроса его извлечения из них позволит не только увеличить золотодобычу, но и будет способствовать улучшению экологической ситуации в регионе.

Научная новизна предложения заключается в разработке принципиально новой технологии оценки содержания и обогащения руд и песков россыпей с мелким, тонким и упорным золотом с использованием физических и гидрометаллургических принципов переработки с созданием оптимальных технологических схем отработки месторождений данного типа в целях обеспечения комплексного освоения, включая значительное повышение полноты извлечения всех полезных компонентов. При разработке гидрометаллургических процессов переработки хвостов физических методов обогащения предлагается замена цианидной технологии. В качестве замены крайне ядовитого цианидного растворителя предлагается конкурентноспособная экологически безопасная и эффективная тиосульфатная технология извлечения золота [22].

Реализация идей предложения позволят повысить эффективность реализации программы по наращиванию золотодобычи в республике Казахстан и укреплению ее золотовалютных резервов. Полученные результаты могут быть

рекомендованы к внедрению как отечественным, так и зарубежным предприятиям, специализирующимся на освоении золотосодержащего минерального сырья.

На основании разработанных технологий будут интенсифицированы работы по оценке и отработке золотосодержащего минерального сырья содержащие ТДЗ. Успешное решение поставленных задач позволит существенно расширить сырьевую базу Казахстана по золоту, создание рабочих мест и привлечения инвестиций, поступления налоговых платежей в бюджет, а также повышения уровня комплексного и эффективного использования минеральных ресурсов за счет оценки и извлечения тонкодисперсного золота.

Будут получены новые знания о физико-химических и минералогических особенностях тонкодисперсного золота и способах их максимально полного извлечения из различного минерального сырья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Bury G. // Metall. Erg. 1930. B. 27. S. 333 – 378.

2 Осовецкий Б.М. Природное нанозолото: монография//Перм.гос.нац. исслед. ун-т.- Пермь, 2013.-176 с.

3 Pals D., Chryssouils S. // Econ. Geol. 2003. V. 98. H3. P. 473 – 493.

4 Меретуков М.А., Рудаков В.В., Злобин М.Н. Геотехнологические исследования для извлечения золота из минерального и техногенного сырья. Горная книга. 2011. 438 с. ISBN 978-5-98672-278-8.

5 A. Begalinov, V. Peregudov, A. Tretyakov, M. Shautenov, T. Almenov, B. Bektur, K. Sakhipova Polygenic gold mineralization in the quartz-pebble formations of the Takyr-Kaldzhir site (South Altai, East Kazakhstan Region). ISSN:2415-3435. Mining of Mineral Deposits, Volume 17 (2023), Issue 3, 32-41.

6 Цзи В.Я., Фу С.Я., У М.Я. Изучение свойств золота в микро- и наноструктурах // Международный студенческий научный вестник. – 2016. – №6.

7 Помогайло А.Д., Розенберг А.С., Уфлянд И.Е., Наночастицы металлов в полимерах. М: Химия, 2000. 672 с.

8 Ненахов В.М., Никитин А.В., Ненахова Е.В., Караичев О.В. Новое в технологии извлечения благородных металлов из упорных высокоуглеродистых руд. Актуальные вопросы геологии: материалы Международной научно-практической конференции. Белград, 2019, с. 149-154.

9 Матвиенко В.Н., Ненахов В.М., Калашников Ю.Д., Левин В.Л. Роль природных кластеров благородных металлов как источника рудного вещества при формировании месторождений. Вестник Воронежского 2018 государственного университета. Серия Геология, 2018. №3. с. 36-49.

10. Бегалинов А., Третьяков А.В., Шаутенов М.Р. и др. Отчет по проекту НИР ГФ за 20323 год. ИРН AP14869802 «Разработка инновационных технологии гравитационного обогащения и минералогического анализа рядовых геологических проб на золото». Алматы, 2023. 50 с.

11. Бесцианидная технология переработки золотосодержащего сырья / Бегалинов А. Б., Шаутенов М. Р. Алменов Т. М. Бектур Б. К., Искаков Е.Е. – Алматы: Издательство КазНИТУ им. К. И. Сатпаева. – 2020 – 420 стр.

12. Перегудов В.В., Левин В.Л., Ожогин Г.А., Бекенова Г.К. «Термоактиватор». Патент на полезную модель, №7613 от 25.11.2022г. РГП на ПХВ НИИС МЮ РК.

13. White H. // Chem. Metal. Min. S. Atr – 1905, - V 5. – P. 109 – 111.

14. Aulmore M., Muir D. // Miner. Eng – 2001. – V 14 – P. 135 – 174.

15. Grosse A. Dicinoski S., Show M. Haddad P.// Hydrometallurgy-2003. -V 69. P. 1-21.

16. Wan. R., Brierley // Min. Eng – 1997. – V. T6 – P. 76 – 80.

17. Бегалинов А., Яковлев А. П, Ахмеджанов и др. Тиосульфатное выщелачивание золота. Теория и практика – Монография. – Алматы: 2001 – 254с.

18. Hisshon R., Waller. C. // Min. Mag – 1984 – V. 151 - №3. – P. 237 – 243.

19. Millard M. // Advances in gold processing / Ed. M Adans – Elsevier. Amsterdam. 2005 – P. 985 – 991.

20. Меретуков М. А. – Золото: Химия, минерология, металлургия – М: Руда и металлы – 2008 – 528 с.

21. Турысбекова, М. А. Меретуков., Е. Н. Бектай. Золото: инновации в химии и металлургии: Монография / Г. С. – Алматы: КазНИТУ, 2015 – 632 с.

22. Бегалинов А., Шаутенов М.Р., Третьяков А.В. и др. Отчет заключительный по проекту НИР ГФ. ИРН AP09259631 «Разработка технологии добычи и переработки песков древних большеобъемных россыпей впадин с преобладанием мелкого, тонкого, свободного и связанного золота (участок Такыр-Кальджирский)», Алматы, 2023. 83 с.

23. Бегалинов А.Б., Шаутенов М.Р., Перегудов В.В, Третьяков А.В. Предварительные результаты по обогатимости Такыр-Кальджирской россыпи золота. Горный журнал Казахстана, 2023. №6. Стр. 39-46.

24. Шаутенов М.Р. Отчет о научно-исследовательской работе по ИРН AP05133341. Разработка технологии извлечения золота из золошлаковых отходов. КазНИТУ, Алматы 2020.

UDC 622.7.017.24

RESEARCH OF THE SUBSTANTIAL COMPOSITION DURING PRIMARY PROCESSING OF SOLID MINERAL RAW MATERIALS OF THE YOSHLIK-I DEPOSITS

M.M.Yakubov[1], H.Y.Djumaeva[2], M.S.Maksudhodjaeva[3], O.M.Yokubov[1]
[1]Branch of NRTU MISIS in Almalyk, Uzbekistan
[2]State Institution "IMR", Tashkent, Uzbekistan
[3]Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan

The study of the material composition was carried out with the aim of research during the primary processing of solid mineral raw materials and the development of a rational technology for the enrichment of copper-porphyry balance and off-balance ores of the Yoshlik I deposits, a rational technology for enrichment by flotation and the production of collective, copper and molybdenum-containing concentrates, finished products in the form of copper, molybdenum and pyrite concentrates.

In order to analyze previously published works on this issue, the following articles were reviewed.

The work shows changes in the fractional composition of ore and rock minerals when varying the duration of ore grinding, the mass and size composition of the grinding medium, the distribution of copper by size classes during enrichment, mixed copper-molybdenum ores when varying the grinding size shows that with increasing degree of ore grinding, the relative mass the share of copper in the -10 micron class is growing[1].

The authors of the work showed that in order to improve the quality extraction of metals in a sample of stale sulfide copper-porphyry balance and off-balance ores, an assessment of the influence of grinding size on flotation performance was carried out at different pH values (in alkaline and acidic environments) on the tailings. The extraction of copper porphyry ores into the foam product was 2.5 and 2.7% higher, respectively, than in an acidic environment, with similar quality of foam products [2-5].

The work established that with the help of fine and ultrafine grinding, the required completeness of opening of intergrowths of sulfide minerals with each other and the host rocks is achieved in comparison with traditional ball grinding, and water-impact-cavitation grinding increases the selectivity of opening of intergrowths with the equality of the granulometric composition of the products of grinding rotary-pulsation devices and ball mills [6].

The authors of the works investigated the reagent flotation mode, which was tested on a sample of disseminated copper-nickel ore, subjected to pre-treatment with high-voltage nanosecond pulses. The collectors tested were a combination of nonionic collectors of the thionocarbamate class , which are known to be efficient collectors of copper minerals that are selective for iron sulfides, particularly pyrite and pyrrhotite. However, it has been established that when using a combination of thionocarbamate with xanthate in a certain order and proportion, the yield of the copper mineral, chalcopyrite, increases by 5-15% [7,8].

Flotation experiments were carried out according to a scheme including: grinding of ore to a particle size of 70% class -0.071 mm, main and control flotation, additional grinding of rough concentrate to a particle size of 92% class -0.071 mm, two to three re-cleanings of the additional crushed concentrate, post-flotation of first cleaning tailings. Aerophine 3418A and butyl xanthate were used as collecting reagents , and liquid glass was used as a mineral rock depressant. Flotation and cleaning were carried out in a highly alkaline environment (pH>10) created by lime. A copper concentrate with a mass fraction of copper of 20.6% with a recovery of 85.9% was obtained [9,10].

The works reveal the effectiveness of controlling grinding and flotation processes, which involves the consistent use of an optical method for assessing the content of incoming ore and economically sound optimization of technological processes using a database of ore content. The introduction of operational control systems for ore quality at the Erdenet processing plant (Mongolia) helped reduce losses of valuable components [11,12].

Discussion of the results of the work.

According to the results of laboratory tests, the average content of valuable components in the sample of the deposit's pulp ore in the Yoshlik-1 sample was:

- balance: Cu -0.432%; Mo -0.0067%; Au -0.42 g/t; Ag -1.14 g/t;
- off-balance sheet: Cu -0.23%; Mo -0.0062%; Au -0.23 g/t; Ag -1.235 g/t;

in the charge: Cu -0.25%; Mo -0.0034%; Au -0.26 g/t; Ag -1.25 g/t.

According to the results of rational analysis for gold and silver, the content of cyanidated free gold in the charge is 63.08% and silver 46.29%; 14.77% of silver is associated with minerals and chemical compounds of antimony and arsenic; 13.85% of gold and 17.2% of silver are associated with carbonates and hydroxides of iron and manganese; 12.31% of gold and 15.23% of silver are associated with sulfides (pyrite, arsenopyrite); 10.77% of gold and 6.52% of silver are found in finely disseminated form in quartz, aluminosilicates and other acid-insoluble minerals.

According to the results of mineralogical analysis, the content of ore minerals ranges from 2-12%. The texture of the ores is disseminated, veined, nested, clustered, rarely replaced. The thickness of the veins is up to 1-2 mm. The structure of ore minerals is fine-grained, medium-grained, less often allotriomorphically granular, unevenly granular.

Ore minerals are observed in the form of individual inclusions, monomineral accumulations, and closely fused aggregates; fragments of ore samples are shown in Fig. 1-6.

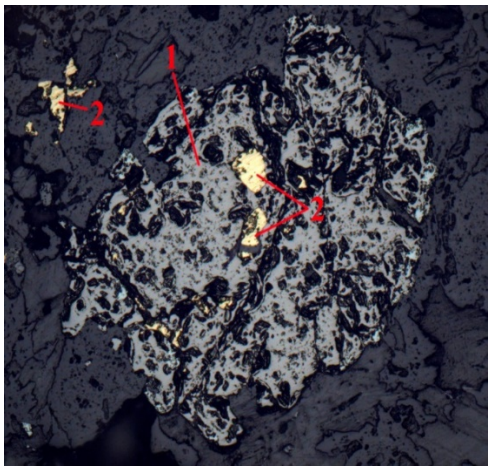


Figure 1 – Fragments of ore samples (with a magnification of x100), which contains 1-magnetite, 2-chalcopyrite

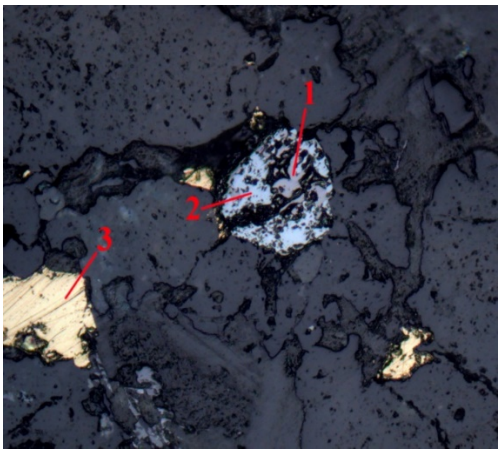


Figure 2 – Fragments of an ore sample (magnification x 200), which contains 1-magnetite, 2-hematite, 3-chalcopyrite

In Fig. 1,2 you can see inclusions of chalcopyrite in the intergranular space of magnetite. In the above image you can see intergrowths of magnetite with hematite and chalcoperite .

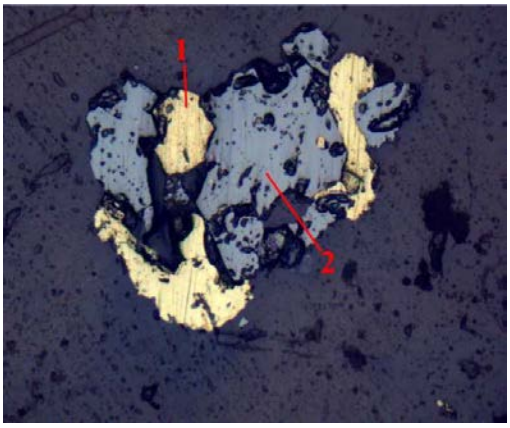


Figure 3 – Fragments of samples in which 1-chalcopyrite is located, 2-magnetite (magnification x200)

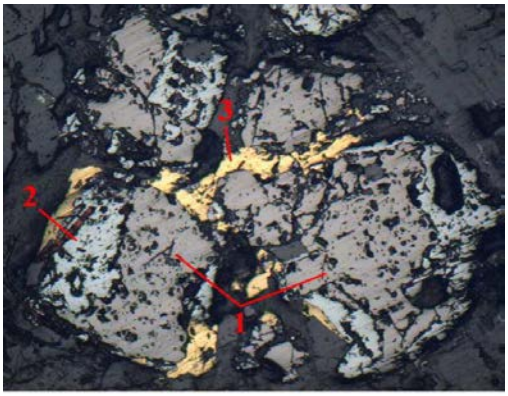


Figure 4 – Fragments of samples in which 1 is hematite, 2 is magnetite, 3 - chalcopyrite (magnification x200)

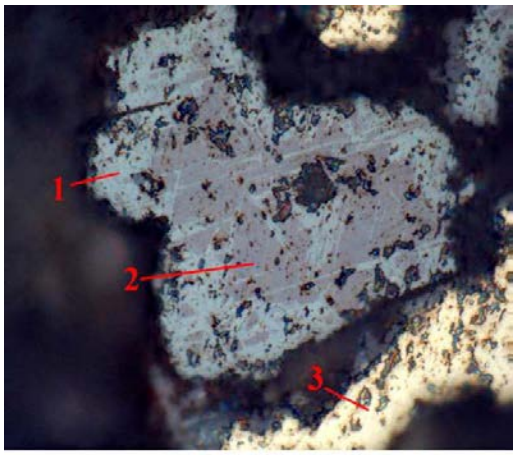


Figure 5 - Fragments of samples containing 1-chalcopyrite, 2-pyrite, 3-magnetite (magnification x200)

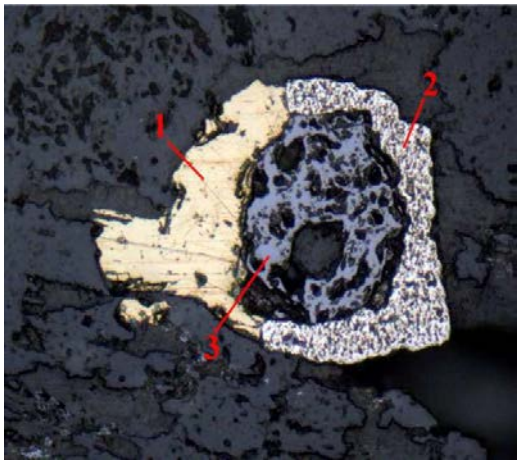


Figure 6 - Fragments of samples containing 1-hematite, 2-magnetite, 3-chalcopyrite (magnification x100)

In the given figure 3-6. You can see rimmed intergrowths of pyrite, chalcopyrite with magnetite. The main non-metallic minerals of the samples are quartz, plagioclase, potassium feldspars and sericite. The ore composition is dominated by pyrite, with minor amounts of chalcopyrite and magnetite. Hematite, molybdenite, sphalerite, galena, fahlore, marcasite, ilmenite, rutile, bornite, chalcocite, covellite, cuprite , and iron hydroxides are found in frequent or single grains . Secondary copper-iron minerals are observed in isolated cases. The enrichment of samples and mixtures was studied using gravity and flotation methods.

The content of ore minerals in the studied polished sections ranges from 2-3% to 10-12%. The texture of the ores is disseminated, veined, nested, clustered, rarely replaced. The thickness of the veins is up to 1-2 mm., studies of the material composition were carried out during the primary processing of solid mineral raw materials by size class; the initial ore samples crushed to -3+0 mm and the charge to -2+0 mm were subjected to sieve analysis. Also, for further study of ores by flotation of crushed ore (size 80% class - 0.074 + 0 mm), studies were carried out on the grindability of the material of the studied ore samples at the sites of the Yoshlik I deposits .

Table 1 - Results of sieve analysis of ore samples from the Yoshlik I deposits

Class size, mm	Exit, %	Content				Distribution by class, %			
		Au , g/t	Ag , g/t	Cu , %	Mo , %	Au	Ag	Cu	Mo
" Yoshlik I" balance sheet									
-3.0+2.5	29.6	0.32	0.74	0.41	0.0042	23.11	19.54	27.88	19.75
-2.5+1.4	8.9	0.41	1.18	0.38	0.00804	8.93	9.40	7.80	11.41
-1.4+1.0	14.5	0.36	1.10	0.41	0.0075	12.76	14.25	13.68	17.31
-1.0+0.5	16.1	0.39	1.11	0.37	0.00786	15.35	15.98	13.72	20.15
-0.5+0.315	7.3	0.42	1.08	0.34	0.00798	7.49	7.04	5.71	9.27
-0.315+0.18	7.9	0.48	1.30	0.39	0.00516	9.27	9.18	7.09	6.49
-0.18+0.08	6.4	0.59	1.80	0.71	0.00344	9.22	10.29	10.45	3.50
-0.08+0.044	2.0	0.74	1.62	0.76	0.00914	3.54	2.84	3.43	2.85
-0.044+0	7.3	0.58	1.76	0.61	0.00798	10.34	11.47	10.24	9.27
Ore	100	0.41	1.12	0.43	0.0063	100	100	100	100
Yoshlik I off-balance sheet									
-3.0+2.5	19.8	0.16	1.04	0.21	0.0075	14.45	16.72	17.53	21.16
-2.5+1.4	8.9	0.19	1.09	0.22	0.0024	7.76	7.93	8.31	3.06
-1.4+1.0	18.0	0.19	1.15	0.24	0.0037	15.59	16.80	18.20	9.49
-1.0+0.5	18.1	0.17	1.26	0.2	0.0069	14.04	18.52	15.26	17.80
-0.5+0.315	9.2	0.18	1.19	0.19	0.011	7.53	8.86	7.34	14.37
-0.315+0.18	9.7	0.37	1.45	0.18	0.0047	16.38	11.43	7.53	6.50
-0.18+0.08	7.2	0.30	1.41	0.33	0.0074	9.83	8.22	9.99	7.58
-0.08+0.044	2.7	0.32	1.96	0.42	0.0156	3.99	4.35	4.82	6.08
-0.044+0	6.5	0.35	1.35	0.4	0.015	10.43	7.16	11.01	13.96
Ore	100	0.22	1.23	0.24	0.007	100	100	100	100

As follows from Table 1, the content of valuable metals in the studied ore samples increases in small size classes.

The grindability of the material of the studied ore samples was studied as follows, using a 1 kg sample of ore. Grinding was carried out with constant ball loading at the ratio T:L:W=1:0.75:8. The ground product was sifted through a 0.074mm (200mesh) sieve.

Table 2 - Dependence of class yield -0.074+0mm on ore grinding time

Field	Class yield -0.074 mm, % at grinding time, min.					
	0	10	15	20	25	thirty
Yoshlik balance sheet	18	54.5	68.2	77.9	84.9	87.5
Yoshlik off-balance sheet	16.8	53.2	67.2	76.6	82.9	85.4

Table 2 - Dependence of the specific productivity of a laboratory mill on the ore grinding time

Field	Specific productivity of a laboratory mill, t/m 3 h at grinding time, min.				
	10	15	20	25	thirty
Yoshlik balance sheet	0.313	0.287	0.257	0.229	0.198
Yoshlik off-balance sheet	0.312	0.288	0.256	0.227	0.196

From Table 3 it can be seen that the highest specific productivity of a laboratory mill occurs with a grinding time of 10-20 minutes. From the table 2.3 and fig. 7, the dependence of the yield of class -0.074+0mm on the ore grinding time and the dependence of the specific productivity of the laboratory mill on the ore grinding time, it is clear that the highest specific productivity of the laboratory mill occurs at a grinding time of 10-20 minutes.

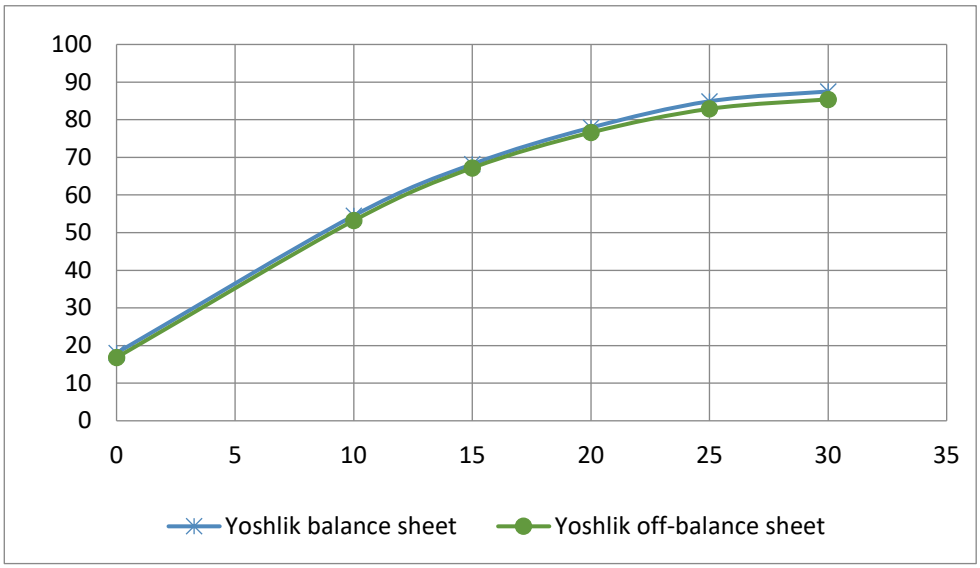


Figure 7 - Curve of the dependence of the yield of class -0.074 mm on the time of ore grinding

In Fig. 8 shows a test diagram to establish the dependence of technological indicators on the size of grinding 60/65/70/75% -0.074 mm, beneficiation of balance and off-balance grades ores of Yoshlik I

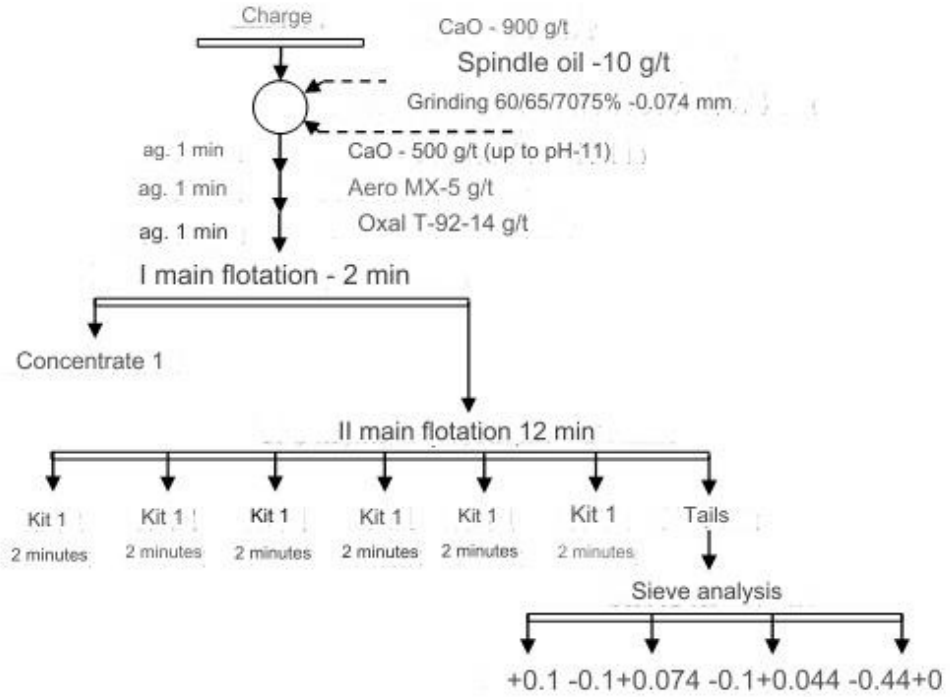


Figure 8 - Scheme of testing the beneficiation of balance and off-balance grades ores of Yoshlik I from size to grinding

IN in general By experiments noted trend on increase extraction copper at decrease size nutrition, With 91.02 before 92.45%. Most significant influence decline sizeprovides on extraction molybdenum — With 45.14 before 56.75%. Extraction gold It hasspasmodic character And hesitates V wide range — from 24.95 before 62.11%.

Analysis personnel tails flotation showed What at size grinding 60% class - 0.074 mm significant Part copper And gold gets lost With class size more than 0.0 74 mm – 53.97 And 62.42% (from operations) respectively, A at decrease size grinding before 80%cl . -0.074 mm losses copper And gold With class size more than 0.0 74 mm are being reduced before35.99 And 30.30% (from operations) respectively.

REFERNCES

1 V.V.Morozov , DelgerbatLodoy , Churelchuluun _ Ishgen , Erdenezul Jargalsaikhan Application of optical analysis of ore for automated control of the ore beneficiation Volume 54, Issue 1, 2021, Pages 1224-1229.

2 E. V. Chernousenko , G. V. Mitrofanova , I. N. Vishnyakova , Yu. S. Kameneva Flotation and magnetic methods for the separation of non-ferrous metals from poor technogenic raw materials. Magazine Non-ferrous metals. 2019. No. 2. P.11-15.

3 Aksenov E. M., Sadykov R. K., Aliskerov V. A., Kiperman Yu. A., Komarov M. A. Technogenic deposits - problems and prospects for involvement in economic turnover // Exploration and protection of subsoil. 2010. No. 2. pp. 17–20.

4 Evdokimov S.I., Evdokimov V.S. Processing of ores and technogenic Cu – Ni raw materials using jet steam-air flotation technology // News of universities. Non-ferrous metallurgy. 2015. No. 2. P. 3–8.

5 Semushkina L.V., Turysbekov D.K., Rulev N.N., Narbekova S.M. Flotation of lead-zinc ore enrichment tailings with a combined collector using microemulsification // Ore Enrichment. 2017. No. 2. pp. 26–31. DOI: 10.17580/or.2017.02.05 .

6 S.V. Mamonov, V.N. Zakirnichny , A.A. Metelev, T.P. Dresvyankina , S.V. Volkova, V.A. Kuznetsov, S.V. Ziyatdinov Promising technologies for the disclosure of mineral raw materials in preparation for flotation enrichment. Physical and technical problems of mineral development No. 5 2019 pp. 158-169.

7 Khabarova I. A., Getman V. V., Bunin I. Zh. Increasing the efficiency of beneficiation of disseminated copper - nickel ores based on the use of combinations of flotation reagents and pulsed energy influences MATERIALS of the XXV International Scientific and Technical Conference “Scientific foundations and practice of processing ores and technogenic raw materials "07-10 April Ekaterinburg 2020, pp. 78-83.

8 Ignatkina V.A., Aksenova D.D., Kayumov A.A., Ergesheva N.D. Hydrogen peroxide in reagent modes of flotation of pyrite copper ores. Physical and technical problems of developing mineral deposits. 2022.No.1. pp. 139-144.

9 Asonchik K. M., Aksenova G. Ya., Maksimov I. I., Tasina T. I., Study of various modes of flotation of porphyry copper ore Journal of Non-Ferrous Metals No. 4 2017 DOI 10.17580/ or .2017.04.04.

10 Yushina T.I., Purev Bayanmunkh , D. Elia Yanez Kalim Sebastian. Improving the reagent regime for flotation of porphyry copper ores at the Erdenetiyin - Ovvoo deposit . Proceedings of the international conference Problems of integrated and environmentally safe processing of natural and man-made mineral raw materials. Plaksinsky readings-2021, 04-08 October 2021 P.304-305.

11 Solozhenkin PM Flotation of gold minerals by promising collectors according to molecular modeling data. Gornylzhurnal . 2017. No. 11 P.94-96 .

12 V.V.Morozov , Erdenezuul Zhargalsaikhan , I.V.Pestryak . Increasing the efficiency of flotation of copper-molybdenum ores using measurements of the absorption capacity of the pulp. Journal of Mining Sciences and Technologies No. 5(3) 2020 pp. 188-200.

Код МРНТИ 28.17.19

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

А. М. Байтуреев[1], Ж. А. Ертаева[2], А. Т. Онлабекова[1], Г.Ж.Мақұлбек[1]
[1]НАО Таразский Региональный университет им. М.Х. Дулати, Тараз, Казахстан
[2]ТОО «Профессиональный гуманитарно-технический колледж «Білім», Тараз, Казахстан

Существуют различные виды формул для расчета линий тренда (достоверности) аппроксимации.
Для аппроксимации данных по методу наименьших квадратов используются следующие виды уравнений [1]:

- Линейная – $y = mx + b$, (1)

где m– угол наклона и b – координата пересечения оси абсцисс;

- Полиномиальная – $y = b + c_1 x + c_2 x^2 + c_3 x^3 + \ldots + c_6 x^6$, (2)

где b и $c_1 \ldots c_6$ – константы;

- Логарифмическая – $y = c \ln x + b$, (3)

где c и b – константы, $\ln$ – функция натурального логарифма;

- Экспоненциальная – $y = ce^{bx}$, (4)

где *c* и *b* – константы, *e* – основание натурального логарифма;

- Степенная – $y = cx^b$, (5)

где *c* и *b* – константы.

Линии тренда обычно используются в задачах прогнозирования. Такие задачи решают с помощью методов регрессионного анализа. С помощью регрессионного анализа можно продолжить линию тренда вперед или назад, экстраполировать ее за пределы, в которых данные уже известны, и показать тенденцию их изменения. Можно также построить линию скользящего среднего, которая сглаживает случайные флуктуации, яснее демонстрирует модель и прослеживает тенденцию изменения данных.

Линиями тренда можно дополнить ряды данных, представленные на плоских ненормированных диаграммах с областями, линейчатых диаграммах, гистограммах, графиках, биржевых, точечных и пузырьковых диаграммах. Нельзя дополнить линиями тренда ряды данных на объемных диаграммах, нормированных диаграммах, лепестковых диаграммах, круговых и кольцевых диаграммах. При замене типа диаграммы на один из вышеперечисленных соответствующие данным линии тренда будут потеряны.

После того как уравнение регрессии найдено, необходимо произвести статистический анализ результатов. Этот анализ заключается в проверке значимости всех коэффициентов регрессии в сравнении с ошибкой воспроизводимости и адекватности уравнения. Такое исследование называется регрессивным анализом. Примем при проведении регрессивного анализа следующие допущения [1]:

1. Входной параметр *x* измеряется с пренебрежимо малой ошибкой по сравнению с ошибкой в определении *y*. Большая ошибка *y* объясняется наличием в каждом процессе не выявленных переменных, не вошедших в уравнение регрессии.

2. Результаты наблюдений $y_1, y_2, \ldots, y_n$, над выходной величиной *y* представляют собой независимые нормально распределенные случайные величины.

3. При проведении эксперимента с объемом выборки *n* при условии, что каждый опыт повторен *m* раз, *i* = 1, 2, …, *n*, выборочные дисперсии S_2^2, … S_n^2 должны быть однородны.

При одинаковом числе параллельных опытов проверка однородности дисперсии сводится к следующему [1]:

1. Ввод экспериментальных данных *x* и *y* в таблицу 1.
2. Используя табличные данные, строим график зависимости *x* и *y* (рисунок 1, 2).
3. Строим линию тренда, используя точки графика (рисунок 1, 2).

При построении линии тренда (аппроксимации) укажем:

- тип линии уравнения;
- степень в диапазоне от 2÷6;
- показать уравнение на диаграмме;
- поместить на диаграмму величину достоверности аппроксимации (R^2).

Величина достоверности аппроксимации R^2 [2]:

$$R = \sqrt{1-\xi} \quad (6)$$

или

$$R^2 = 1 - \frac{SSE}{SST}, \quad (7)$$

где

$$\xi = \frac{SSE}{SST}, \quad (8)$$

ξ – сила связи между *x* и *y* (дисперсионное отношение по Фишеру) [1]:

$SSE = \sum \left(Y_i - \hat{Y}_i\right)^2$ – остаточная дисперсия адекватности; (9)

$SST = \left(\sum Y_i^2\right) - \frac{\left(\sum Y_i\right)^2}{n}$ – общая дисперсия адекватности. (10)

Связь тем сильнее, чем меньше ξ.

Чем больше R^2, тем сильнее связь [2], (уравнение регрессии адекватно эксперименту).

$$0 \le R \le 1 \quad (11)$$

Если $R = 1$, то существует функциональная зависимость между, параметрами.

Однако при $R=0$ величины *x* и *y* нельзя считать независимыми, так как связь между ними, не сказываясь на дисперсиях, может проявить себя в моментах более высокого порядка. И только при нормальном распределении равенство нулю корреляционного отношения однозначно свидетельствует об отсутствии связи между случайными величинами. Корреляционное отношение, как и коэффициент корреляции в линейной регрессии, характеризует тесноту связи между случайными величинами. Вообще анализ силы связи по R называют корреляционным анализом.

Рассмотрим процесс сушки на примере галита (поваренной соли).

Требуется определить зависимость производительности (*G*) барабанного агрегата от скорости теплоносителя (ϑ_{BX}) на входе и угла наклона барабана (α) [3,4]. Экспериментальные данные приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Зависимость производительности (*G*) барабанного агрегата от скорости теплоносителя (ϑ_{BX}) на входе и угла наклона барабана (α)

№	Число оборотов барабана *n*, об/мин	Скорость сушильного агента на входе в барабан, ϑ_{BX}, м/с	Угол наклона барабана, α^0	Производитель-ность, $G_i \cdot 10^{-3}$, кг/с			Производитель-ность, средняя $G_{ср} \cdot 10^{-3}$, кг/с
				G_1	G_2	G_3	$G_{ср} \cdot 10^{-3}$
1	2	3	4	5	6	7	8
1.	14	1,95	0	325	321	314	320
2.	14	1,95	-1	181	176	183	180
3.	14	1,95	-2	101	106	108	105
4.	14	1,95	-3	40	35	36	37,5

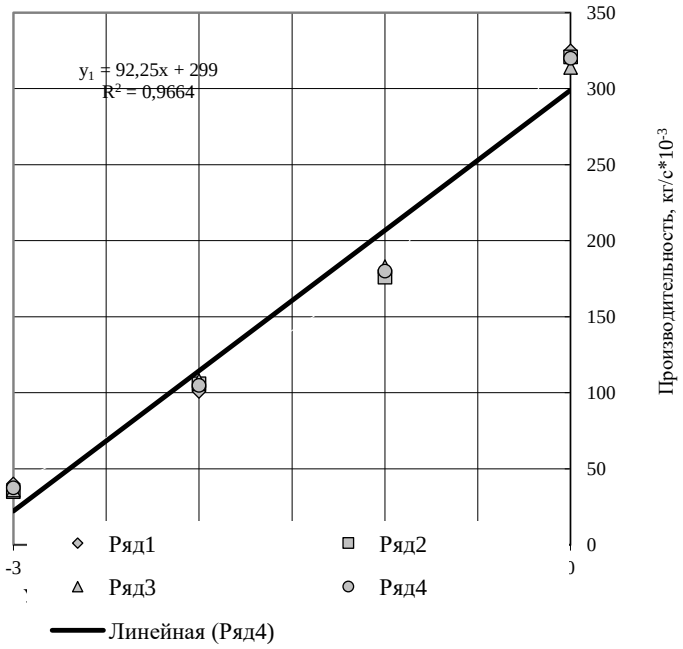


Рисунок 1 – Зависимость производительности сушилки от угла наклона барабана (вид уравнения линейный)

$$Y_1 = 92{,}25x + 299 \quad R^2 = 0{,}9664 \quad \text{или} \quad R = 0{,}9831 \tag{12}$$

где: Y_i – производительность сушилки *G*; *x* – угол наклона барабана;
R^2 – величина достоверности аппроксимации.

$$Y_2 = 9{,}5833x^3 + 61{,}25x^2 + 191{,}67x + 320 \qquad R^2 = 1 \text{ или} \qquad R = 1 \tag{13}$$

где: Y_i – производительность сушилки *G*; *x* – угол наклона барабана;
R^2 – величина достоверности аппроксимации.

Из анализа уравнений (12), (13) и кривых на рисунках 1, 2 видно, что связь между *x* и *y* уравнения полиномиального вида (13) сильнее, чем у уравнения линейного вида (12), следовательно, уравнение регрессии (13) адекватно эксперименту.

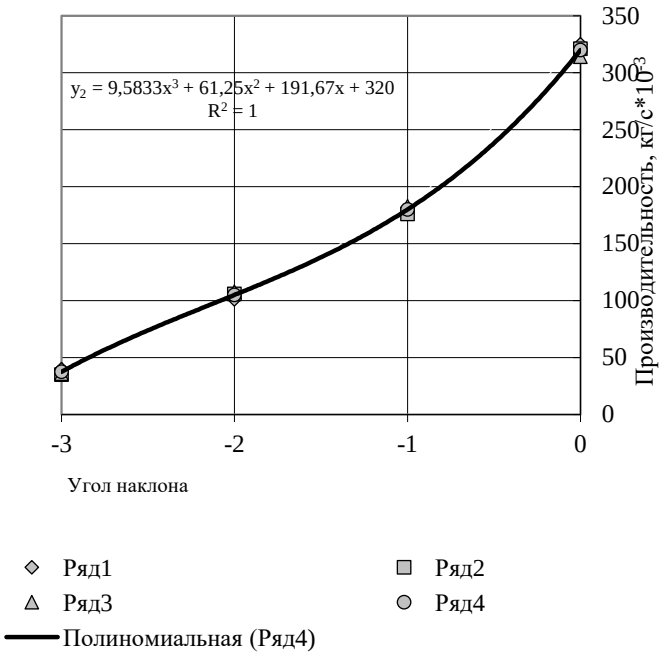


Рисунок 2 – Зависимость производительности сушилки от угла наклона барабана (вид уравнения полиномиальный)

Выводы

1. Разработана математическая модель проверки адекватности экспериментальных исследований, основанная на связи между «х» и «у» и получено уравнение полиномиального вида, характеризующая адекватность эксперимента.

2. В результате математической обработки экспериментальных данных с помощью инновационных технологий на ПК фирмы IBM получены эмпирические уравнения зависимости производительности (Y_i) от угла наклона барабана (α) и величина достоверности аппроксимации R^2.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Карлберг, Конрад. Бизнес-анализ с помощью Excel 2000: – Пер. с англ.: Учебное пособие. – М.: Издательский дом «Вильямс», 2000. – 480 с.

2 Ахназарова С.Л., Кафаров В.В. Методы оптимизации эксперимента в химической технологии. – М.: Высшая школа, 1985. – 328 с.

3 Предварительный патент Республики Казахстан № 9654. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К. Сансызбаев К.К.; опубл. 15.11.2000, Бюл. № 11.

4 Предварительный патент Республики Казахстан. № 9653. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К. и др.; опубл. 15.11.2000, Бюл. № 11.

Код МРНТИ 61.13.19

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ СУШИЛЬНОГО АГЕНТА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ СУШИЛЬНОГО БАРАБАНА СО СМЕШАННЫМ РЕЖИМОМ ТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ)

А.М. Байтуреев[1], Ж.А. Ертаева[2], А.Т. Онлабекова[1], Г.Ж.Мақұлбек[1]

[1]НАО Таразский Региональный университет им. М.Х. Дулати, Тараз, Казахстан

[2]ТОО «Профессиональный гуманитарно-технический колледж «Білім», Тараз, Казахстан

Актуальность исследования. Среди всего многообразия конструкций сушильных аппаратов, применяемых в химической, металлургической и пищевой промышленности наиболее широкое распространение (более 80%) получили барабанные сушильные агрегаты. Поскольку, процесс сушки является весьма энергоемким, то разработка высокоэффективных и энергосберегающих сушилок указанного типа имеет важное экономическое значение.

Результаты анализа литературных и патентных исследований показывают, что на сегодняшний день при проектировании барабанных сушилок используются данные и методы расчета многолетней давности. До сих пор отсутствует научно-обоснованная теория тепло- и массообменных процессов сушки в барабанных сушильных агрегатах, учитывающая принцип создания смешанного режима термообработки.

Таким образом, разработка и создание барабанных сушильных агрегатов со смешанным режимом термообработки (СБ-СРТ) [1, 2] является актуальной проблемой.

Методика проведения экспериментальных исследований включала измерения многих технологических параметров: скорости сушильного агента, угла наклона барабана, производительности сушилки и времени пребывания материала в сушильном барабане со смешанным режимом термообработки [3].

Исследования проводились при следующих скоростях теплоносителя на входе в барабан $\vartheta_{вх}$ = 1,6; 1,8; 1,95; 2,17 м/с и углах наклона барабана α = 0º; -1º; -2º; -3º.

Опыты проводились в следующей последовательности. Барабанный агрегат устанавливался под определенным углом наклона, задавалась скорость теплоносителя на входе в барабан, температура теплоносителя и число оборотов барабана.

По достижении установившегося режима начинали отбор проб соли и определяли производительность барабана (кг/с), при этом процессе загрузки материала не прекращалась. Отбор проб каждого опыта повторялись трижды, а затем усредненные значения записывались в таблицу 1. После окончания отбора проб подачу соли прекращали, весь находящийся в барабане продукт выгружали и взвешивали, определяли ее количество ($G_{ап}$). Затем определяли среднее время пребывания материала в барабане по формуле [3]:

$$\tau_{ср} = \frac{G_{ап}}{G}\ , \qquad (1)$$

где: $\tau_{ср}$ – среднее время пребывания соли в барабане, с; $G_{ап}$ – количество соли в барабане, кг; G – производительность барабана, кг/с.

Результаты экспериментов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Зависимость производительности (*G*) барабанного барабана (СБ-СРТ)

от скорости теплоносителя ($\vartheta_{вх}$) на входе и угла наклона барабана (α)

№№	Число оборотов барабана *n*, об/мин, [2]	Скорость сушильного агента на входе в барабан, $\vartheta_{вх}$, м/с	Угол наклона барабана α^0	Производительность, G, кг/мин	Кол-во соли в барабане, $G_{ап}$, кг	Производительность, G		Примечание
						кг/ч	кг/с $G\cdot10^{-3}$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1.	14	1,6	0	6,6	71,4	396	110	Происходит переполнение начальной загрузочной зоны барабана и не обеспечивается продвижение соли в сторону выгрузки.
2.	14	1,6	-1	4,8	73,6	288	80	
3.	14	1,6	-2	2,4	76,3	144	40	
4.	14	1,6	-3	0,6	46,2	36	10	
5.	14	1,8	-3	1,2	67,6	72	20	Происходит переполнение начальной загрузочной зоны барабана и не обеспечивается продвижение соли в сторону выгрузки.
6.	14	1,8	-2	3,6	80,5	216	60	
7.	14	1,8	-1	7,5	88,0	450	125	
8.	14	1,8	0	10,8	86,0	684	180	
9.	14	1,95	0	19,2	70,3	1152	320	**Наблюдается рациональное заполнение барабана и продвижение высушиваемого материала в сторону выгрузки.**
10.	**14**	**1,95**	**-1**	**10,8**	**77,5**	**648**	**180**	
11.	14	1,95	-2	6,3	81,3	378	105	
12.	14	1,95	-3	2,25	74,4	135	37,5	
13.	14	2,17	-3	4,25	60,0	255	70	**Наблюдается рациональное заполнение барабана и продвижение высушиваемого материала в сторону выгрузки.**
14.	**14**	**2,17**	**-2**	**12,0**	**72,6**	**720**	**200**	
15.	14	2,17	-1	22,8	22,6	1368	380	
16.	14	2,17	0	33,0	16,6	1980	550	

По результатам экспериментальных данных приведенных в таблице 1 строим график зависимости производительности (G) барабанного агрегата от скорости теплоносителя на входе в барабан ($\vartheta_{ВХ}$) (рисунок 1).

1 – α=0; 2 – α=(-1°); 3 – α=(-2°); 4 – α=(-3°)

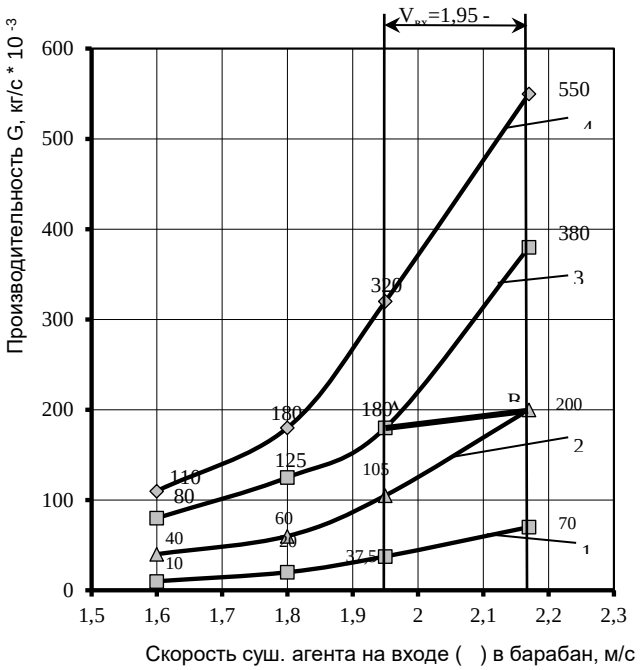


Рисунок 1 – Зависимость производительности (*G*) барабанного агрегат (СБ-СРТ)

от скорости сушильного агента ($\vartheta_{ВХ}$) на входе и угла наклона барабана (α)

В результате математической обработки экспериментальных данных с помощью персонального компьютера (ПК) получены эмпирические уравнения (2) – (6) зависимости производительности (Y_i) от скорости сушильного агента на входе в барабан (x) и угла наклона барабана (α) (рисунок 1) и величина достоверности аппроксимации R^2.

$$Y_1 = -5369{,}2x^3 + 33525x^2 - 65941x + 42069, \quad R^2 = 1; \tag{2}$$

$$Y_2 = 6702{,}6x^3 - 34402x^2 + 59598x - 34453, \quad R^2 = 1; \tag{3}$$

$$Y_3 = -1358{,}9x^3 + 9327{,}4x^2 - 19558x + 13124, \quad R^2 = 1; \tag{4}$$

$$Y_4 = 989{,}21x^3 - 5844{,}6x^2 + 11465x - 7398{,}2, \quad R^2 = 1; \tag{5}$$

$$Y_{AB} = 327{,}27x + 9{,}8182 \quad R^2 = 1, \tag{6}$$

где: Y_i – производительность сушилки G; x – скорость сушильного агента на входе в барабан; R^2 – величина достоверности аппроксимации.

Анализ экспериментальных исследований

I. При проведении опытов №1 – №4 и №5 – №8 скорость сушильного агента на входе в барабан соответственно составила $\vartheta_{ВХ}$ =1,6 м/с и $\vartheta_{ВХ}$ =1,8 м/с, и наблюдалось следующее:

1) при всех углах наклона барабана происходит переполнение начальной загрузочной зоны барабана и выбивание соли наружу в месте узла загрузки, то есть скорость теплоносителя $\vartheta_{ВХ}$ =1,6 м/с и $\vartheta_{ВХ}$ =1,8 м/с не обеспечивает продвижения соли в сторону выгрузки.

II. При проведении опытов №9 – №12 скорость сушильного агента на входе в барабан составила $\vartheta_{ВХ}$ = 1,95 м/с и наблюдалось следующее:

1) при α =0 производительность сушильного агрегата составила $320 \cdot 10^{-3}$ кг/с, однако время пребывания соли в барабане относительно мало ($\tau_{ср}$ =222 с);

2) при α = -1º производительность сушильного агрегата составила $180 \cdot 10^{-3}$ кг/с, а среднее время пребывания соли в барабане $\tau_{ср}$ =372 с;

3) при α = -2º и -3º происходит скопление соли в начальной зоне барабана и сопровождается сильным выбиванием ее наружу в месте узла загрузки.

III. При проведении опытов №13 – №16 скорость сушильного агента на входе в барабан составила $\vartheta_{вх}$ =2,17 м/с и наблюдалось следующее:

1) при α = -0º и α = -1º производительность сушильного агрегата соответственно составила $550 \cdot 10^{-3}$ кг/с и $380 \cdot 10^{-3}$ кг/с, т.е. происходит «проскок» материала, время пребывания в барабане мало 30 и 60 с;

2) при α = -2º производительность сушильного агрегата составила $200 \cdot 10^{-3}$ кг/с, а среднее время пребывания соли в барабане $\tau_{ср}$ =366 с;

3) при α = -3º происходит скопление соли в начальной зоне барабана и сопровождается сильным выбиванием ее наружу в месте узла загрузки, то есть скорость теплоносителя $\vartheta_{вх}$ =2,17 м/с не обеспечивает продвижение соли к выгрузке.

Выводы:

При углах наклона барабана α = -1º и α = -2º [4] и скоростях сушильного агрегата соответственно $\vartheta_{вх}$ = 1,95 м/с и $\vartheta_{вх}$ =2,17 м/с [5] наблюдается: рациональное заполнение барабана и продвижение высушиваемого материала в сторону выгрузки; рациональная производительность сушильного агрегата.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Инновационный патент Республики Казахстан № 27780. Способ сушки сыпучих и зернистых материалов / Байтуреев А.М., Турдалиев Т.Т., Байтуреев С.А., Турдалиев Б.Т.; опубл. 18.12.2017, бюл. № 12.

2 Байтуреев А.М., Онлабекова А.Т., Ертаева Ж.А. Инновационный способ процесса сушки поваренной соли в сушильном барабане со смешанным режимом термообработки (СБ-СРТ). – Тараз: Тараз университеті, 2023. – 213 с.

3 Инновационный патент Республики Казахстан № 27779. Способ сушки сыпучих и зернистых материалов / Байтуреев А.М., Турдалиев Т.Т., Байтуреев С.А., Турдалиев Б.Т.; опубл. 18.12.2017, бюл. № 12.

4 Предварительный патент Республики Казахстан. № 9654. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К. и др.; опубл. 15.11.2000, бюл. № 11.

5 Предварительный патент Республики Казахстан № 9653. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К. Сансызбаев К.К.; опубл. 15.11.2000, бюл. № 11.

Код МРНТИ 61.13.19

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЧАСТОТЫ ВРАЩЕНИЯ БАРАБАНА НА ВРЕМЯ ПРЕБЫВАНИЯ ГАЛИТА В СУШИЛЬНОМ БАРАБАНЕ СО СМЕШАННЫМ РЕЖИМОМ ТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ)

А.М. Байтуреев[1], Ж.А. Ертаева[2], А.Т. Онлабекова[1], Г.Ж.Мақұлбек[1]

[1]Таразский Региональный университет им. М.Х. Дулати, г.Тараз, Казахстан

[2]Профессиональный гуманитарно-технический колледж «Білім», г.Тараз, Казахстан

Актуальность исследования. Среди всего многообразия конструкций сушильных аппаратов, применяемых в химической, металлургической и пищевой промышленности наиболее широкое распространение (более 80%) получили барабанные сушильные агрегаты. Поскольку, процесс сушки является весьма энергоемким, то разработка высокоэффективных и энергосберегающих сушилок указанного типа имеет важное экономическое значение.

Результаты анализа литературных и патентных исследований показывают, что на сегодняшний день при проектировании барабанных сушилок используются данные и методы расчета многолетней давности. До сих пор отсутствует научно-обоснованная теория тепло- и массообменных процессов сушки в барабанных сушильных агрегатах, учитывающая принцип создания смешанного режима термообработки.

Таким образом, разработка и создание барабанных сушильных агрегатов со смешанным режимом термообработки (СБ-СРТ) [1, 2] является актуальной проблемой.

Методика проведения экспериментальных исследований включала измерения многих технологических параметров: скорости сушильного агента, угла наклона барабана, производительности сушилки и времени пребывания материала в сушильном барабане со смешанным режимом термообработки [3].

Исследования проводились при следующей частоте вращения барабан n = 10, 12, 14, 16 об/мин, углах наклона барабана α = -1 и -2 и скоростях теплоносителя на входе в барабан $\vartheta_{ВХ}$ = 1,95; 2,17 м/с [4].

Опыты проводились в следующей последовательности. Барабанный агрегат устанавливался под определенным углом наклона, задавалась скорость теплоносителя на входе в барабан, температура теплоносителя и частоте вращения барабан.

По достижении установившегося режима начинали отбор проб галета (соли) и определяли производительность барабана (кг/с), при этом процессе загрузки материала не прекращалась. Отбор проб каждого опыта повторялись трижды, а затем усредненные значения записывались в таблицу 1. После окончания отбора проб подачу галета (соли) прекращали, весь находящийся в барабане продукт выгружали и взвешивали, определяли ее количество ($G_{ап}$). Затем определяли среднее время пребывания материала в барабане по формуле [3]:

$$\tau_{ср} = \frac{G_{ап}}{G}\ , \qquad (1)$$

где: $\tau_{ср}$ – среднее время пребывания галета (соли) в барабане, с; $G_{ап}$ – количество соли в барабане, кг; G – производительность барабана, кг/с.

Результаты экспериментов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние частоты вращения барабана на производительность и время пребывания галита (соли) в барабане при скорости сушильного агента $\vartheta_{ВХ}$ =1,95-2,17 м/с [4]

№ п/п	Частота вращения барабана *n*, об/мин	Скорость теплоносителя на входе в барабан, $\vartheta_{ВХ}$, м/с [4]	Угол наклона барабана, *a* [4]	Производительность G, кг/мин	Производительность, G,		Время пребывания соли в барабане ($t_{ср}$)		Примечание
					кг/ч	G·10^{-3} кг/с	мин	сек	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1.	10	1,95	-1	8,4	506	140	15,3	918	Очень сильное выбивание соли в узле загрузки
2.	**12**	**1,95**	**-1**	**10,2**	**613**	**170**	**6,6**	**396**	**Рациональная производительность и время пребывания**
3.	14	1,95	-1	12,1	726	200	4,3	258	Относительно малое время пребывания материала в барабане
4.	16	1,95	-1	14,1	847	240	0,7	42	Происходит ”проскок” высушиваемой соли
5.	10	2,17	-2	8,9	532	150	17,7	1062	Очень сильное выбивание соли в узле загрузки
6.	12	2,17	-2	10,7	643	180	8,9	534	Выбивания соли в узле загрузки
7.	**14**	**2,17**	**-2**	**12,5**	**750**	**210**	**6,2**	**372**	**Рациональная производительность и время пребывания**
8.	16	2,17	-2	14,9	894	250	2,3	138	Относительно малое время пребывание материала в барабане

По результатам экспериментальных данных приведенных в таблице 1 строим график зависимости времени пребывания ($\tau_{ср}$) в барабане от скорости теплоносителя на входе в барабан ($\vartheta_{ВХ}$) рисунок 1.

Была проведена математическая обработка экспериментальных данных с помощью персонального компьютера (ПК) зависимости времени пребывания (τ) материала в барабане от скорости сушильного агента ($\vartheta_{ВХ}$) на входе и угла

наклона барабана (α). Получены эмпирические уравнения (2) – (6) зависимости времени пребывания материала в барабане (Y) от скорости сушильного агента (x) и величина достоверности аппроксимации R^2.

$$Y_1 = 131{,}47x^3 - 741{,}91x^2 + 1366{,}9x - 815{,}39, \qquad R^2 = 1; \tag{2}$$

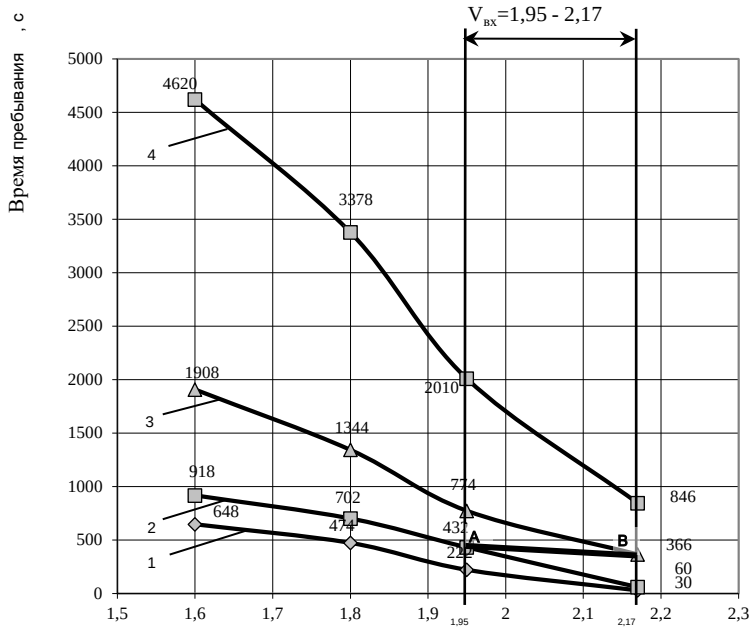
$$Y_2 = 68{,}771x^3 - 402{,}21x^2 + 752{,}59x - 440{,}86, \qquad R^2 = 1; \tag{3}$$

$$Y_3 = 235{,}61x^3 - 1307{,}2x^2 + 2352{,}4x - 1350{,}6, \qquad R^2 = 1; \tag{4}$$

$$Y_4 = 545{,}71x^3 - 3058{,}1x^2 + 5557{,}3x - 3221{,}2, \qquad R^2 = 1; \tag{5}$$

$$Y_{AB} = 0{,}7486x + 0{,}7103, \qquad R^2 = 1, \tag{6}$$

где: Y_i – время пребывания материала в барабане – τ; x – скорость сушильного агента на входе в барабан; R^2 – величина достоверности аппроксимации.



Скорость суш. агента на входе в барабан, м/с

1 - α = 0; 2 - α = (-1°); 3 - α = (-2°); 4 - α = (-3°)

Рисунок 1 – Зависимость времени пребывания (τ) материала в барабане от скорости сушильного агента (ϑ_{BX}) на входе и угла наклона барабана (α)

Выводы:

Из анализа Таблицы 1 – Влияние частоты вращения барабана на производительность и время пребывания галита (соли) в барабане при скорости сушильного агента ϑ_{BX} =1,95 – 2,17 м/с следует:

1. При проведении опытов №1 – №4, угле наклона барабана в сторону загрузки α = -1° и скорости сушильного агента на входе в барабан ϑ_{BX} =1,95 м/с – Рациональная производительность сушилки и время пребывания материала в барабане обеспечивается при частоте вращения барабана n = 12 об/мин [5];

2. При проведении опытов №5 – №8, угле наклона барабана в сторону загрузки α = -2° и скорости сушильного агента на входе в барабан ϑ_{BX} = 2,17 м/с – Рациональная производительность и время пребывания материала в барабане обеспечивается при частоте вращения барабана n = 14 об/мин [5].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 1 Инновационный патент Республики Казахстан № 27780. Способ сушки сыпучих и зернистых материалов / Байтуреев А.М., Турдалиев Т.Т., Байтуреев С.А., Турдалиев Б.Т.; опубл. 18.12.2017, бюл. № 12.

2 Байтуреев А.М., Онлабекова А.Т., Ертаева Ж.А. Инновационный способ процесса сушки поваренной соли в сушильном барабане со смешанным режимом термообработки (СБ-СРТ). – Тараз: Тараз университеті, 2023. – 213 с.

3 Инновационный патент Республики Казахстан № 27779. Способ сушки сыпучих и зернистых материалов / Байтуреев А.М., Турдалиев Т.Т., Байтуреев С.А., Турдалиев Б.Т.; опубл. 18.12.2017, бюл. № 12.

4 Предварительный патент Республики Казахстан № 9653. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К., Сансызбаев К.К.; опубл. 15.11.2000, бюл. № 11.

5 Предварительный патент Республики Казахстан. № 9654. Способ сушки поваренной соли / Байтуреев А.М., Куатбеков М.К., Сансызбаев К.К.; опубл. 15.11.2000, бюл. № 11.

Код МРНТИ 52.31.61

РАСТВОРЕНИЕ УРАНОФОСФАТНЫХ ОСАДКОВ В СЕРНОЙ КИСЛОТЕ С ПОСЛЕДУЮЩИМ НАПРАВЛЕНИЕМ ПОЛУЧЕННЫХ РАСТВОРОВ В ПРОДУКТИВНЫЕ РАСТВОРЫ ПВ

У.З. Шарафутдинов[1], И.М. Ражаббоев[2], Ш.Ш. Юлдашев[3]

[1]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», г. Навои, Узбекистан

[2]Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан

[3]Навоийский филиал Академии наук Узбекистана, г. Навои, Узбекистан

Сернокислотная обработка уранофосфатных осадков проводилась в статических условиях при соотношении Т:Ж, равном 1:10, периодическом перемешивании в течении 2 часов и концентрациях серной кислоты, равных, г/л: 50, 100, 150 и 200. Исследуемый осадок содержал, %: урана -42,75; фосфора -6,375; алюминия -0,54; двуокиси кремния -11,2; сульфат-иона -3,3. Влияние концентрации серной кислоты на растворение осадков приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Влияние концентрации серной кислоты на растворение осадков, содержащих соединения урана и фосфора

Концентрация серной кислоты	Фильтрат, г/л		Осадок, %	
	U	P	U	P
5%	9,8	1,93	35,9	4,72
10%	16,9	1,93	24,86	3,146
15%	23,4	2,77	7,6	0,956
20%	23,4	2,77	5,78	0,634

По данным, приведенным в табл. 1, можно сделать вывод, что оптимальным режимом следует считать обработку осадков 15-20% -ной серной кислоты, где происходит максимальное растворение осадка. В аналогичных условиях было определено отношение Т:Ж, при котором происходит наиболее полное растворение осадка. Результаты лабораторных опытов приведены в табл. 2.

Таблица 2 - Влияние отношения Т:Ж на процесс растворения уранофосфатных осадков

Т:Ж	Фильтрат, г/л		Осадок, %	
	U	P	U	P
1:5	39,4	5,69	3,63	3,95
1:10	23,7	3,85	0,980	1,9
1:20	13,5	2,22	0,600	1,11
1:30	8,4	1,31	0,383	0,95
1:50	5,85	0,785	0,327	0,65

Из приведенных в табл. 2 опытных данных следует, что для растворения осадка можно использовать 15% раствор серной кислоты при отношении Т:Ж равном 1:10.

Полученные при растворении уранофосфатных осадков сернокислотные урансодержащие растворы имеют высокую кислотность: 140-150 г/л H_2SO_4.

Наиболее приемлемым, по нашему мнению, является способ обработки уранофосфатных осадков сернокислым раствором, согласно рис. 1, заключающийся в следующих режимах:

1. Уранофосфатные осадки направляют из емкостей готовой продукции в фильтпресс и вымывают водой водорастворимый уран;
2. Затем уранофосфатные осадки растворяют в 15%-ной серной кислоте при отношении V раствора : V осадка ≈ 10:1 в течение 2-4 часов при перемешивании;
3. Далее полученный сернокислотный раствор, содержащий до 20-25 г/л урана и 3-4 г/л фосфора, отстаивают в течение 1-2 суток;
4. Осветленный раствор возвращают в технологический процесс.

Сернокислотное выщелачивание урана из осадка повторяют еще 2-3 раза до снижения урана в них ниже 0,05%. Осадки после обработки сернокислым раствором направляются в отстойник продуктивных растворов подземного выщелачивания. При этом, повышение содержание урана и фосфора в растворе незначительно, и не превышает 10% - что практически не изменяет величин равновесного насыщения анионита по урану и фосфору, т.е. содержание соединений фосфора на насыщенном анионите, полученном с операции, практически не изменится.

Таким образом, способ обработки уранофосфатных осадков сернокислыми растворами является наиболее приемлемым для условий ГП «Навоийуран» и позволяет доизвлекать уран (до 90%) с наименьшими затратами.

Рисунок 1 - Технологическая схема

Код МРНТИ 52.45.15

УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД МОФ-2 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Т.И.Шакаров[1], И. К. Матмусаев[2], Ш.Ш.Рустамов[2], А.А.Мухамедбаев[3]

[1]Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», г. Алмалык, Узбекистан

[2]АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

[3]Научно-исследовательское предприятие ООО «ANTENN-BRANCH», г. Ташкент, Узбекистан

Во всем мире стала очевидной исчерпаемость рудной базы цветных металлов, в том числе меди. В свою очередь, накопленные объемы медьсодержащих техногенных минеральных ресурсов практически соответствуют объемам полезных ископаемых, поставленных на баланс месторождений. Особенностями горно-металлургических производств являются отходы, содержащие ценные компоненты минерального сырья, позволяющие отнести их к техногенным месторождениям как объектам комплексного использования сырья, так и для их повторной переработки не требуются затраты, связанные с добычей руды и рудоподготовкой [1,2].

Однако, утилизации отходов флотации медно-молибденовых руд на действующих обогатительных фабриках горно-металлургического комплекса уделено недостаточное внимание. Технологические особенности такого передела недостаточно изучены, хотя в условиях систематической недозагруженности обогатительных фабрик, перерабатывающих медные руды, решила бы часть экономических, экологических и социальных задач страны.

Крому этого, в настоящее время возрастает интерес к изысканию новых видов сырья для производства цементов, в частности, способного полностью или частично заменить глинистый компонент в составе сырьевой шихты для получения портландцементного клинкера и доступной, недефицитной минеральной добавки к цементу [3]. Определенный интерес в этом плане представляют флотационные отходы медно-молибденовых руд, ранее не используемые на практике производства строительных материалов.

По данным химического анализа рассматриваемые отходы флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АО АГМК состоит в основном из оксида кремния (63,0-64,8 мас.%), оксида алюминия (около 16,0 мас.%), оксида железа (3,66-6,27 мас.%), оксида магния (2,12-2,15 мас.%), оксида кальция (1,69-2,47 мас.%), оксида серы (1,48-1,65 мас.%). Содержание щелочных оксидов натрия и калия соответственно 0,90-0,96 мас.% и 7,36-7,56 мас.%. По содержанию основных составляющих оксидов их можно отнести к перспективным источникам вторичного сырья для производства портландцементного клинкера.

Расчеты состава трех- и четырехкомпонентной сырьевой смеси портландцементного клинкера показали возможность получения клинкера содержанием основных минералов в нижеприведенных приделах (мас.%): трехкальциевый силикат (C_3S) от 51,8 до 65,2; двухкальциевый силикат (C_2S) от 13,1 до 25,1; трехкальциевый алюминат (C_3A) от 7,5 до 7,9 и четырехкальциевый алюмоферрит (C_4AF) от 13,7 до 15,4.

Такому химическому и минералогическому составу сырьевой смеси и клинкера можно прийти при содержании в сырьевой шихте известняка от 78,5 до 79,5 мас.%, отхода флотации медно-молибденовых руд от 16,6 до 17,4 мас.% и железосодержащей добавки от 3,9 до 4,1 мас.%.

Сырьевые смеси обожжены при температурном интервале 1300 - 1420 °С с выдержкой при конечных температурах в течение 30 мин. На продуктах обжига определяли содержание несвязанной извести ($CaO_{св}$), которые дали возможность определения оптимальной температуры обжига сырьевых смесей, т.е. по содержанию $CaO_{св}$ менее 2 мас.%. В зависимости от состава сырьевой шихты оптимальная температура обжига сырьевых смесей составила 1380-1420 °С.

Техническое решение возможности использования в качестве минеральной добавки (далее МД) не только различных природных пуццолановых пород, но и техногенных отходов горно-металлургических производств, накопленных в отвалах, занимающих тысячи гектар земли и загрязняющих окружающую среду, создавая значительную экологическую проблему, приведены в [4-6].

Учитывая то что, эффективным способом повышения активности МД считается её термоактивация [7]. Нами проведена термоактивация отхода флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 в температурном интервале 700-900 °С с изотермической выдержкой при конечной температуре в течении 3 ч.

Пуццоланическую активность термоактивированной добавки определяли по количеству поглощенного CaO из насыщенного раствора гидроксида кальция $Ca(OH)_2$ один граммом добавки при нагревании по методике ГОСТ 25592-2019 (Приложение В).

Результаты исследований показали, что максимальная пуццоланическая активность отхода флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 достигается при температуре 800 °С. Увеличивающая пуццоланическая активность отхода флотации до 800 °С имеет пик и к 900 °С плавно снижается. Следовательно, температура равным 800 °С является оптимальным для термоактивации флотоотхода.

Таким образом, исследованиями установлено, что применение отхода флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АГМК в качестве глинистого компонента сырьевой смеси позволяет расширить ассортимент используемых техногенных отходов при производстве портландцементного клинкера и позволит оздоровлению экологической обстановки в зоне промышленных предприятий.

Термоактивацией отхода флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АГМК при температуре 800 °С с изотермической выдержкой при конечной температуре в течении 3 часов можно повысить их пуццоланическую активность в 8-10 раз. Применение флотационных отходов медно-молибденовых руд в качестве минеральной добавки позволяет расширить ассортимент используемых добавок к портландцементу.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ванюков А.В., Зайцев В.Я. Шлаки и литейны цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1969. -406 с.

2 Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья// Обогащение руд, 2014. - №2. – С. 3-8.

3 Зарипов Б.К. Состояние и перспективы развития цементной промышленности Республики Узбекистан. Материалы XIII Международной Центрально-Азиатской конференции Цементная промышленность и Рынок». Ташкент. 2017. 22–25 с.

4 Рашидов Х.К. Перспективы промышленного применения метакаолина в качестве активной минеральной добавки на цементных заводах Узбекистана. Материалы конференции XIII Международной Центрально-Азиатской конференции Цементная промышленность и Рынок. Ташкент. 2017. 58–59 с.

5 Газиев У.А., Акрамов Х.А. Отходы промышленности в производстве строительных материалов. - Учебное пособие: Изд-во ТАСИ, 2003. - 112с.

6 Патент WO2009084984A2. C044B28/04. RU(1) WO(1). Способ производства цемента с минеральной добавкой / Marsel Yanovich Bickbau, Jan Marselyevich Bickbau // 09.11.2009 WO2009084984A3.

7 Патент № IAP 05948 UZ. Способ приготовления добавки к цементу. / Мухамедбаев Аг.А., Камилов Х.Х., Мухамедбаев А.А., Пиримов Т.Ж., (UZ) / Опуб. 06.08.2019. - Бюллетень № 9 (221).

УДК 622.275

РУДОПОДГОТОВКА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

И. С. Ибрагимов, С. Б. Алланова

Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета им. И.Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

Развитие горно-обогатительных комплексов цветной и черной металлургии показывает, что сформированные к настоящему времени классические положения теории обогащения не всегда соответствуют современным физическим воззрениям и в связи с этим не могут быть эффективно использованы при решении возникающих задач совершенствования применяемых технологий.

Указанное целиком можно отнести и к проблемам рудоподготовки. Так, например, анализируя возможности гипотезы дробления—измельчения Кика-Кирпичева, Реттингера, Бонда [3] молаю видеть, что их использование в существующем

виде не обеспечивает решения современных задач рудоподготовки, в том числе и совершенствования самоизмельчения. Среди этих задач могут быть названы: взаимосвязь вида и величины механических воздействий на обрабатываемый материал, энергетическая эффективность процесса, селективность раскрытия полезных компонентов и ряд других.

В связи с изложенным сотрудниками института Механобр было предложена на основе специальных ударных испытаний рудного сырья, уточнения движения загрузки мельниц, самоизмельчения новая формулировка объединенного закона дробления — измельчения П. А. Ребиндера — [4]. При этом в качестве рабочей гипотезы принят ударноусталостный истирающий механизм самоизмельчения.

На основе этих предложений объединенный закон дробления — измельчения может быть представлен в виде

$$\mathrm{e} = \sum_{i}^{n} A_y \Delta n + A_{\Delta\vartheta} + A_{\Delta s} + A_t$$

Где A_y удельные энергозатраты на упругую деформацию, сопровождаемую образованием, нерелаксируемых микротрещин; $A_{\Delta\vartheta}$ — удельные энергозатраты на объемную деформацию кусков сырья, уже имеющих микротрещины; $A_{\Delta s}$ — удельные'энергозатраты на образование новой поверхности; A_t — потери энергии в виде тепла й т. п.; n — кратность воздействия.

Как показала непосредственная практика обработки подобных руд,стандартная их подготовка к обогащению (дробление — шаровое измельчение) малоэффективна в связи с зависанием руды в бункерах, желобах, перегрузочных узлах и т. п. Эти же причины вызывают резкое снижение производительности конусных дробилок и двух-трехкратное снижение производительности труда.

Указанные причины на ряде объектов общгащения полезных компонентов привели к необходимости замены стандартной рудоподготовки самоизмельчением [5, 6].

В качестве примера в табл. 1 приведены сопоставимые показатели работы одной из отечественных! фабрик при стандартной рудо подготовке (дробление—.шаровое измельчение) и при самоизмельчении.

Для самоизмельченпя глинистого сырья, содержащего большое количество мягких разрушенных пород, выявлена значительна меньшая потребность в крупнокусковом материале, чем для крепких кристаллических руд, что позволит расширить круг месторождений, для переработки сырья которых этот способ может оказаться наиболее рациональным.

Таблица 1- Технико-экономические показатели работы обогатительной фабрики при стандартной технологии рудоподготовки и при самоизмельчении кварцевоглинистых руд

Показатели	Дробл +шаровое измельчение	самоизмельчение +шаровое измель.	Самоизмельчение
Объем переработки руды, доли ед.	1 ,0	1,08	1,2
Удельный расход металла, кг/т футеровки			
шаров	1,5-3,4	1,0-1,5	-
футеровки	0,441	0,339	0,42
Удельный расход электроэнергии, кВт-ч/т	79,8	83,6	77,9
Относительная себестоимость переработки 1 т сырья, доли ед.	1,0	0,95	0,9

в добавление к табл. 1 укажем, что замена стандартной рудоподготовки самоизмельчения резко сократила количество транспортных коммуникаций, позволила отказаться от дробления руды и заменить две стадии шарового измельчения одной стадией самоизмельчения.

Интенсификация первичного самоизмельчения позволяет снизить удельные энергозатраты на 20—50 % по сравнению с «классическим» измельчением.На ряде золотоизвлекательных фабрики с успехом применены схемы полного и полисамоизмельчения (рудное самоизмельчение в первой стадии,), т. е. интенсификация ведется по первому и второму направлению повышения эффективности.

Подобные схемы применяются на многих фабриках, обрабатывающих медно-молибденовые, вольфрамо-молибденовые, золотосодержащие, а также полиметаллические руды.

Указанное обстоятельство с учетом эффективной оттирки и отмывки примазок от кусковых фракций в процессе мокрого самоизмельчения делает перспективным применение этого процесса в сочетании с различными формами предконцентрации.

Как было выявлено, предпосылкой к макроселективному раскрытию является разнопрочность отдельных породообразующих минералов (σ_1=σ_y=σ_2), а необходимыми условиями — оптимизированное соотношение работы объемного и поверхностного разрушения и дозированный уровень развиваемых в применяемом аппарате разрушающих условий (σ_y)

$$\sigma_1 < \sigma_y < \sigma_2$$

Изменчивость сопротивляемости самоизмельчению позволила на основе дальнейшего развития предложений В. П Яшина и и : Костина о необходимости учета масштабного фактора крепости при оценке индекса работы (по Бонду) вывести уточненную формулу третьей теории дробления измельчения в аспекте зависимости производительности мельниц самоизмельчения от крупности получаемого готового продукта

$$\frac{Q_2}{Q_1} = \frac{Ky_i\sqrt{F} - \sqrt{P_i}}{K_{y2}\sqrt{F} - \sqrt{P_2}} \times \frac{\sqrt{P_2}}{\sqrt{P_i}}$$

где Q_2 Q_1 — производительность мельницы при крупности продукта P_2 и P_1 соответственно, т/ч; F — крупность исходного питания; Ky_i — отношение $\sigma_{сж}$ кусков крупностью P_i к $\sigma_{сж}$ исходной руды.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 2-х т. Т. I. Обогатительные процессы и аппараты: — М.: Изд-во МГГУ, 2003.

2 Авдохин В.М. А 18 Основы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов: В 2 т. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. — Т. 1. Обогатительные процессы.— 417 с.:.

3 Андреев С. Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых.— М., Недра, 1980, с. 127— 134.

4 Яшин В.П. Совершенствование технологии рудоподготовки при использовании мельниц самоизмельчения.— Обогащение руд, 1977, № 6, с. I I — 14.

5 Анализ результатов процесса самоизмельчения в схемах рудоподготовки на отечественных горнорудных предприятиях./А. В. Б о р т н и к о в, В. П. Я ш и н, И. А. Бирюкова, В. Д . Молодцов.— Обогащение руд , 1980, Л'Ь 5, с. 3 —7.

6 Яшин В. П., Бортников А.В. Теория и практика самоизмельчения.— М., Недра, 1978,—226 с.

7 Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. — М.: Недра, 1982. — 517 с.

УДК 622.275

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД К ОБОГАЩЕНИЮ

А.У.Самадов, Н.И. Носиров, Ж.У. Суяров

Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета имени Ислама Каримова, г. Алмалык, Узбекистан

Приведен технологический пример труднообогатимости золотосодержащих руд. На рисунке 1. показана схема подготовки пробы руды к испытаниям, включая много этапные операции дробления, сортировки, смешивания, сортировки и восстановления. Дробление камня до крупности 50 мм производилось вручную молотком.

Затем руда дробилась в лабораторной щековой дробилке до 25мм и валковой дробилке до 3,0 мм. Перемешивание и сокращение материала пробы выполнялись методами «кольцо-конус» и квартования. Из руды крупностью -3,0+0мм отбиралась средняя проба, после истирания которого проведены химические и спектральные анализы, опыты по определению удельного веса и измельчаемости.

Гранулометрический анализ

Для выявления гранулометрического состава и распределения ценных компонентов проведен мокрый ситовой анализ дробленой руды до крупности -3+0 мм. Результаты ситового анализа приведены в табл.1.1.

Таблица 1.1-Результаты гранулометрического анализа дробленой руды крупностью -3,0+0мм

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание			Распределение по классам, %		
		г/т		%			
		Au	Ag	Cu	Au	Ag	Cu
-3+2,5	31,05	2,26	2,25	0,62	28,29	28,64	30,50
-2,5+1,25	23,29	2,59	2,56	0,67	24,32	24,44	24,73
-1,25+0,63	17,74	2,25	2,16	0,56	16,09	15,71	15,74
-0,63+0,315	9,88	3,25	2,63	0,62	12,94	10,65	9,71
-0,315+0,16	4,43	2,42	3,03	0,66	4,32	5,50	4,63
-0,16+0,08	3,73	2,67	2,77	0,68	4,01	4,24	4,02
-0,08+0,044	1,71	2,55	2,98	0,69	1,76	2,09	1,87
-0,044+0	8,17	2,51	2,61	0,68	8,27	8,74	8,80
Исх. руда	100	2,48	2,44	0,63	100	100	100

Результаты ситового анализа руды показали, что содержание полезных компонентов в мелком классе незначительно выше, чем крупном классе.

СХЕМА ПОДГОТОВКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ К ИСПЫТАНИЯМ

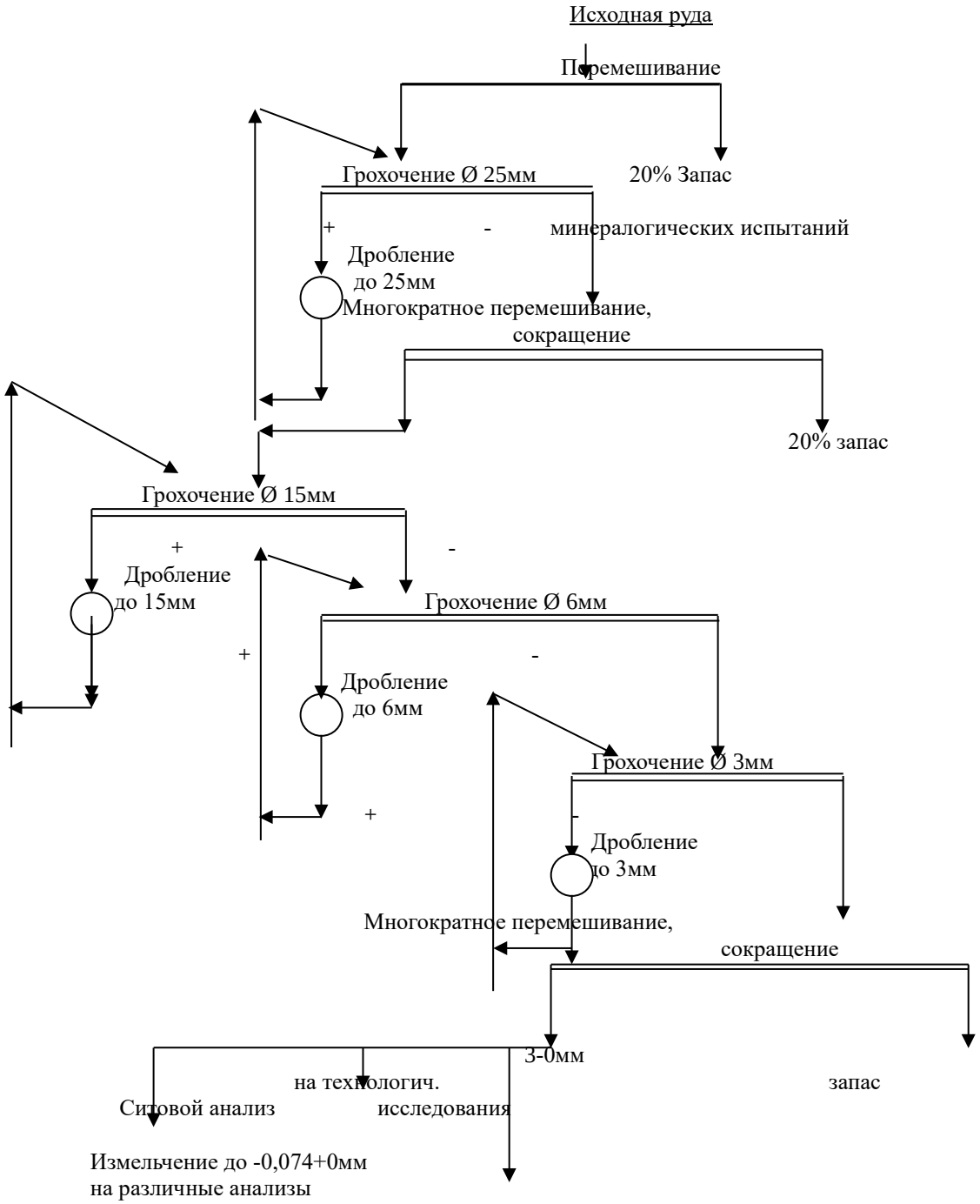


Рисунок 1.1 - Схема подготовки золотосодержащей руды к испытаниям

1.2. Химический анализ

Полный химический анализ средней пробы руды выполнен в Центре «ИМР», результаты которого приведены в табл.1.2.

Таблица 1.2-Результаты химического анализа средней пробы руды

Компоненты	**Содержание, %**	**Компоненты**	**Содержание, %**
SiO_2	64,42	K_2O	2,28
Fe_2O_3	0,88	$S_{общ.}$	2,8
FeO	5,56	SO_3	0,62
TiO_2	0,33	P_2O_5	0,31
MnO	0,23	CO_2	3,19
Al_2O_3	11,1	H_2O	1,85
CaO	3,74	Au, г/т	2,48
MgO	2,17	Ag, г/т	2,44
Na_2O	0,73	Cu	0,63

Результаты химического анализа средней пробы показали, что содержание золота в изучаемой пробе руды составило 2,48 г/т, серебра 2,44г/т и меди 0,63%.

Выводы, полученные в результате изучения вещественного состава изученной пробы руды:

1. По минеральному и химическому составу руда относится к золото-карбонатно-кварцевому мало сульфидному типу руды;

2. Содержания основных компонентов: Au - 2,48 г/т, Ag - 2,44 г/т, Cu - 0,63%;

3. Основными концентраторами золота являются халькопирит, кварц и карбонаты.

4. Продуктивными парагенетическими ассоциациями на золото является золото-халькопиритовая и золото-карбонатно-кварцевая;

5. Основными рудными минералами являются пирит (3,7%) и халькопирит (1,62%). В единичных знаках встречаются сфалерит, блеклая руда и арсенопирит;

6. Основные нерудные минералы пробы: кварц, полевые шпаты, карбонаты, хлориты и серицит. Последние два минерала отрицательно влияют на процесс обогащения руды;

7. Акцессорные минералы представлены апатитом, рутилом, сфеном, магнетитом и флюоритом.

Форма нахождение золота находящиеся в халькопирите и в сростке с ним в виде электрума, которое по отражательной способности отвечает средней и относительно низкой пробности.

Надо отметить, что содержание халькопирита в данной пробе, хотя в незначительном количестве, но минерал играет значительную роль в концентрации золота.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Якубов М.М., Самадов А.У., Худояров С.Р., Санакулов У.К., Жураев Н. Исследование процесса переработки отходов с содержанием благородных металлов// Композиционные материалы, 2013.-№ 2.- 36-38 б.

2 Самадов А.У. Управление технологическими процессами переработки техногенных отходов// Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2016. – №4. – С. 116-120.

3 Самадов А.У. Исследование процесса выщелачивания благородных металлов из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик// Вестник ТашГТУ. -Ташкент, 2016.–№1.–С.-194–199.

4 Андреев С. Е., Перов В.А., Зверевич В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых.— М., Недра, 1980, с. 127— 134.

5 Яшин В.П. Совершенствование технологии рудоподготовки при использовании мельниц самоизмельчения.— Обогащение руд, 1977, № 6, с. I I — 14.

УДК 622.765

ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД

Н.Н.Абдылдаев, Б.К.Кенжалиев, А. К.Койжанова, К.М.Смаилов, Д.Р.Магомедов, М.Б.Ерденова, Т.С.Омирбек

Satbaev University, АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

В работе представлены результаты исследований оптимальных параметров процесса обогащение забалансовых руд, одно из месторождения Казахстана. При проведении исследований были использованы физико-химические методы анализа; рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый, рациональный и минералогический анализы. Содержание основного компонента цинка составило 1,29 %. Главными минеральными фазами являются сфалерит и галенит, в небольших количествах присутствуют пирит и халькопирит. В результате флотационным обогащением установлено, что наилучшим результатом получен цинковый концентрат содержанием 47,29 % цинка при извлечении 85,17 % получены при тонине помола 80 % - 0,074 мм.

Современное состояние горнодобывающей промышленности Казахстана характеризуется развитием минерально-сырьевой базы, а также значительным капитальным вложением в отрасль горно-геологических и горнотехнических условий разработки месторождений. Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счет освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную отработку забалансовых руд.

Однако, помимо забалансовых руд и отвалов, имеющих явно выраженную сульфидную или окисленную форму нахождения цинка в минералах, встречаются многочисленные месторождения со сложным минералогическим составом. В большинстве случаев, для сложного состава таких месторождений характерно нахождение цинка в окисленной минералогической форме при одновременно достаточно высоком содержании различных примесей сульфидных и железосодержащих минералов, таких как пирит, халькопирит и т.д. [1-7].

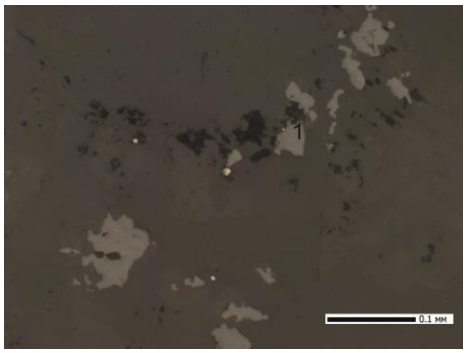
В исходной забалансовой руде по результатам химического анализа, массовая доля свинца и цинка составила 0,24 и 1,29 %, серы не более 0,23 %. Содержание железа варьировалась в пределах 0,33 – 0,45 %. По результатам рентгенофазового анализа основную часть породообразующих минералов в исходной руде представлен кальцитом крупно-, средне- и мелкозернистого строения и кварцем. Преобладают массивные и густовкрапленные руды, сложенные галенитом и сфалеритом в ассоциации с кальцитом, доломитом, кварцем и баритом. Для выяснения форм нахождения цинка, характера их взаимосвязи с рудными компонентами был выполнен фазовый (рациональный) анализ пробы забалансовой руды, результаты которого приведены в таблице 1.

Фазовый анализ пробы руды показал, что при исходной крупности составляет доля общего свинца 0,34 % и цинка 1.356 %. Всего доля окисленной формы свинца составляет 0,08 %, цинка 0,45 %. Сульфидная форма свинца (галенит и др.) – 0,26 %, цинка (сфалерит и др) – 0,87 %.

Для определение минералогического анализа выполнялось с использованием оптического микроскопа Leica P2500. Были изготовлены образцы и полированные аншлифы. Данные по содержанию минералов в пробах приведены на рисунке 1.

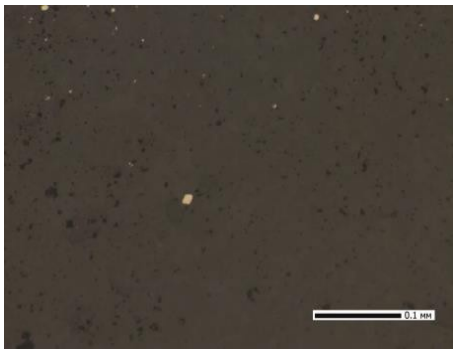
Таблица 1 – Результаты фазового анализа исходной пробы забалансовой руды

№	Формы	Содержание, %	Общее содержание, %	Содержание формы, %	Методика испытания
1	Окисленная форма свинца	0.08	Pb - 0,34	23.5	НСАМ №345 Ф
	Сульфидная форма свинца (галенит и др.)	0.26		76.4	
	Свинец металлический	0		0	
2	Окисленная форма цинка	0.45	Zn - 1.35	32.5	НСАМ №344-Ф
	Сульфидная форма (сфалерит и др)	0.87		64.4	
	Цинк металлический	0.03		2.95	



а

Сфалерит с размером 0,03х0,028мм. увел. 200



б

Пирит с размером 0,01мм. увел.200

Рисунок 1 - Минералогический анализ забалансовой руды

По данным анализа сфалерит (ZnS) имеет серый цвет, кубическую сингонию, изотропный. Минерал средней твердости. Характеризуется бурыми внутренними рефлексами. Наблюдается в виде зерен с размером 0,03х0,028мм (рисунок 1). Пирит представлен в виде мелких вкрапленностей. Наблюдается в виде зерен с размером 0,01мм и мельче. Минерал кубической сингонии, изотропный. Он почти белый с кремово-желтым светлым оттенком. высокой отражательной способностью.

Для определения необходимой степени измельчения были проведены исследования по измельчаемости руды. График измельчаемости продуктивного класса представлен на рисунке 2.

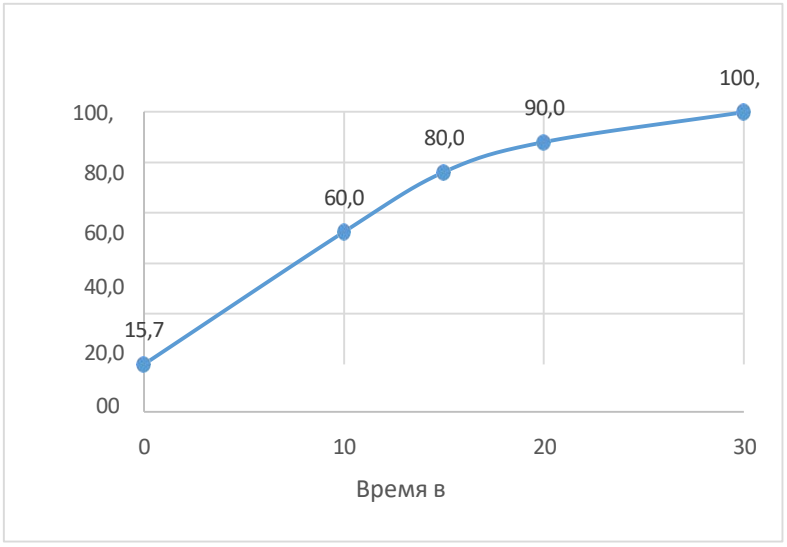


Рисунок 2– Кинетика измельчения цинковой руды

Из представленных данных следует, что степень измельчения 65 % - 0,074 мм достигается при времени измельчения 11 минут, 80 % - 0,074 мм при 16 минутах и 90% достигается при 20 минутах.

Дальнейшие исследование проводились по прямой селективной схеме с получением цинкового концентрата. Исследования по флотации проводились на лабораторных флотационных машинах с объемом камер 3,0; 1,0 и 0,5 л. Во всех экспериментах использовалась водопроводная вода. Коллективный цикл состоял из основной и контрольной коллективной свинцово-цинковой флотации и две перечистки коллективного свинцово-цинкового концентрата. Схема прямой селективной цинковой флотации забалансовой руды представлена на рисунке 3.

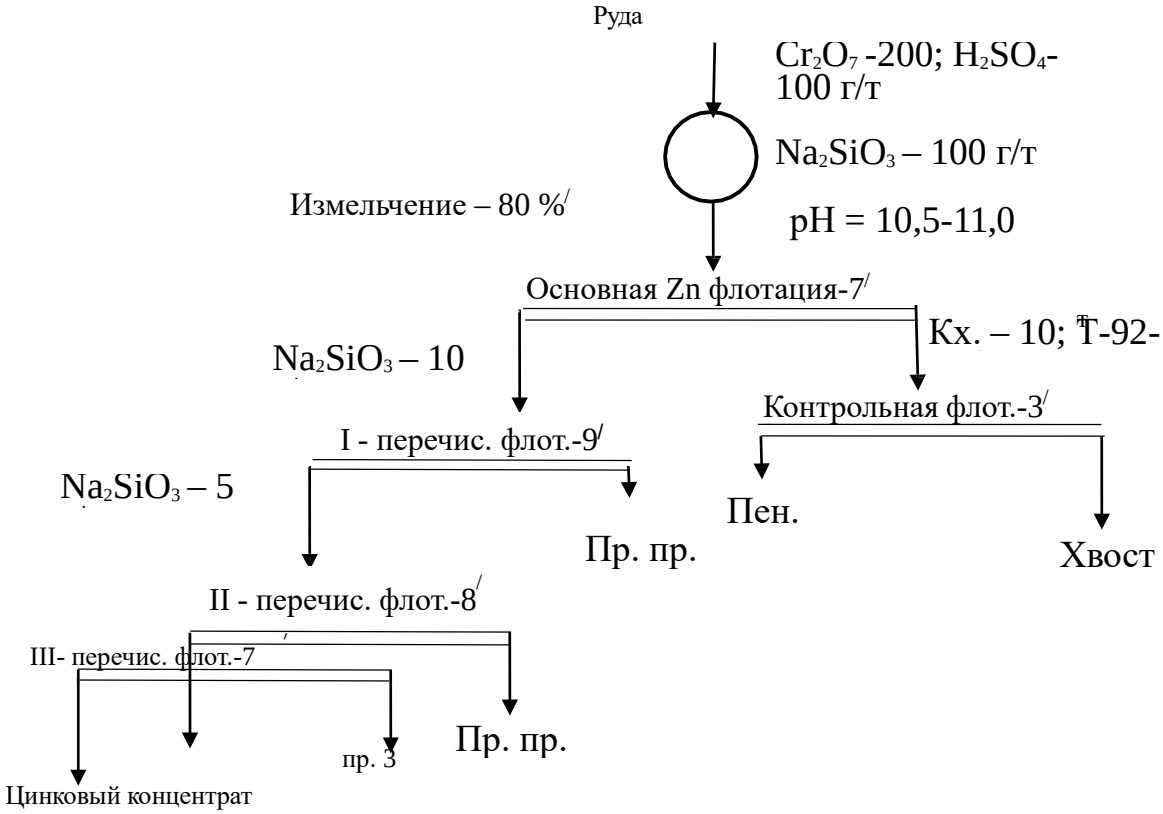


Рисунок 3 - Схема и реагентный режим прямой цинковой флотации забалансовой руды

В качестве флотореагентов подавали: известь для щелочной среды при pH-10,5-11,0; депрессора – бихромат натрия с кислотой; собирателя – бутиловый ксантогенат; вспенивателя – Т-92. Депрессоры препятствуют адсорбции собирателей и повышают гидрофильность поверхности минералов. Депрессоры имеют большое значение при селективной флотации минералов с близкими свойствами, т.е. когда надо выделить отдельно каждый минерал в свой концентрат. В мельницу подавали хромпик с кислотой, депрессоры для пирита и галенита. Результаты прямой селективной флотации забалансовый руды с получением цинкового концентрата представлена в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты прямой селективной флотации забалансовый руды с получением цинкового концентрата

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опытов
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Zn к-т	17,04	0,26	*8,79*	70,57	94,43	Изм-80 %-15мин. Cr_2O_7 – 300; H_2SO_4-200г/т; ЖС-50г/т. осн. Zn фл.- pH=10.5-11.0 - $CuSO_4$-300; Кх-30г/т; всп.-20 г/т контр. Zn.-Кх-10; всп.-5г/т
к-т контр	3,76	0,07	0,24	4,26	0,56	
Отв, хвосты	79,2	0,02	0,1	25,23	4,99	
Исходная руда	100	0,06	1,58	100	100	
Забалансовая руда с перечистками						
Zn к-т	2,4	0,75	47,29	36,38	85,17	Изм-80 %-15мин. Cr_2O_7 – 200; H_2SO_4-100г/т; ЖС-100г/т. осн. Zn фл.- pH=10.5-11.0 - $CuSO_4$-400; Кх-30г/т; всп.-20 г/т контр. Zn.-Кх-10; всп.-5г/т 1-пер.-10 г/т (Жидкое Стекло) 2-пер.-5 г/т (ЖС)
Пр прод. 2	1,68	0,14	1,29	4,75	1,62	
Пр прод. 1	6,8	0,12	0,93	16,49	4,74	
Пр.прод. 3	0,38	0,52	5,03	3,99	1,43	
Zn пенн. контр	2,48	0,07	0,29	3,50	0,54	
Отв, хвосты	86,26	0,02	0,1	34,86	6,47	
Исходная руда	100	0,04	1,33	100	100	

Результаты проведенных опытов прямой цинковой флотации свидетельствуют о том, что с повышением степени измельчения руды от 65% до 80 % класса минус 0,074 мм наблюдается ощутимое повышение технологических показателей цинкового циклов флотации. Сравнительная оценка данных цинковой флотации показала, что наилучшим результатом при подаче депрессора свинца – бихромата с кислотой в цикл измельчение, нами были получены цинковый концентрат, содержащий 47,29 % цинка при извлечении 85,17% получены при тонине помола 80 % - 0,074 мм.

Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерство науки и высшего образования Республики Казахстан по ПЦФ № ***BR21882140***

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Авдохин В. М.«Основы обогащения полезных ископаемых» том 1 «обогатительные процессы»- Москва, 2006

2 Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых Т. 2: Технология обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов по направлению "Горное дело" по специальности "Обогащение полезных ископаемых": в 3 т. / Моск. гос. горн. ун-т. – М.: Издательство МГГУ, 2004. – 509 с.

3 Тусупбаев Н.К., Калдыбаева Ж.А., Семушкина Л.В., Нарбекова С.М. Возможность

4 использования композиционных реагентов при флотационном обогащении медной руды Казахстана// Обогащение руд. 2017. № 3. С. 36-40.

5 Turysbekov DK, Tussupbayev NK, Semushkina LV, Narbekova SM, Mukhamedilova AM. Determination of factors effecting the properties of water-air microdispersion. // Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a = Complex Use of Mineral Resources. 2022;322(3):5-13. (Web of Science: Journal Citation Indicator (JCI) - Q3) https://doi.org/10.31643/2022/6445.23

6 Kenzhaliyev BK, Koizhanova AK, Atanova OV, Magomedov DR, Nurdin H. Research and development of gold ore processing technology. Kompleksnoe Ispolzovanie Mineralnogo Syra = Complex Use of Mineral Resources. 2024; 329(2):63-72. https://doi.org/10.31643/2024/6445.17

7 Койжанова А.К., Бакраева*А.Н., Ерденова М.Б., Магомедов Д.Р. Қазақстанның баланстан тыс мыс кен орындарын гидрометаллургиялық өңдеудің тиімділігін зерттеу. Известия НАН РК. Серия химия и технологии (SERIES CHEMISTRY AND TECHNOLOGY). Volume 3. Number 456 (2023), 117–137. https://doi.org/10.32014/2023.2518-1491.182..

8 Kaumetova D.S., Koizhanova A.K., Toktar.G., Magomedov D.R., Abdyldaev N.N. Study of the finely-dispersed gold recovery parameters. Известия НАН РК Satbayev University. Series of Geology and Technical Sciences 1. 2022 Volume 1, N. 451 (2022), 69-75. *doi.org/10.32014/2022.*2518-170X.142.

УДК: 553.6:628.31:543.3

СИНТЕЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЕНТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДЫ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛОВ

Э.Я. Ялгашев, Н.Ф. Исаева, М. Мансурова, А.А. Анненкова

Узбекский химико-фармацевтический научно-исследовательский институт им. А.Султанова, г. Ташкент, Узбекистан.

Водные ресурсы предгорной степной зоны весьма ограничены поэтому, помимо поверхностных вод с умеренным количеством солей, для питьевого и промышленного водоснабжения широко используют воду из скважин. Основные потребительские свойства подземных водоисточников зависят от содержания естественных макрокомпонентов, таких как Na^+, Ca^{2+}, Mg^{2+}, Cl^-, SO_4^{2-} и HCO_3^{2-}, концентрация которых определяется гидрогеологическими условиями и минерального состава водовмещающих пород. Суммарное содержание Ca^{2+} и Mg^{2+} в подземных водоисточниках чаще всего бывает в пределах от 6 до 12 мг-экв/л, но в отдельных регионах достигает 35 мг-экв/л, превышая нормативы на воду питьевого и хозяйственного назначения в 5 раз. В частности, вода откачиваемая из скважин в зоне вблизи высыхающего Аральского моря, отличается крайне высоким содержанием солей. Вблизи разрабатываемых месторождений цветных металлов и в зоне влияния комбинатов по переработке полиметаллических руд отмечается повышенная концентрация токсичных тяжелых металлов, особенно Ni, Al, Mn,Cr, Cu и Zn не только в подземных, но и поверхностных водах. Присутствие в питьевой воде даже малого количества потенциально канцерогенных тяжелых металлов, к тому же не подверженных биоразложению, угрожает здоровью населения [1]. Безусловно, горнодобывающие и металлургические предприятия организуют очистку дренажных шахтных вод и внедряют схемы оборотного водоснабжения для снижения экологического ущерба и повышения экономической эффективности. Централизованное водоснабжение качественной питьевой водой рентабельно для городов и сельской местности с высокой плотностью населения. Альтернативным вариантом улучшения качества воды в мало населенных пунктах является организация локальных очистных сооружений на общественных и производственных объектах с помощью природных и синтетических алюмосиликатов [2,3]. С экономической и экологической точки зрения перспективным источником кремния и алюминия для производства цеолитных адсорбентов является угольная летучая зола. Огромные отвалы этого побочного продукта энергетического сектора оказывают вредное влияние на окружающую среду, поэтому проводится интенсивный поиск рационального применения летучей золы в различных сферах [4-6]. Настоящая работа направлена на получение адсорбентов цеолитной структуры из отходов производства и природных

глин с высоким содержанием кристаллического SiO_2, селективных в процессе извлечения катионов жесткости и некоторых тяжелых металлов из подземных вод.

Для синтеза цеолитов использовано не обогащенное минеральное сырье: бентонит Навбахорского месторождения (образцы серии «Б») и рудопробный пестроцветный каолин, взятый из Ангренского карьера (образцы серии «К»). Летучая зола, которая в больших количествах образуется на Ангренской ТЭС в процессе сжигания бурого угля (образцы серии «ЛЗ»); 4) адсорбент АА230S, отработанный на Шуртанском ГХК.

Исследование элементного состава методом сканирующей электронной микроскопии показало, что молярное соотношение SiO_2/Al_2O_3 изменялось в ряду: бентонит (7,2) > каолин (4,7) > летучая зола (3,6) > адсорбент АА230S (0). Учитывая термическую устойчивость кристаллической решетки SiO_2 и алюмосиликатов, за исключением каолинита, присутствующих в исходном сырье, к воздействию щелочной среды, цеолиты синтезировали методом щелочного сплавления при температуре 810-820°С [5].

Соотношение SiO_2/Al_2O_3 (1,5-3,3) и Na_2O/SiO_2 (0,5-1.5) в смесях кремнийсодержащих материалов с NaOH регулировали добавкой порошка отработанного адсорбента, представляющего собой в основном γ-Al_2O_3 с небольшим количеством α-Al_2O_3 и хемосорбированных соединений Na, Cl, V и Ti. Щелочной сплав измельчали, растворяли в деионизированной воде, исходя из соотношения H_2O/Na_2O в пределах 90-180, и отделяли раствор от нерастворимого остатка фильтрацией в полипропиленовые колбы. В колбы с прозрачными растворами для образцов Б-1, Б-2, Б-6, Б-8, К-1, К-2, К-6, ЛЗ-3 и ЛЗ-4 вносили затравку – 0,2 г цеолита NaA на 100 г щелочного сплава, при кристаллизации образцов Б-4, Б-5, Б-7, К-3, К-5 и ЛЗ-2 затравкой были кристаллы цеолита NaX, при синтезе остальных образцов затравка не использовалась. Кристаллизацию цеолитных фаз в гидротермальных условиях проводили, поместив колбы с щелочными растворами в автоклав с температурой 34-36°С на 20 часов. Затем повышали температуру до 83°С ещё на 4 часа. Время кристаллизации образца К-8 было увеличено до 8 часов. Кристаллические продукты промывали на фильтре до значения pH промывных вод около 7,8 и сушили на воздухе. Перед тестированием адсорбционных свойств порошковой формы образцы прокаливали при 300°С.

При кондиционировании воды на локальных очистных сооружениях предпочтительна гранулированная форма адсорбентов из-за возможности организации непрерывного процесса, когда один адсорбер с загрузкой цеолита функционирует в режиме адсорбции, а во втором происходит ионообмен катионов Ca^{2+} и Mg^{2+} на Na^+. Порошкообразные образцы из каждой серии, проявившие хорошие адсорбционные свойства при испытании в статических условиях были сформованы экструзией в гранулы из смеси соответствующего цеолитного порошка с бентонитом (5-6 %) и раствором карбоксиметилцеллюлозы.

Тестирование ионообменной емкости цеолитов при контакте 1 г исследуемого образца со 100 мл модельного раствора с исходной жесткостью 40 мг-экв Ca^{2+} (рисунок 1) позволило выявить образцы, перспективные для использования в порошковой форме в качестве умягчения воды в составе стиральных порошков (Б-7, К-3, ЛЗ-1 и ЛЗ-3), которые способны быстро извлекать из воды до 330 мг $CaCO_3$/г, что совпадает с данными [5].

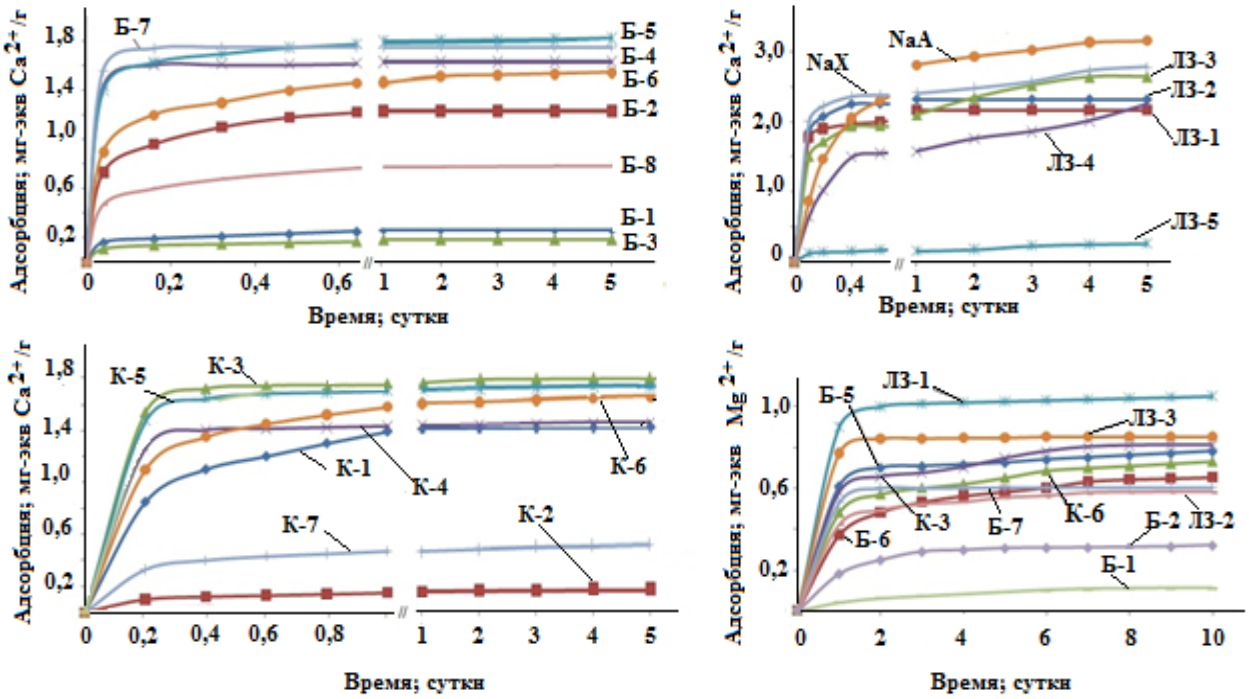


Рисунок 1 - Влияние времени адсорбции на адсорбционную емкость синтезированных цеолитов (1 г исследуемого адсорбента в 100 мл 0,04 N раствора $CaCl_2$ или $MgCl_2$)

Анализ изотерм адсорбции показал, что кривые зависимости количества поглощенных катионов кальция от времени характеризовались крутым взлетом на начальной стадии адсорбционного эксперимента для образцов Б-4, Б-5, Б-7, К-3, К-5 и ЛЗ-2 содержащих более 60 % цеолита NaX, NaA (образец ЛЗ-3) или NaP (образец ЛЗ-1). Прямолинейный

участок на изотермах адсорбции параллельный оси абсцисс указывал на достижение адсорбционного равновесия в указанных системах, начиная с трех часов (Б-4, Б-7) до одних суток. Форма кривых адсорбции была близка к классической изотерме Лэнгмюра, в отличие от коммерческих цеолитов NaX и NaA, также представленных на рисунке 1 (верхний график справа). Группа адсорбентов со средней адсорбционной емкостью (Б-2, Б-6, К-1 и ЛЗ-4) значительно медленнее извлекала катионы Ca^{2+}из Mg^{2+} из очень жесткой воды, несмотря на достаточно высокое содержание цеолита NaA: ЛЗ-4 (87%), К-6(84%), Б-6 (72%), К-1(66 %), Б-2(60 %), причем выход на плато не был завершен в течение 5 суток эксперимента. Это явление было обусловлено несовершенством пористой структуры, затрудняющей ионообмен.

Из сопоставления результатов фазового анализа и адсорбционных характеристик следовало, что при гидротермальной кристаллизации без затравочных кристаллов цеолитов NaA или NaX формировалась смесь кристаллических фаз. Даже при хорошо скорректированном соотношении SiO_2/Al_2O_3=2 и высокой щелочности Na_2O/SiO_2=1,5 образец Б-3 из бентонита формировалось около 7 % NaA, основная масса раствора щелочного сплава кристаллизовалась в форме стабильного гидросодалита. При дефиците кремния и натрия в составе щелочного сплава каолина (SiO_2/Al_2O_3=1,5; Na_2O/SiO_2=1,0) количество цеолита NaA в образце К-4 достигало 20 %, а гидросодалита уменьшалось до 60%. Гидротермальная кристаллизация раствора щелочного сплава летучей золы (SiO_2/Al_2O_3=3,3; Na_2O/SiO_2= 0,5) без затравочных кристаллов приводила к формированию цеолита NaP с умеренной активностью в поглощении Ca^{2+}, а уменьшение относительного содержания кремния на фоне увеличения щелочности способствовало образованию не активного гидросодалита. В целом образцы Б-1, Б-3, К-2, К-7 и ЛЗ-5 были признаны непригодными для умягчения воды, как в порошковой, так и гранулированной форме.

Емкость по количеству поглощаемых солей жесткости гранулированных адсорбентов Б-7, К-3 и ЛЗ-1 была в среднем на 20 % ниже порошков, зато они легко отделялись от очищенной воды с помощью стандартного оборудования для водоподготовки в динамическом режиме (Рисунок 2). Предварительная обработка цеолита 10 % водным раствором NaCl перед экспериментами способствовала насыщению цеолита обменными ионами натрия. Это простой и недорогой способ подготовки цеолита к очистке воды и его регенерации. В результате обработки адсорбентов раствором поваренной соли эффективность удаления из воды кальция, магния и катионов других металлов существенно возрастала. При этом регенерация цеолитных адсорбентов может проводиться многократно (Рисунок 2).

На примере фракции 1,5 – 0,3 мм образца ЛЗ-3 гранулированного со связующим была оценена конкуренция при удалении солей жесткости из катионов NH_4^+, Ca^{2+}, Mg^{2+} из водопроводной воды, отобранной в сельских районах с развитым животноводством и модельного раствора хлоридов кальция и магния марки «ч.д.а.» в дистиллированной воде с той же концентрацией Ca^{2+} и Mg^{2+}. Исходная водопроводная вода с pH 8,7 по результатам анализа содержала: мг-экв/л: 4,8- Ca^{2+}; 1,6 - Mg^{2+}; 2,1-NH_4^+ и 0,35-Fe^{2+} (сухой остаток 563 мг/л). В пробе очищенной воды, отобранной через час после начала пропускания исходной водопроводной воды со скоростью 6 мл/мин через колонку диаметром 1,2 см с высотой слоя цеолита ЛЗ-3 – 50 см было обнаружено; мг-экв/л: 0,08-Ca^{2+}; 0,02-Mg^{2+}; 0,11-NH_4^+ и 0,03-Fe^{2+}. Через 2 часа эксперимента в динамическом режиме количество исследуемых примесей уменьшилось до; мг-экв/л: 0,57-Ca^{2+}; 0,23-Mg^{2+}; 0,42-NH_4^+ и 0,06-Fe^{2+}. При удалении солей жесткости из модельной смеси, содержащей мг-экв/л: 4,8- Ca^{2+} и 1,6 - Mg^{2+} через два часа после начала эксперимента в составе очищенной воды обнаружено 0,086-Ca^{2+} и 0,065-Mg^{2+} мг-экв/л. То есть в идентичных условиях эксперимента при удалении солей жесткости с помощью гранулированного цеолита ЛЗ-3 из реальных вод с умеренным содержанием различных солей степень умягчения воды снижалась, но одновременно происходило удаление аммонийного азота и обезжелезивание. Полученные результаты свидетельствовали об отсутствии ярко выраженной селективности адсорбента ЛЗ-3 по способности к извлечению конкретных катионов.

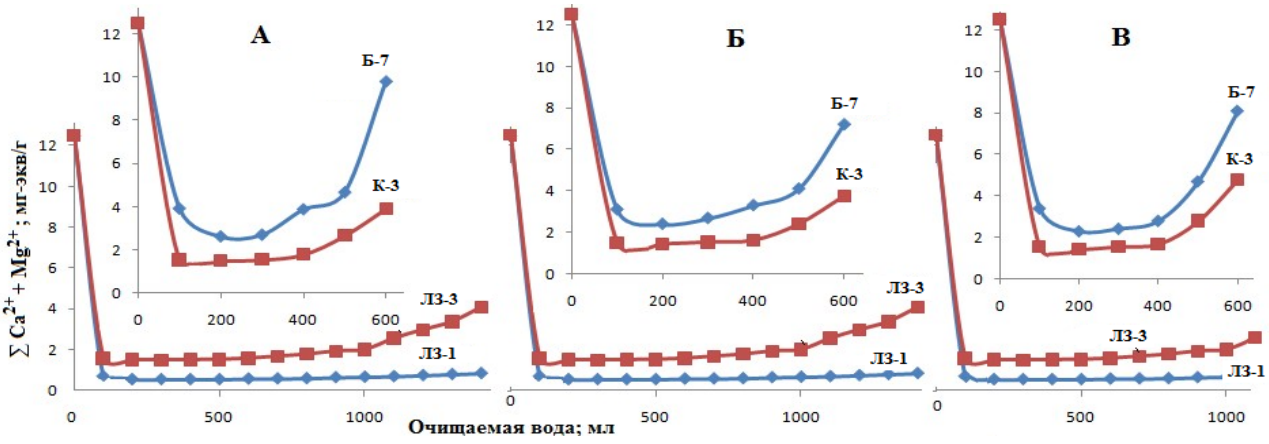


Рисунок 2 - Влияние количества скважинной воды с исходной жесткостью 12,5 мг-экв (Ca^{2+} и Mg^{2+})/л, пропущенной через слой соответствующего цеолитного адсорбента и количества циклов регенерации 7 % раствором NaCl на жесткость очищенной воды. А – исходного цеолитного адсорбента; Б – после первой регенерации раствором NaCl; В – после 10 регенерации раствором NaCl.

Возможность существенного снижения концентрации токсичных металлов в воде была показана на примере адсорбции Ni^{2+} из раствора 16,8 г $NiSO_4 \cdot 7H_2O$ с помощью некоторых из полученных цеолитных адсорбентов (рисунок 3).

Из рисунка 3 следует, что контакт навески образцов с большим содержанием кристаллических цеолитных фаз различного типа: NaP (93 %) + NaX (4 %) в составе ЛЗ-1, NaX (73%) + гидросодалит (15%) в составе К-3 или NaA

(85 %) + гидросодалит (12 %) в составе К-6 позволяют удалить от 47 до 72 % Ni^{2+} из модельного раствора. При подборе, оптимального для каждого образца, расхода модельного раствора с исходной концентрацией 120 мг-экв Ni^{2+}/л во время динамических испытаний на фракции гранул ЛЗ-1, ЛЗ-2 и Б-7 размером 1,0-0,3 мм достигнуто снижение концентрации никеля в модельном растворе на 98-99 %. Снижение концентрации никеля на фракции образцов К-5, ЛЗ-3, К-8 было в пределах 95-97%.

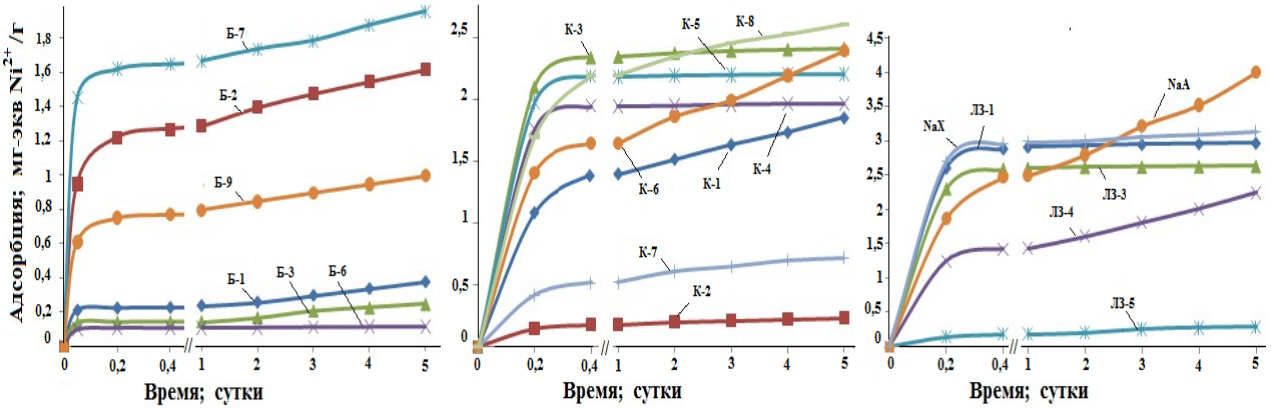


Рисунок 3 - Влияние способа синтеза адсорбентов в порошковой форме и времени адсорбции на адсорбцию катионов никеля (~ 1 г адсорбента в 30 мл раствора с исходной концентрацией 120 мг-экв Ni^{2+}/л)

Выводы.

1. Показано, что не обогащенные глинистые минералы Узбекистана бентонит и каолин с высоким содержанием примесей, и летучая угольная зола Агренской ТЭС могут быть преобразованы в цеолитные адсорбенты методом щелочного сплавления с NaOH и оксидом алюминия техногенного происхождения.

2. Цеолитные адсорбенты, полученные из недорогих материалов, способны существенно умягчать жесткую воду и снижать концентрацию соединений никеля.

3. Простота технологического оформления процесса адсорбционной очистки, наряду с возможностью многократной регенерации позволяют рекомендовать их использование в качестве адсорбента на локальных очистных сооружениях в отдаленных районах с жесткостью воды более 7 мг-экв/л.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Naef A. A. Qasem, Ramy H. Mohammed, Dahiru U. Lawal. Removal of heavy metal ions from wastewater: a comprehensive and critical review. / N.A.A. Qasem, R.H. Mohammed, D.U. Lawal // npj Clean Water – 2021. – 4:36.

2 Карибаева М.К. Оценка эффективности очистки воды от ионов тяжелых металлов природными цеолитами казахстанских месторождений/ М.К. Карибаева, А.К. Адрышев // Журнал «Естественные и технические науки». – Москва – 2012. – №3. – С.503-507.

3 Tasić Ž.Z. Application of natural zeolite in wastewater treatment – A review / Ž.Z. Tasić, G.D. Bogdanović, M.M. Antonijević //Journal of Mining and Metallurgy. – 2019. – 55 A. – №1. P. 67 – 79.

4 Tauanov. Z. Mineralogical, Microstructural and Thermal Characterization of Coal Fly Ash Produced from Kazakhstani Power Plants / Z. Tauanov, L. Abylgazina, C. Spitas, G. Itskos, V. Inglezakis // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. – 2017 – Vol.230.

5 Ma H. Synthesis of Zeolite of Type A from Bentonite by Alkali Fusion Activation Using Na_2CO_3 / H. Ma, Q. Yao, Y. Fu, C. Ma, X. Dong. // Ind. Eng. Chem. Res. – 2010. – № 49(2). P. 454 – 458.

6 Lee Y.-R., Synthesis of nanoporous materials via recycling coal fly ash and other solid wastes: A mini review. / Y.-R. Lee, J.T. Soe, S. Zhang, J.-W. Ahn, M.B. Park, W.-S. Ahn // Chemical Engineering Journal. – 2017. – № 317. – P. 821–843.

УДК:622.7

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПТИМИЗАЦИИ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ

А.С. Ахметова, М.Б. Барменшинова, О.Т. Дюсембинов

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Аннотация. Статья рассматривает вопросы флотационного обогащения медно-молибденовых руд, представляющих ключевой источник сырья для производства меди и молибдена. В условиях изменяющегося состава сырья хороших результатов обогащения достигаются при оптимизации реагентного режима и выборе селективных реагентов. В лабораторных условиях была проведена серия тестов при одинаковом расходе разных сочетаний реагентов собирателей и вспенивателей. Результаты показали, что определенная комбинация реагентов, такие как IPETC и X-133,

приводят к более высокой эффективности обогащения по меди и молибдену, а также более селективному извлечению металлов в концентрат. Извлечение Cu в концентрат составило – 91,1%; также высокое извлечение Mo – 73,1%; эффективность обогащения по Cu – 80,4%; содержание Cu в отвальных хвостах – 0,06%. Индекс селективности по отношению к минералам железа также высокое при применении сочетания IPETC и X-133.

Ключевые слова: медно-молибденовая руда, флотация, извлечение, реагентный режим, собиратель, пенообразователь.

Медно-молибденвые руды представляют собой основной сырьевой материал для производства меди и значительного объема молибдена. Порфировые руды, содержащие медь и молибден, характеризуются присутствием крупных включений сульфидных минералов в породе, а также тесным взаимным прорастанием сульфидов меди, пирита и молибденита [1]. В связи с постоянным ухудшением качества минерального сырья на обогатительные фабрики поступают все более труднообогатимые руды с пониженным содержанием ценных компонентов. При таком случае важным фактором повышения эффективности реагентного режима флотационного обогащения медьсодержащих руд является выбор оптимальных параметров флотации, рациональное применение недорогих реагентов, их правильная дозировка, что улучшает селективность и скорость процесса.

Повышенное содержание железа (Fe) в пирите и окисленных минералов меди в руде значительно уменьшают эффективность обогащения и извлечение минералов из сырья.

Одним из ключевых аспектов при обогащении сульфидных медно-молибденовых руд является определение оптимальных реагентов по соотношению к пириту. Содержание пирита в коллективном концентрате оказывает влияние на итоговые показатели последующей селективной флотации, включая качество получаемых медных и молибденовых концентратов, а также извлечение металлов в концентрат [2].

С целью идентифицирования оптимальных сочетаний реагентов и влияния их изменений на показатели флотационного обогащения в лабораторных условиях была проведена серия тестов. Флотация проводилась в однокамерной машине FTM101 с объемом камеры 3,5 л.

Рисунок 1 – Флотационная испытательная машина Essa® FTM 101 компании FLSmidth

Схема проведения тестовых флотационных испытаний в открытом цикле включала в себя операции только основной флотации. Флотационные тесты проводились с различной комбинацией реагентов: собиратель IPETC (изопропил этил тиокарбамат), собиратель SIBX (избутиловый ксантогенат натрия) – $C_5H_9NaOS_2$, пенообразователи X-133 и MIBC на исходной руде с химическим и фазовым составом приведенными в таблице ниже [3].

Таблица 1 – Химический состав руды

ρ, %	pH	Крупность 180 μm, %	P80%, μm	Химический состав, %							
				Cu	Fe	Mo	Al_2O_3	CaO	MgO	SiO_2	S
33	9,6	83	165	0,56	2,3	0,009	14,8	1,9	1,3	62,9	1,4

Таблица 2 – Фазовый анализ руды

	Анализ фаз Cu			
	Первичные	Вторичные	Оксидные	Всего
Содержание в руде	0,33	0,22	0,012	0,562
От всего Cu	58,72	39,15	2,14	100

Согласно фазовому анализу в руде медь на 58,72% представлена первичными сульфидными минералами меди, на 39,15% вторичными, и на 2,14% – оксидными минералами Cu.

Все 4 пробы руды подвергались измельчению с добавлением по 15 г/т собирателя: IPETC и SIBX, соответственно, в лабораторной стержневой мельнице в течение 4 минут. Флотация проводилась в открытом цикле, основная флотация из 4 серий по 2 минуты, в общем 8 минут. Время агитации составило 2 минуты.

Таблица 3 – Расход реагентов

№	Реагенты	На измельчение, г/т	На флотацию, г/т	Всего, г/т
1	IPETC + X-133	15+0	4+12	19+12
2	IPETC + MIBC			
3	SIBX + X-133			
4	SIBX + MIBC			

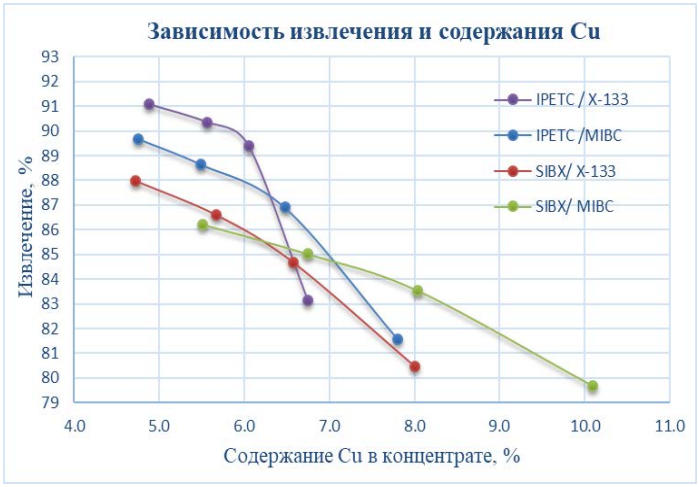


Рисунок 2 – График зависимости извлечения и содержания Cu в концентрат

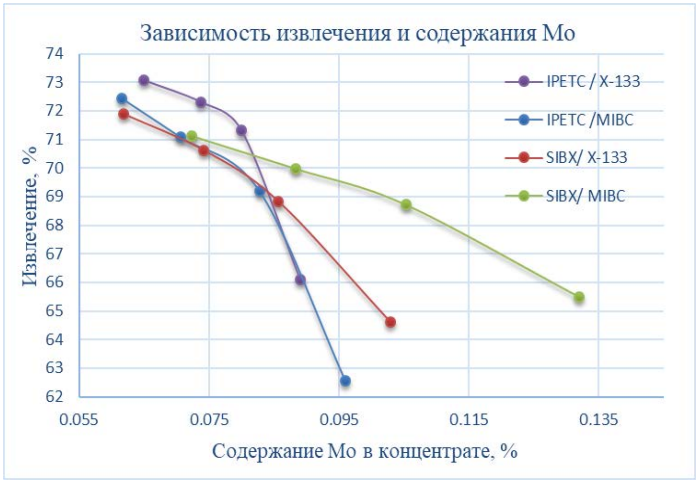


Рисунок 3 – График зависимости извлечения и содержания Mo в концентрат

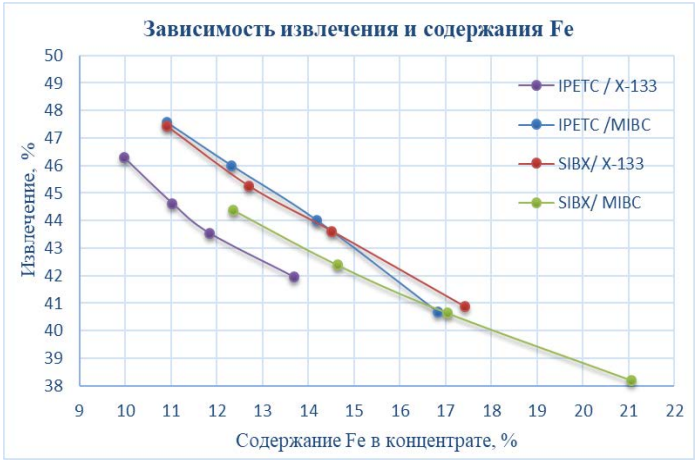


Рисунок 4 – График зависимости извлечения и содержания Fe в концентрат

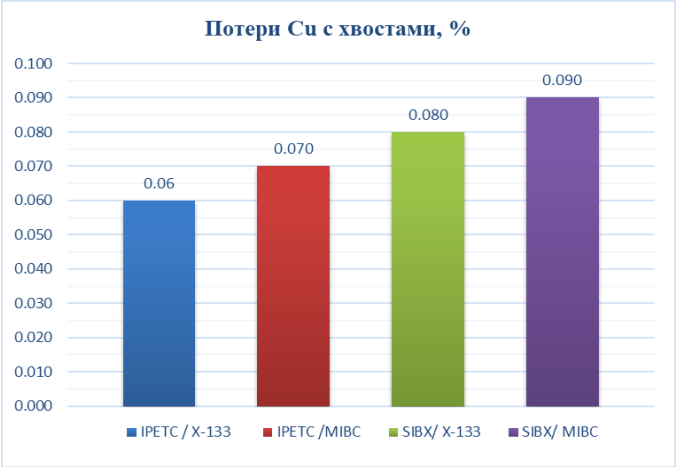


Рисунок 5 – График потери Cu с отвальными хвостами

Таблица 4 – Сводные данные по результатам тестов

	γ, %	ε (Cu), %	ε (Mo), %	β (Cu), %	β (Mo), %	η по Cu, %	I селективности (Fe)	Cu, % в хвостах
IPETC/X-133	11,1	91,1	73,1	4,9	0,065	80,4	1.97	0,06
IPETC/MIBC	11,3	89,7	72,4	4,75	0,062	78,8	1.89	0,07
SIBX/X-133	11,0	88,0	71,9	4,72	0,062	77,4	1.85	0,08
SIBX/MIBC	9,3	86,2	71,1	5,51	0,072	77,4	1.94	0,09

Заключение. Согласно полученным результатам, при одинаковом расходе реагентов результаты флотации по меди с реагентами IPETC и X-133 показатели выше, чем с остальными сочетаниями. Извлечение Cu в концентрат составило – 91,1%; также высокое извлечение Mo – 73,1%; эффективность обогащения по Cu – 80,4%; содержание Cu в отвальных хвостах – 0,06%. Индекс селективности по отношению к минералам железа высокое при применении сочетания IPETC и X-133. График на диаграмме по IPETC и X-133 лежит левее, чем остальные графики. Из этого следует, что сочетание этих реагентов более селективно по отношению к железу (рис. 4). Худшие показатели получены при использовании сочетания реагентов SIBX и MIBC.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Карнаухов С.Н. Исследования и разработка технологии переработки медно-молибденовых руд на КОО «Эрдэнэт» с применением селективных собирателей и органического депрессора с целью повышения извлечения молибдена. Москва, 2007. – 19с.

2 Гэрэлтуяа С., Баатархуу Ж., Давааням С. Выбор селективного собирателя к пириту и разработка технологического режима в цикле коллективной флотации. Развитие новой техники и технологии в Монголии. Эрдэнэт, 1998, с. 43-44.

3 Технологический регламент на технологию переработки сульфидных руд месторождения Актогай, КазМинералс Актогай. Алматы, 2018. – 102с.

Код МРНТИ 52.45.03

ҰСАҚТАУ БАРЫСЫНДА КҮКІРТТІҢ ЖӘНЕ НЕГІЗГІ КОМПОНЕНТЕРДІҢ КЕНДЕГІ ТАРАЛУЫН ЗЕРТТЕУ

М. М. Атахан, Ж. Қ. Сағатбеков, А. М. Макашева

Әбілқас Сағынов атындағы Қарағанды техникалық университеті, Қарағанды қ., Қазақстан

Аннотация. Металлургия өндірісі сапасы мен санын арттыруды қамтамасыз ететін кендерді қажет ететін, бірақ ондағы зиянды қоспалар мөлшері көп болған жағдайда олардан тазарту үрдістері қолданылады. Кентөбе кен орнынан алынған сынамаға гранулометриялық, химиялық талдаулар жүргізіліп, алынған сынамаларды ұсақтау барысында күкірттің және негізгі компонентердің кендегі таралуы зерттелді.

Кілтті сөздер: күкірт, концентат, компонент, фазалық талдау

Жыл сайын пайдалы қазбалар қоры азаюына байланысты металлургиялық өңдеуге қиын байытылатын минералды шикізатты пайдалану қажеттілігі туындайды. Пайдалы қазбаларды өңдеудің толықтығы мен кешенділігін арттыру, тиімділігі жоғары, экологиялық қауіпсіз технологияларды құру аса маңызды болып отыр. Ол іргелі

ғылымдардың жаңа жетістіктері негізінде қиын байытылатын кендер мен техногендік түзілімдерден компоненттерді алудың қолданыстағы және жаңа тәсілдерін интенсификациялауға, заманауи пирометаллургиялық және пирометаллургиялық технологияларды қолдана отырып, байыту және химия-металлургиялық процестерді біріктіруге негізделуі тиіс[1,2].

Пайдалы қазбаларды өңдеудің толықтығы мен кешенділігін арттыру, жоғары тиімді, экологиялық қауіпсіз технологияларды құру аса маңызды болып табылады. Ол іргелі ғылымдардың жаңа жетістіктері, байыту және химия-металлургия процестерінің үйлесімі негізінде байытылуы қиын кендерден өнім алудың қолданыстағы және жаңа тәсілдерін айқындауға негізделуі керек. Күкірт болаттың механикалық беріктігі мен дәнекерленуін төмендететін, сондай-ақ оның электротехникалық, коррозияға қарсы және басқа да қасиеттерін нашарлататын зиянды қоспа болып табылады. Магнетит концентраттарынан күкіртті кетіру үшін флотация әдісі, күйдіру, концентратты минералды қышқылдармен шаймалау қолданылады [3,4].

Темір кендерін күкіртсіздендіру мақсатында зертханалық сынақтар жүргізу үшін Кентөбе кенінен алынған темір концентратынан сынамалар алынды. Концентраттың химиялық құрамын және концентраттағы күкірттің (Fe сульфидтерінің) фазалық химиялық құрамын анықтау мақсатында Ж.Әбішов атындағы Химия-металлургия институтында талдау жүргізілді. Алынған талдау нәтижелері 1-ші және 2-ші кестеде келтірілген.

Кесте 1 – Концентратты химиялық талдау нәтижелері

Құрамы, %			
Fe	S	Al_2O_3	SiO_2
52,88	3,12	2,95	15,79

Зерттеу нәтижесінде концентраттың химиялық құрамы анықталды: темір – 52,88%, күкірт – 3,12%, алюминий оксиді – 2,95%, кремний оксиді – 3,12% .

Кесте 2 – Концентраттағы күкірттің (Fe сульфидтерінің) фазалық химиялық талдауының нәтижелері

Күкірт	S құрамы, %
Жалпы	3,12 (5,34)
Пирротин - $FeS_{1.14}$	2,01 (3,26)
Пирит - FeS_2	1,11 (2,08)

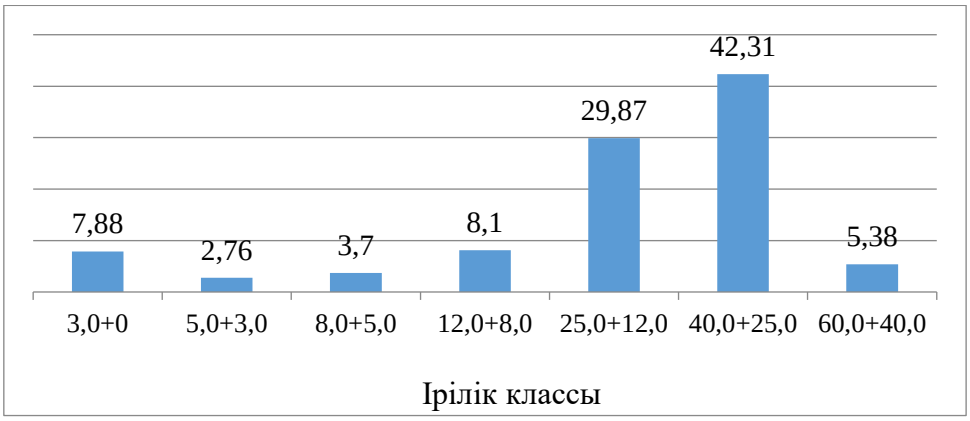
Концентратқа фазалық химиялық талдау нәтижесінде ондағы күкірттің (Fe сульфидтерінің) фазалық құрамының пайыздық мөлшері анықталды: Жалпы концентраттағы күкірттің мөлшері – 3,12 %-ды құраса, оның 2,01 %-ы пирротинге ($FeS_{1.14}$) және 1,11 %-ы пиритке (FeS_2) тиесілі, ал концентраттағы жалпы сульфидтер формасындағы күкірт мөлшері – 5,34 %-ды құраса, оның 3,26 %-ы пирротинді ($FeS_{1.14}$) және 2,08 %-ы пиритті (FeS_2) құрайды.

Келесі кезекте осы сынамаларға гранулометриялық талдау жүргізілді. Елеу СПЭ қондырғысында -60,0 +40,0 мм, -40,0+25,0 мм, -25,0+12,0 мм, -12,0+8,0 мм, -8,0+5,0 мм, -5,0+3,0 мм, -3,0+0,0 мм ірілік класстары бойынша жүзеге асырылды, гранулометриялық талдау нәтижелер 3-кестеде және 1-суретте келтірілген.

Кесте 3 - Концентраттың гранулометриялық құрамы

№	Ірілік классы, мм	Шығымы, %	Fe, %		S, %		Al_2O_3, %		SiO_2, %	
			β	ε	β	ε	β	ε	β	ε
1	-60,0+40,0	5,40	50,92	5,20	3,11	5,38	2,29	4,20	20,08	6,87
2	-40,0 +25,0	44,00	52,58	43,75	3,00	42,31	2,97	44,30	17,10	47,65
3	-25,0+12,0	31,70	52,93	31,73	2,94	29,87	3,21	34,50	16,90	33,93
4	-12,0+8,0	7,50	53,59	7,60	3,37	8,10	2,48	6,30	11,07	5,26
5	-8,0+5,0	3,20	54,53	3,30	3,61	3,70	2,54	2,76	10,76	2,18
6	-5,0+3,0	2,10	53,38	2,12	4,10	2,76	4,41	3,14	13,61	1,81
7	-3,0+0,0	6,10	54,61	6,30	4,03	7,88	2,32	4,80	5,95	2,30
Барлығы		100,0	52,88	100,0	3,12	100,0	2,95	100,0	15,79	100,0

Талдау көрсеткендей, ең жоғары шығым -40,0+25,0 мм (44,00%) және -25,0+12,0 мм (31,70%) ірілік класстарына, сәйкесінше күкірт мөлшері 3,00 % және 2,94 %-ды құрайды. Ал олардың бөліп алу көрсеткіші 42,31% және 29,87%-ға сәйкес. Жалпы концентраттағы күкірттің мөлшері 3,12% болса, -60,0+40,0 мм, -40,0 +25,0 мм, -25,0+12,0 мм ірілік класстары сомасындағы күкірттің мөлшері 2,42 %-ын құрайды. 1-суретте күкірттің -60+0,0 мм ірілік кластарында бөліп алу көрсеткіші бойынша таралуы келтірілген.



Сурет 1 – Күкірттің ірілік кластарында бөліп алу көрсеткіші бойынша таралуы

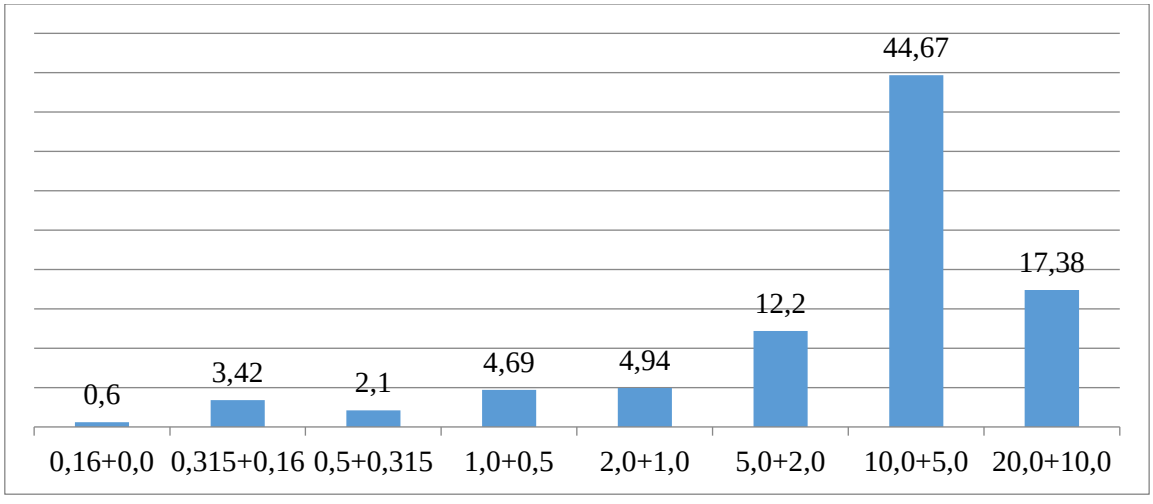
3-ші кестеге сәйкес, сынамадағы темірдің орташа мөлшері 52,88% құрады, бұл бастапқы сынамадағы темірдің орташа мөлшеріне сәйкес келеді. -60,0+40,0 мм ірі кластағы темірдің 50,92%-ға дейін төмендегенін, сондай-ақ орта және кіші кластардағы темірдің 54,61%-ға дейін жоғарылағанын көрсетеді.

Кенді әрі қарай ұсақтау күкірт пен басқа компоненттердің таралуына қалай әсер ететінін зерттеу үшін бастапқы концентрат зертханалық ДШ 60 жақты ұсатқышында, 20 мм саңылауда ұсақталды. Ұсақталған концентрат келесі кластар бойынша електен өткізілді -20,0+10,0 мм, -10,0+5,0 мм, 0-5, 0+2,0 мм,-2,0+1,0 мм, -1,0+0,5 мм, -0,5+0,315 мм, 0,315+0,16 мм, -00,16 + 0,0 мм. Гранулометриялық талдауының нәтижелері 4-кестеде келтірілген.

Кесте 4 – Бастапқы сынаманың гранулометриялық құрамы, кл. кр. -20,0мм

№	Фракция, мм	Шығу, %	Fe, %		S, %		Al_2O_3, %		SiO_2, %	
			құр.	алу	құр.	алу	құр.	алу	құр.	алу
1.	-20,0+10,0	18,20	50,85	17,50	2,98	17,38	3,81	23,50	16,89	19,47
2.	-10,0+5,0	47,90	51,89	47,00	2,91	44,67	2,93	47,60	17,95	54,45
3.	-5,0+2,0	11,60	54,25	11,90	3,28	12,20	3,08	12,10	13,60	10,00
4.	-2,0+1,0	5,00	53,20	5,03	3,08	4,94	2,53	4,30	12,71	4,02
5.	-1,0+0,5	4,13	51,73	4,04	3,54	4,69	3,47	4,86	13,85	3,62
6.	-0,5+0,315	1,65	54,48	1,70	3,97	2,10	2,37	1,33	12,71	1,33
7.	-0,315+0,16	2,90	59,44	3,26	3,68	3,42	1,78	1,75	9,66	1,77
8.	-0,16+0,0	8,62	58,71	9,57	3,83	10,60	1,56	4,56	9,79	5,34
Барлығы		100,0	52,88	100,0	3,12	100,0	2,95	100,0	15,79	100,0

4 - кестені талдау барлық кластар бойынша күкірттің 2,91% - дан 3,97% - ға дейін өзгергенін анықталды. Темір мен күкірттің орташа өлшенген мөлшері сәйкесінше 52,88% және 3,12% құрайды, бұл бастапқы өнімдегі темір мен күкірттің орташа мөлшеріне сәйкес келеді. Төменгі кластарда темірдің мөлшері 59,44% - ға дейін артқанын, сондай-ақ осы кластардағы күкірттің 3,97% - ға дейін жоғарылағанын көрсетеді. 4-кестенің нәтижелері бойынша күкірт мөлшерінің айқын шоғырлануы байқалмайды. 2-суретте күкірттің -20,0+0,0 мм ірілік кластарында бөліп алу көрсеткіші бойынша таралуы келтірілген.



Сурет 2 – Ұсақталған кендегі күкірттің -20,0+0,0 мм класстар ауқымында таралуы

-20,0+10,0 мм, -10,0+5,0 мм және -5,0+2,0 мм класстардың жиынтық шығымы 77,7% құрайды, орташа күкірт мөлшері 3,06%, бөліп алу көрсеткіші74,25%. Ұсақ кластардың жалпы шығымы 22,30%, ал бөліп алу көрсеткіші 25,75% құрайды. 2-суреттің нәтижелері негізінде күкірт жоғарғы класстар жиынтығында таралуы айқындалды.

Түйіндей келгенде, Кентөбе кен орнының темір кені концентратының гранулометриялық талдаулары зерттелген -60,0+12,0 мм үлкен кластарда шығым жиынтығына байланысты күкірттің шоғырлануын көрсетті, -20,0+0,0 мм класс ірілігіне дейін ұсақталған кезде күкірттің ірілік класстары бойынша біркелкі таралуын және темірдің мөлшерінің 59,44% - ға дейін жоғарылауы байқалады, күкірттің мөлшері барлық класстарда 2,98%-дан 3,97%-ға дейінгі аралықта ауытқиды.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Mukhtar, A.A., Makashev, A.S., Atakhan, M.M., Gabdullin, S.T. Magnetizing roasting and magnetic separation of high-phos-phorus brown iron ore from the Kirovskoe deposit // Obogashchenie Rud. – 2023. - No.5. - P 8–12.

2 Авдохин В.М.,Губин С.Л. Основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд // Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья / Под ред. В. А. Чантурия. – М.:Издательскийдом «Руда и металлы».– 2008. -С.164– 179.

3 Авдохин В.М., Губин С.Л. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд // Горный журнал.– 2007.-№2.– С. 58-64.

4 West J. Decreasing Metal Ore Grades: Are They Really Being Driven by the Depletion of High-Grade Deposits // Journal of Industrial Ecology. - 2011. - V. 15(2). - P. 160-165.

INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF ORGANIC POLYATOMIC ALCOHOLS ON THE MECHANISM OF NIOBIUM DISSOLUTION FROM TECHNOGENIC RAW MATERIALS

A.Ultarakova, A.Mukangaliyeva, N.Lokhova , K.Kassymzhanov

The Institute of Metallurgy and Ore Beneficiation, Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

Abstract. The conducted studies on the influence of organic polyhydric alcohols on the niobium dissolution mechanism from titanium-magnesium production waste will contribute to the development of technology for obtaining niobium concentrates from technogenic raw materials. The conditions for niobium leaching from the sediments of sludge storage facilities and dust chamber sublimates (DC) under optimal conditions have been determined. For the extraction of niobium from the sediments of the sludge dump of titanium-magnesium production, the optimal conditions are: sodium hydroxide concentration of 200 g/dm^3, glycerin 5 g/dm^3, S:L = 1:10, temperature 95 °C, leaching process duration 4 hours; for DC sublimates of the titanium chlorinator: sodium hydroxide concentration of 150 g/dm^3 and glycerin 3 g/dm^3, S:L= 1:9, under which the degree of niobium extraction into the solution increases with temperature from 10% at 40 °C to 98% at 100 °C, leaching process duration 6 hours.

Keywords: sludge storage facility sediments, dust chamber sublimates, niobium, sodium hydroxide, leaching, glycerin.

Introduction.

Niobium (Nb) belongs to the category of rare refractory metals with a high melting point of 2467 °C. Thanks to its unique properties, such as resistance to strong corrosion, shear, and high temperatures, Nb has found widespread applications. These include the production of ferroniobium, used as an additive in strong low-alloyed steels. These alloys are actively used in the manufacture of oil and gas pipelines, modern automobiles, and stainless steels for various purposes [1]. Additionally, niobium is involved in the production of superalloys based on nickel, cobalt, and iron, used in aviation engine parts, heat-resistant equipment, and combustion equipment [2]. Nb is mainly imported and exported in the form of ferroniobium materials [3]. The global demand for ferroniobium is growing by more than 8% annually, driven by the expansion of global steel markets for construction, infrastructure, and automotive industries, as well as high-strength low-alloy steels [4-5].

Due to its high level of biological compatibility, niobium is also used as a material for implants. Its high transition temperature makes niobium an ideal material for superconducting cables and magnets [6].

During the chlorination process of titanium-containing slags to produce titanium tetrachloride, niobium accumulates in the waste of titanium production. It has been established that 40-45% of niobium from the content in the original slag transitions into technical titanium tetrachloride, 50-55% into solid chloride sublimates, and 4-5% into the fused melt of the chlorinator [7].

Since 2007, the disposal of sediments from the sludge storage of JSC "UK TMP" has become a major problem due to the increasing environmental fines. Attempts have been made to utilize the slags, and this task becomes more pressing each year. Slags are formed by neutralizing chloride waste with lime milk to pH 7-8.5, with 10-15 thousand tons generated annually.

At JSC "IMOB", in collaboration with JSC "UK TMP", research has been conducted for several years in the field of processing chloride waste arising from titanium-magnesium production. The developed method of extracting niobium from dust chamber sublimates includes their leaching with a solution of sulfuric acid, chloride sublimation of cake, and hydrolytic treatment of sublimates to obtain niobium-containing commercial product and synthetic carnallite [8-11].

The goal of the planned research was to study the effect of organic polyhydric alcohol on the mechanism of niobium dissolution from technogenic raw materials.

Object of research. The objects of the study were sediments from the sludge storage and dust chamber sublimates, provided by JSC "UK TMP". The content of the main components of waste from titanium-magnesium production is presented in Table 1.

The study of the influence of certain factors on the extraction of niobium from these wastes by alkaline solutions in the presence of glycerin is of practical interest.

It is known [12] that niobium compounds are soluble not only in strong alkali solutions but also in strong acids, indicating significant amphoteric properties. In caustic alkali solutions, niobium extraction into the solution occurs due to the formation of water-soluble niobates with a Na_2O/Nb_2O_5 ratio greater than one [13]. Experimental studies have established [14] that in alkaline solutions containing the pentahydric alcohol xylitol, the solubility of niobium oxide increases many times. It was noted that in a pure alkaline solution with a concentration of sodium hydroxide of 160 g/dm^3, the solubility was 3.9 mg/dm^3 Nb_2O_5.

Table 1 – Content of Main Components in Technogenic Wastes, mass %

Name	Composition, mass %									
	Ti	Nb	Ca	Mg	Al	Si	Fe	Mn	V	Cl
Sludge Storage Facility Sediments	7.62	0.73	23.51	1.21	1.8	1.91	1.89	0.20	0.16	7.62
Dust Chamber Sublimates	2.18	0.78	0.11	0.06	7.51	0.11	4.04	0.08	0.01	46.23

Experiments were conducted in a reactor equipped with a reflux condenser. The required volume of the leaching solution was placed in the reactor, heated to 95 °C, a predetermined amount of sludge was added, and stirring was initiated. The duration of pulp activation was 4 hours. At the end of the experiment, the pulp was filtered. The residue was washed with hot water to remove sodium hydroxide, glycerin, and soluble salts. The products were analyzed for niobium, vanadium, aluminum, and silicon content, which have high solubility in alkali solutions. The results of the studies are presented in Table 2.

It should be noted that preliminary experiments established that the use of an alkaline solution with a sodium hydroxide content of more than 200 g/dm^3 in the presence of glycerin leads to the formation of a poorly filterable pulp and requires a large amount of water to wash the sediment. Therefore, studies on the extraction of niobium into solution were carried out with solutions of 100 and 200 g/dm^3 NaOH.

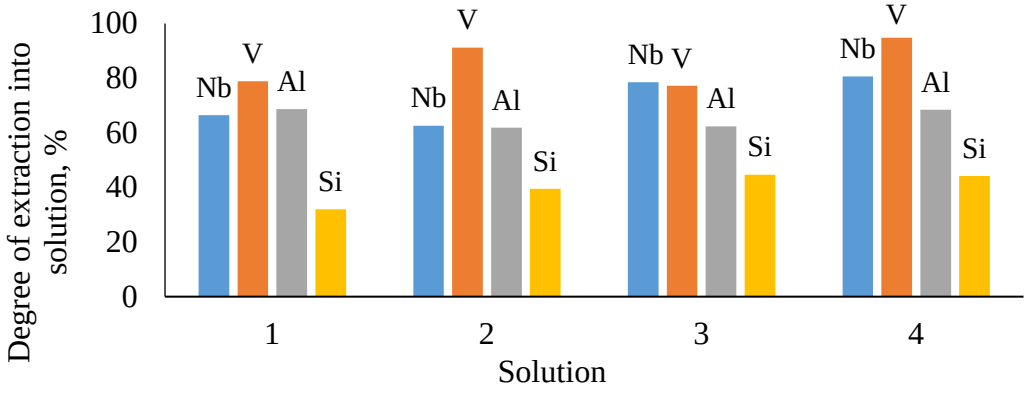
Data from Table 2 show that increasing the concentration of alkali in the solution containing 2 g/dm^3 glycerin from 100 to 200 g/dm^3 has virtually no effect on the concentration of soluble aluminum compounds. Meanwhile, the degree of aluminum extraction into the solution is 68.7 and 62.4 rel. % respectively. Increasing the glycerin content to 5 g/dm^3 has little effect on the degree of extraction of aluminum compounds into the solution (Figure 1).

Table 2 – Influence of Glycerin on the Transition of Niobium, Vanadium, Aluminum, and Silicon into Alkaline Solution under Hydrothermal Conditions (S:L = 1:10, 95 °C, 240 min)

Concentration in solution, g/dm^3		Cake yield, %	Content in cake, wt.%				Concentration in solution, mg/dm^3			
NaOH	glycerin		Nb_2O_5	V_2O_5	Al_2O_3	SiO_2	Nb_2O_5	V_2O_5	Al_2O_3	SiO_2
100	2	64.6	0.375	0.126	1.626	2.880	282	179	1353	1094
100	5	71.0	0.380	0.048	2.275	2.230	301	235	1157	1039
200	2	61.2	0.254	0.144	2.065	3.567	378	199	1391	1177
200	5	63.0	0.222	0.032	2.069	3.180	386	244	1187	1164

Under the studied conditions of sludge leaching, the concentration of sodium hydroxide and glycerin does not have a noticeable effect on the content of sodium metasilicate in the solution (Table 2).

It is known [15-17] that the solubility of iron oxide (III) in a solution of sodium hydroxide (200-240 g/dm^3) even at a temperature of 120-220 °C is about 0.1 g/dm^3. Therefore, the behavior of iron was not monitored.



1 – NaOH 100, glycerin 2; 2 – NaOH 100, glycerin 5; 3 – NaOH 200, glycerin 2; 4 – NaOH 200, glycerin 5 (95 °C, 4 hours, S:L = 1:10)

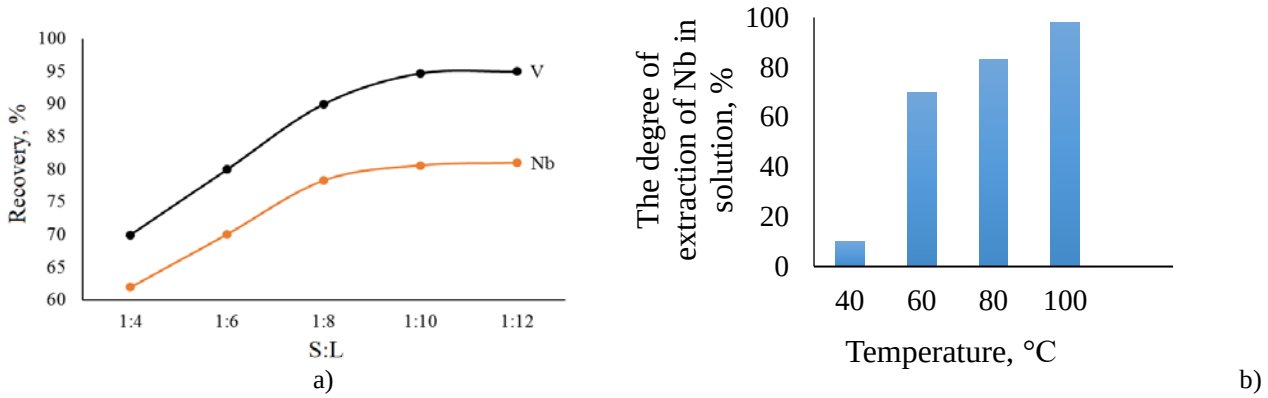
Figure 1 – The dependency of the degree of extraction of niobium, vanadium, aluminum, and silicon on the composition of the leaching solution, g/dm^3

The concentration of alkali significantly affects the degree of niobium extraction into the solution – with an increase in the concentration of caustic soda from 100 to 200 g/dm^3, the extraction degree increases by 1.2-1.3 times. In this case, the maximum niobium concentration in the solution is 380 mg/dm^3. Glycerin in this case inhibits the transition of hexaniobate, formed by the interaction of alkali with sludge, into insoluble metaniobate sodium.

The behavior of another valuable component of the sludge, vanadium, is also of interest. As the acidic properties of vanadium are higher than those of niobium, the degree of extraction into the solution under the studied conditions reaches 91-95%.

The effect of the solid-to-liquid ratio was studied in the range of 1:(4÷12).

Figure 2 (a) shows that increasing the S:L ratio, and consequently, the consumption of alkali leads to an increase in the degree of niobium transition into the solution up to S:L = 1:10, and with further increase of the ratio, it becomes practically constant. The extraction of vanadium into the alkaline solution also increases with the increase of the S:L ratio. In this case, the degree of vanadium transition into the solution is higher than that of niobium.



a) b)

Figure 2 – a) the dependency of the degree of extraction of niobium and vanadium on the S:L ratio (NaOH 100 g/dm3, glycerin 2 g/dm3, 95 °C, 4 hours) b) the dependency of the degree of niobium leaching from dust chamber sublimates on the process temperature

For leaching dust chamber sublimates, experiments were conducted with a solution concentration of 150 g/dm^3 sodium hydroxide and 3 g/dm^3 glycerin, S:L= 1:9.

To calculate the rate constants, the equation $1-(1-\alpha)^{\frac{1}{3}}=R\tau$ was used, where α is the portion of niobium transferred into the solution, determined by the ratio of the amount of element in the solution to the amount in the original material.

Figure 2 (b) shows the dependency of the degree of niobium extraction from dust chamber sublimates on the temperature of the leaching process for an experiment duration of 6 hours.

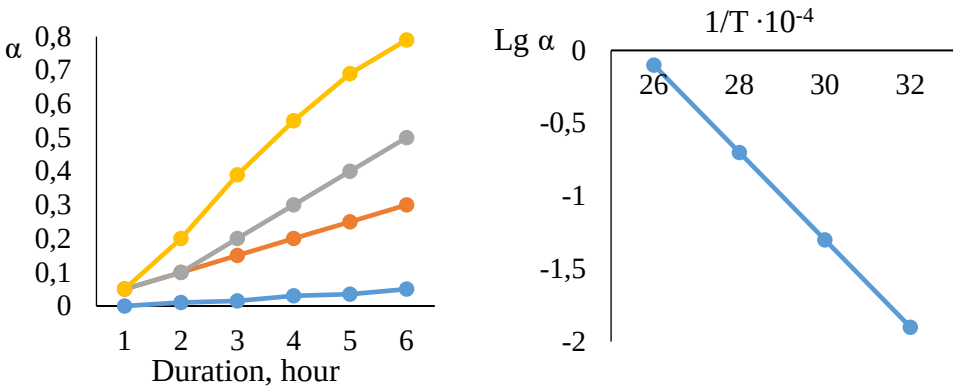
As seen from the graph, the degree of niobium leaching increases with temperature from 10% at 40 °C to 98% at 100 °C.

Figure 3 (a) presents graphs of the functions of the leached portion of niobium over the duration of the experiment. The functions are linear, which indicates the accordance of the chosen equation with the described process of niobium leaching from dust chamber sublimates by an alkali solution in the presence of glycerin. The activation energy (E), determined from the graph (Figure 2 b), is equal to 68.85 kJ/mol. The rate constants at the temperatures of the process are presented in Table 3.

General equations of kinetics, reflecting the influence of temperature:

$\frac{dx}{d'\tau}=52{,}0\cdot10^8e^{\frac{-68.85}{RT}}$, where x is the portion of niobium transferred into the solution; τ is the duration, hrs. The value of the pre-exponential factor is found from the equation

$Ln\ K_0=Ln\ K+\frac{E}{RT}$, where K is the experimental value of the rate constant.



a) b)

Figure 3 – a) kinetics of the interaction of dust chamber sublimates with sodium hydroxide in the presence of glycerin b) the influence of temperature on the rate of interaction of dust chamber sublimates with a sodium hydroxide solution in the presence of glycerin

Table 3 – Values of rate constants for the interaction of dust chamber sublimates with a sodium hydroxide solution in the presence of glycerin at different temperatures (K,r^{-1},10^{-2})

40 ℃	60 ℃	80 ℃	100 ℃
1,64	7,12	42,65	116,00

The resulting interaction of dust chamber sublimates with an alkali solution in the presence of glycerin contains, g/dm^3: 1.43 Nb_2O_5; 9.23 Al_2O_3; 3.71 Fe_2O_3.

Conclusions. It has been experimentally established that the optimal conditions for extracting niobium from the sediments of the sludge dump of titanium-magnesium production are: sodium hydroxide concentration of 200 g/dm^3, glycerin 5 g/dm3, S:L = 1:10, temperature 95 °C, and leaching process duration of 4 hours.

The conditions for leaching niobium from dust chamber sublimates have been determined – concentration of 150 g/dm^3 sodium hydroxide and 3 g/dm^3 glycerin, S:L= 1:9, with the degree of extraction increasing with temperature from 10% at 40 ℃ to 98% at 100 ℃, over a duration of 6 hours.

It has been determined that the interaction of dust chamber sublimates with sodium hydroxide in the presence of glycerin occurs in the kinetic area. The presence of glycerin facilitates the transition into the solution not only of niobium but also of iron and aluminum, which are harmful impurities.

Acknowledgements. This research is funded by the Science Committee of the Ministry of Science and High Education of the Republic of Kazakhstan, BR18574018 program.

REFERENCES

1 A. Didier, H. Cea, Y. Xiao, S. Gtk, S.C. Amphos, R.B. Garcia, in: Report on Current and Future Needs of Selected Refractory Metals, EU, 2020.

2 K. Schulz, J.F. Papp, Niobium and tantalum — indispensable twins, USGS Miner. Resour. Progr. 5–6 (2014).

3 S. Abo Khashaba, Niobium and Tantalum Deposits, 2017.

4 A. Agulyonsky, The Chemistry of Tantalum and Niobium Fluoride Compounds, 2004, ISBN 0444516042.

5 P. Christmann, Final Conference Refractory Metals: Demand, Supply, Outlook and Open Issues, 2017.

6 Knunyants I.L. Chemical Encyclopedia - Moscow: Soviet Encyclopedia, 1992. - Vol. 3. – 639 p.

7 Garmazov Yu.L., Turchaninov V.K., Koltsov V.P. A New Autoclave Method for Processing Low-Grade Tantalum-Niobium Mineral Concentrates // Proceedings of the International Meeting "Ecological Problems and New Technologies in Complex Processing of Mineral Raw Materials", -Chita, 2002. -P. 16-19.

8 Innovation patent KZ 27912. Method for Processing Sublimates of Titanium Chlorinators / Ultarakova A.A., Naimanbayev M.A., Onaev M.I., Ulasuk S.M., Khalelov A.M., Alzhanbayeva N.Sh. Publ. 25.12.2013, bull. №12.

9 Ultarakova A.A., Naimanbayev M.A., Onaev M.I., Alzhanbayeva N.Sh., Akhmadieva N.K. Research on Obtaining Niobium-Enriched Commercial Products by the Roasting-Fusing-Leaching Scheme // Comprehensive Utilization of Mineral Raw Materials, - Almaty. - 2014. - №3. - P.46-52.

10 Ultarakova A., Naimanbayev M., Murat O., Nadira A., Botakoz B. Production of Synthetic Carnallite from the Wastes of Titanium and Magnesium Production with the Extraction of Niobium / Containing Middlings IOP Conference Series: Earth and Environmental Science 44(3), 2016.

11 Nekrasov B.V. Fundamentals of General Chemistry. - St. Petersburg: Lan', 2003. – 656 p.

12 Fairbrother F. Chemistry of Niobium and Tantalum. - Moscow: Chemistry, 1972. - 276 p.

13 Udoeva L.Yu., Mansurova A.N., Chumarev V.M. Study of the Processes of Dissolution of Niobium and Tantalum Compounds in Xylitol-Alkali Solutions // Volga Scientific Bulletin. - 2015. - № 12-1(52). - P. 52-58.

14 Eidenzon M.E., Fedorova M.V., Kholmogorov S.N. Improvement of the Scheme for Neutralization and Integrated Processing of Titanium-Magnesium Production Wastes // Non-Ferrous Metallurgy. -1965. -№15. – P.33-36.

15 Karmazina V.D., Peisakhov I.L. Gas Cleaning and Processing of Titanium-Magnesium Production Wastes using Caustic Magnesite // Scientific Works of Giredmet. - Moscow: Metallurgy, 1967. -Vol.21. - P.147-186.

16 Kudryavsky Yu.P. Complex Processing of Titanium Chlorinator Sublimates // Non-Ferrous Metals. -1998. -№7, - P. 56-58.

Код МРНТИ 53.01

ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ БЕЛЫХ ЧУГУНОВ ДЛЯ ИЗНОСОСТОЙКИХ КОРРОЗИОННЫХ СРЕД

М.А.Тулепова, Е.П.Щербакова

Карагандинский технический университет им.А.Сагинова, г.Караганда, Казахстан

Чугуны широко используются в промышленности благодаря своей превосходной литейной способности, позволяющей изготавливать детали практически чистой формы со сложной геометрией без необходимости дополнительной ковки или механической обработки. Кроме того, это экономически эффективный материал, обладающий хорошей обрабатываемостью, коррозионной стойкостью и вибродемпфирующими свойствами, а также относительно высокой износостойкостью. Однако для достижения оптимального сочетания микроструктуры и

механических свойств требуется оптимизация технологических параметров, условий затвердевания и термической обработки для конкретного химического состава. Таким образом, непрерывные исследования в области чугуна имеют решающее значение для улучшения эксплуатационных характеристик.

Существует огромный спрос на высокоэффективные материалы для работы в экстремальных условиях, связанных с износом и коррозией. Высокохромистые белые чугуны (ВХБЧ) демонстрируют лучшие характеристики, чем многие другие материалы, поскольку они имеют достаточную твердость для защиты от износа и могут быть адаптированы по химическому составу для повышения коррозионной стойкости, однако их характеристики часто все еще недостаточны.

Потеря материала в результате износа встречается во многих процессах: при движении грунта, добыче полезных ископаемых, переработке минералов, перекачке шлама, а также при работе деталей машин, подвергающихся трению. Иногда изнашиваемый материал также подвергается воздействию низкого pH в водной среде, например, при мокром измельчении сульфидных или фосфатных руд и интенсивном перекачивании кислого шлама, содержащего твердые частицы [1]. В исследованиях [2] и [3] было отмечено, что комбинированный износ-коррозия происходит даже в нейтральной воде во время измельчения при наличии аэрации. В таких условиях материальные среды подвергаются воздействию жестких условий из-за синергетического взаимодействия механического износа и коррозии, т.е. износа-коррозии [4]. Иногда абразивные частицы ускоряют процесс износа-коррозии за счет многократного воздействия на материал, что требует применения материалов с достаточной ударной вязкостью [5]. Таким образом, разработка и выбор материалов становятся сложной проблемой, когда износ и коррозия происходят вместе. Лучшей стратегией при разработке материалов для таких применений является оптимизация механической прочности и коррозионной стойкости [6]. Следовательно, материал должен обладать достаточной твердостью для защиты от износа и в то же время содержать достаточное количество таких элементов, как хром (Cr), никель (Ni) и молибден (Mo) в матрице для обеспечения коррозионной стойкости.

При технологии изготовления и дизайна сплавов исследователями [7] изучены различные технологии изготовления для улучшения свойств высокохромистого чугуна. К ним относятся такие методы, как быстрое затвердевание, метод наклонного охлаждения тела, а также добавление легирующих элементов, таких как ванадий, азот, титан и редкоземельные элементы. Принципы разработки сплавов направлены на повышение износостойкости, вязкости и других механических свойств путем оптимизации состава и микроструктуры материала.

Исследования [8] были направлены на понимание взаимосвязи между микроструктурой и механическими свойствами ВХЧБ. Это включает в себя характеристику карбидов, фаз и зерновых структур, образующихся в процессе затвердевания и термообработки. Было показано, что модификация сплавов, например, добавление редкоземельных элементов или бора, улучшает микроструктуру и механические свойства, такие как твердость, ударная вязкость и износостойкость. Исследования посвящены определению микроструктуры высокохромистого чугуна и ее взаимосвязи с механическими свойствами, такими как твердость, прочность и вязкость. Понимание взаимосвязи между микроструктурными особенностями (например, карбидами, матричными фазами) и механическим поведением имеет решающее значение для проектирования и оптимизации материалов.

В ходе исследований изучались характеристики ВХЧБ в абразивных, эрозионных и коррозионных средах, обычно встречающихся в таких промышленных областях, как горнодобывающая промышленность, насосы и мельницы. Были изучены механизмы износа, деградация поверхности и режимы разрушения ВХЧБ при различных условиях нагружения, составах суспензии и углах набегания. Факторы, влияющие на характеристики, такие как морфология карбида, легирующие элементы и термическая обработка, были проанализированы для разработки материалов с повышенной устойчивостью к износу, эрозии и коррозии.

Экспериментальные методы, такие как испытания на износ, микроструктурный анализ и коррозионные испытания, использовались для оценки характеристик ВХЧБ в смоделированных условиях эксплуатации. Вычислительные методы, включая анализ методом конечных элементов и термодинамическое моделирование, использовались для прогнозирования фазовых превращений, выпадения карбидов и микроструктурной эволюции в процессе затвердевания и термообработки.

Результаты этих исследований имеют значение для различных промышленных применений, где требуются износостойкие материалы, таких как добыча полезных ископаемых, обогащение минералов, производство насосов и литье металлов.

Понимание взаимосвязи микроструктуры и свойств в ВХЧБ может привести к разработке специализированных материалов с повышенной долговечностью, надежностью и рентабельностью в жестких условиях эксплуатации.

Оптимизируя процессы изготовления и составы сплавов, производители могут повысить производительность и долговечность компонентов, подвергающихся воздействию абразивных, эрозионных и коррозионных условий, тем самым сокращая время простоя и затраты на техническое обслуживание.

В целом, исследования в области высокохромистого чугуна охватывают междисциплинарный подход, включающий материаловедение, металлургию, машиностроение и вычислительное моделирование. Полученные в ходе этих исследований знания способствуют разработке передовых материалов с улучшенными эксплуатационными характеристиками и более широким применением в сложных промышленных отраслях.

Вычислительные подходы, включая анализ методом конечных элементов и термодинамическое моделирование, используются для моделирования поведения высокохромистого чугуна в различных условиях. Такое моделирование помогает предсказать реакцию материала, оптимизировать параметры обработки и разработать новые сплавы.

Понимание характеристик высокохромистого чугуна имеет существенное значение для различных отраслей промышленности, включая добычу полезных ископаемых, переработку минералов, производство цемента, энергетику

и обрабатывающую промышленность. Результаты исследований помогают выбрать материалы для конкретных применений, что приводит к повышению эффективности, долговечности и рентабельности.

Будущие направления в этой области часто выявляют направления для дальнейшего изучения, такие как разработка новых составов сплавов, передовых методов обработки и усовершенствованных моделей прогнозирования. Устранение этих пробелов в исследованиях может привести к дальнейшему развитию высокохромистого чугуна и его применения.

В целом, исследования в области высокохромистого чугуна охватывают широкий спектр тем, направленных на улучшение свойств, характеристик и надежности материала в сложных промышленных условиях. Каждое исследование вносит свой вклад в наше понимание материала и формирует стратегии по его оптимизации и применению в различных отраслях промышленности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Puspasari, V.; Herbirowo, S.; Habieb, A.M.; Utama, D.P.; Roberto, R.; Adjiantoro, B. Effect of sub-zero treatments on hardness and corrosion properties of low-alloy nickel steel. AIMS Mater. Sci. 2023, 10, 55–69.

2 Chelgani, S.C.; Parian, M.; Parapari, P.S.; Ghorbani, Y.; Rosenkranz, J. A comparative study on the effects of dry and wet grinding on mineral flotation separation–a review. J. Mater. Res. Technol. 2019, 8, 5004–5011.

3 Gates, J.D.; Dargusch, M.S.; Walsh, J.J.; Field, S.L.; Hermand, M.-P.; Delaup, B.G.; Saad, J.R. Effect of abrasive mineral on alloy performance in the ball mill abrasion test. Wear 2008, 265, 865–870. 7.Tabrett, C.P.; Sare, I.R.; Ghomashchi, M.R. Microstructure-property relationships in high chromium white iron alloys. Int. Mater. Rev. 1996, 41, 59–82.

4 Gates, J.D.; Lai, W.Q.; Wen, P.S.; Hope, G.A.; Holt, S.A. Synergistic corrosion-abrasion of cast wear-resistant materials in HNO_3. Cast Met. 1995, 8, 73–90.

5 Efremenko, V.G.; Shimizu, K.; Noguchi, T.; Efremenko, A.V.; Chabak, Y.G. Impact–abrasive–corrosion wear of Fe-based alloys: Influence of microstructure and chemical composition upon wear resistance. Wear 2013, 305, 155–165.

6 Gonzalez-Pociño, A.; Alvarez-Antolin, F.; Asensio-Lozano, J. Optimization of thermal processes applied to hypoeutectic white cast iron containing 25% Cr aimed at increasing erosive wear resistance. Metals 2020, 10, 359.

7 Feifei, H.; Da, L.; Ting, D.; Xuejun, R.E.N.; Bo, L.; Qingxiang, Y. Effect of rare earth oxides on the morphology of carbides in hardfacing metal of high chromium cast iron. J. Rare Earths 2011, 29, 168–172

8 Tang, X.H.; Chung, R.; Pang, C.J.; Li, D.Y.; Hinckley, B.; Dolman, K. Microstructure of high (45 wt.%) chromium cast irons and their resistances to wear and corrosion. Wear 2011, 271, 1426–1431.

УДК 622.7

ОТРАБОТКА РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКТАСЖАЛ» С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ

А.Қ.Сейсенбек, Ш.А.Телков, И.Ю.Мотовилов

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании инновационных технологий флотационного разделения веществ и минералов. В качестве собирателя предложено большое число органических соединений, однако используется на практике не более 160 [1-3].

В качестве реагентов собирателей для медных и золотосодержащих руд на многихфабриках часто используют ксантогенаты калия и натрия, дитиофосфаты, реже дитиокарбаматы, меркаптаны, соли жирных кислот и др. Однако данные собиратели не селективны по отношению к золоту и меди, т.к. активно флотируются золотосодержащие сульфиды и сульфиды, не содержащие золото. Получаемые флотационные концентраты спримененим реагентных режимов, предусматривающих использование неселективных для золота и меди собирателей, характеризуются высоким выходом и низким содержаниемполезного концентрата, что приводит к увеличению затрат на измельчение и гидрометаллургические процессы, что, в свою очередь, увеличивает себестоимость товарного продукта.

Современная практика применения собирателей при флотации сульфидных руд в большинстве случаев предусматривает совместное использование ксантогенатов и аэрофлотов. Совместно с ксантогенатами использование аэрофлотов дает возможность не только улучшить качество получаемых сульфидных концентратов за счет более селективного действия аэрофлотов, но и повысить извлечение металлов за счет способности аэрофлотов эффективно флотировать тонкие частицы.

Большинство предлагаемых новых эффективных селективных собирателей для меди и золота не нашли практического применения на предприятиях из-за их высокой стоимости, превышающей стоимость ксантогената в 4-6 раз, или из-за повышенной токсичности, а также отсутствия технической базы для производства этих флотореагентов.

Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счет освоения новых месторождений и вовлечения в комплексную переработку забалансовых руд, отвалов и хвостов, для переработки которых необходимо создание новых реагентных режимов с применением более селективных флотореагентов [4-6].

Целью исследований является разработка технологии обогащениямедной руды месторождения «Коктасжал» с применением селективных собирателей[7].

В связи тем, что в настоящее время перерабатываемое полиметаллическое сырье характеризуется сложным минералогическим составом, низким содержанием ценных компонентов, создается необходимость в поиске и производстве селективно действующих реагентов-собирателей. Использование новых реагентов даст возможность рационально и комплексно перерабатывать минеральное сырье, снизить расход реагентов и повысить экономическую эффективность производства [8-10].

Авторами доклада поставлена задача провести отработку режима флотации медно-золотосодержащей руды месторождения «Коктасжал» с применением в качестве собирателей бутилового ксантогената (БКс), амилового ксантогената (АмилКс) и собирателя тионокарбамата марки ТС-1000.

Объектом исследований являлась золото-медная руда месторождения «Коктасжал». Основным полезным компонентом руды является медь со средним содержанием 0,59 % золото 0,64 г/т, серебро 2,74 г/т, в незначительном количестве присутствует свинец, цинк, молибден.

Отработку технологических режимов флотации руды проводили в механических лабораторных машинах типа ФМ с объемом флотационных камер 3, 1, 0,5 л. Схема выполнения флотационных тестов приведена на рисунке 1.

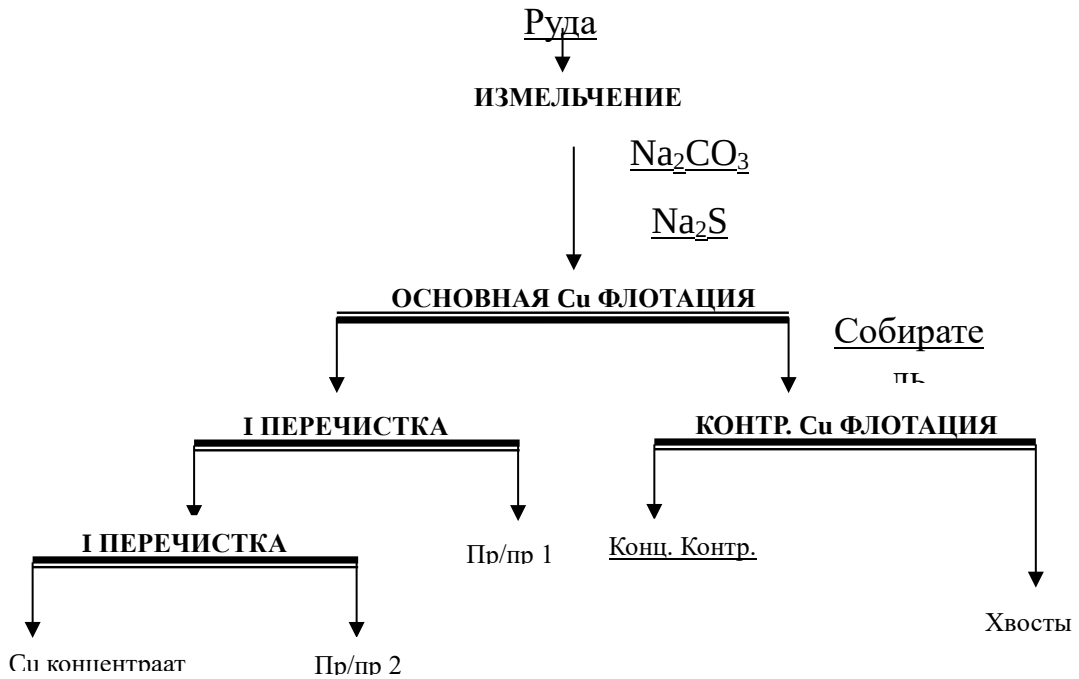


Рисунок 1 – Схема проведения флотационных тестов

При отработке технологических режимов флотации были использованы следующие флотационные реагенты:

Базовые реагенты:

- сода Na_2CO_3 – регулятор среды;
- сернистый натрий Na_2S – сульфидизатор;
- бутиловый ксантогенат (БКс) – собиратель;
- метал изобутил карбинол МИБК – вспениватель.

В сравнении с базовым собирателем тестировались селективные собиратели амиловый ксантогенат и ТС-1000.

В результате отработке флотации на базовых реагентах были определены оптимальная крупность помола, время флотации и расходы регулятора среды, сульфидизатора и вспенивателя, таблица 1.

Таблица 1 - Точки подачи реагентов и их расход

Точки подачи реагентов	Время флотации, мин	Na_2S, г/т	Na_2CO_3, г/т	Кх, г/т	МИБК, г/т
Измельчение 90 % класса менее 0,071 мм	-	50	200	-	-
Основная флотация	12	-	-	80	20
Контрольная флотация	10	-	-	20	10
I перечистка	7	-	-	-	-
II перечистка	5	-	-	-	-

Оптимизацию отработки режима флотации контролировали по содержанию и извлечению меди и золота в концентрате.

Результаты исследований по определению оптимального расхода бутилового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 2. Расход бутилового ксантогената варьировался от 60 до 120 г/т.

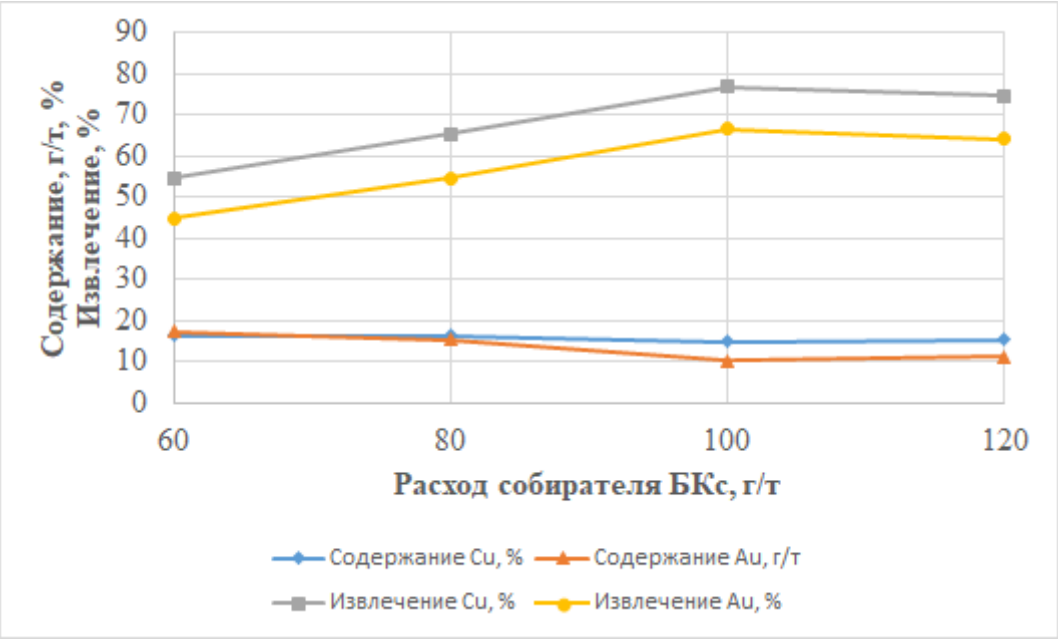


Рисунок 2 – Результаты флотации в зависимости от расхода бутилового ксантогената

Установлен оптимальный расход бутилового ксантогената натрия который составил 100 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 14,8 % при извлечении 76,79 % и содержанием золота 10,2 г/т при извлечении золота 66,64 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода амилового ксантогената натрия в медном цикле флотации приведены на рисунке 3. Расход амилового ксантогената варьировался от 40 до 100 г/т.

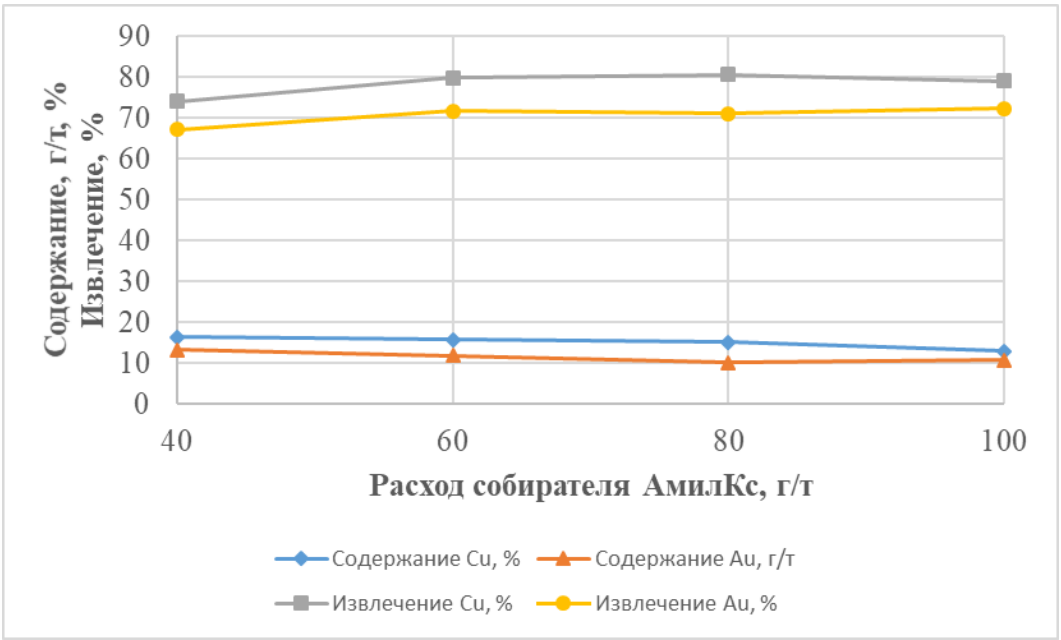


Рисунок 3 – Результаты флотации в зависимости от расхода амилового ксантогената

Установлен оптимальный расход амилового ксантогената натрия который составил 60 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 15,9 % при извлечении 79,89 % и содержанием золота 12 г/т при извлечении золота 71,70 %.

Результаты исследований по определению оптимального расхода собирателя ТС-100 в медном цикле флотации приведены на рисунке 4. Расход собирателя ТС-100 варьировался от 10 до 40 г/т.

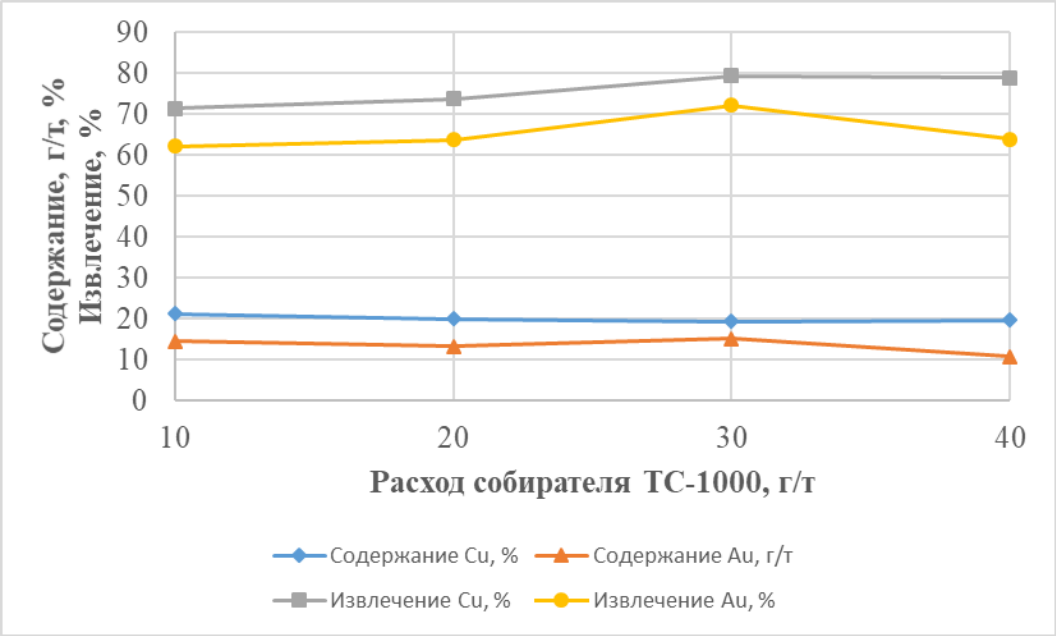


Рисунок 4 – Результаты флотации в зависимости от расхода собирателя ТС-1000

Установлен оптимальный расход собирателя ТС-1000 который составил 30 г/т, получен медный концентрат с содержанием меди 19,4 % при извлечении 79,34 % и содержанием золота 15,2 г/т при извлечении золота 72,24 %.

На графике рисунок 5 приведены сравнительные результаты получаемых технологических показателей при оптимальных расходах разных собирателей.

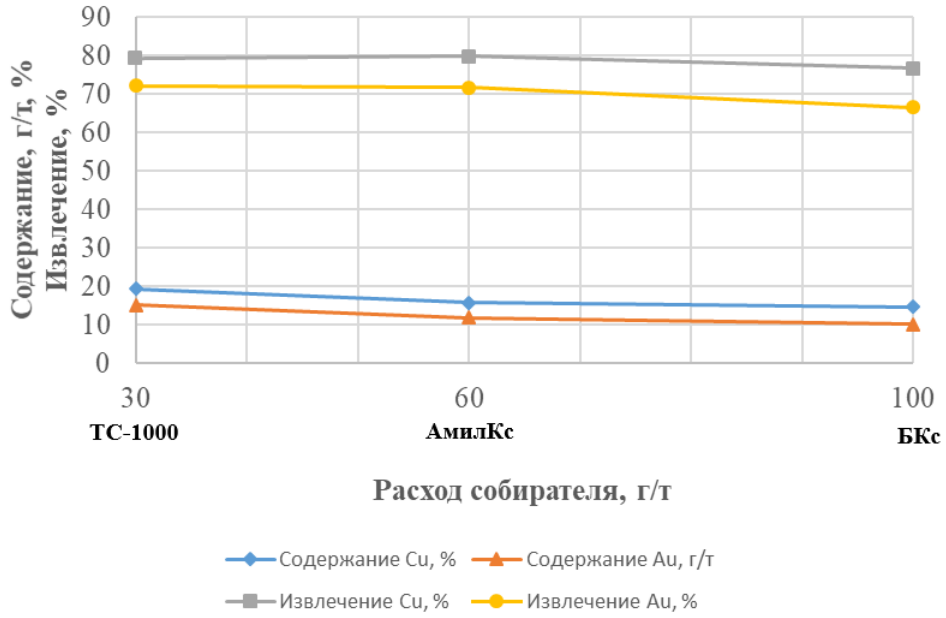


Рисунок 5 – Результаты флотации при оптимальных расходах разных собирателей

Результаты опытов показывают, что с применением амилового ксантогената натрия содержание меди увеличивается на 0,9 %, а извлечение меди - на 3,1 % в сравнении с базовым собирателем. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 1,8 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,06 %. Аналогичные результаты получены с собирателем ТС-1000 содержание меди увеличивается на 4,6 %, а извлечение меди - на 2,55 %. Содержание золота в медном концентрате увеличивается на 5 г/т, извлечение золота в медный концентрат увеличивается на 5,6 %. При этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амилового ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

Выводы

Проведены исследования по отработке технологических режимов флотационного обогащения руды с применением базовых флотореагентов сернистый натрий, бутиловый ксантогенат натрия, МИБК и с собирателями АмилКс и ТС-1000.

При сравнение получаемых технологических показателей флотации золото-медной руды месторождения «Коктасжал» установлено, что при использовании собирателей АмилКс и ТС-1000 извлечение и качество золото-медного концентрата выше чем при использовании БКс, при этом, в сравнении с оптимальным расходом базового собирателя бутилового ксантогената натрия расход амилового ксантогената уменьшается со 100 до 60 г/т, ТС-1000 со 100 до 30 г/т.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: учеб. для вузов / А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2016. – 595 с.

2 Hosseini S. Физико-химические исследования флотации медных минералов [Текст]: учеб. для вузов / Hosseini S. – 2018. – 228 с.

3 Определение флотореагентов и их классификация [Электронный ресурс]. https://otherreferats.allbest.ru/manufacture/00429984_0.html (дата обращения 27.07.2020).

4 Луи Г. Исследование селективности собирателей при флотации сульфидов меди [Текст] / Г. Луи, Х. Чжун, Т. Дай // Минеральные и металлургические труды. - 2018. - Том. 25 - № 1. - С. 19-24.

5 Мелик-Гайказян В.И., Ворончихина В.В., Емельянова Н.П., Драганов А.В., Ермаков К.Г. Основная характеристика флотационной активности аполярных реагентов [Текст] / В.И. Мелик-Гайказян, В.В. Ворончихина, Н.П. Емельянова, А.В. Драганов, К.Г. Ермаков // Цветная металлургия. - 2016. - №4. - С. 68-71.

6 Бектурганов Н.С., Тусупбаев Н.К., Семушкина Л.В., Калиева Р.С. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья [Текст] / Н.С. Бектурганов, Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина, Р.С. Калиева // Цветные металлы. - 2019. - №4. - С. 48-51.

7 Gupta, A., Yan, D., Проектирование и производство по переработкеполезных ископаемых [Текст] / Gupta, A., Yan, D. // Введение, 2-е изд., Elsevier, Amsterdam. – 2018. - С 2-3.

8 Голиков В.В. Испытание и применение эффективных собирателей прифлотации руд, содержащих золото и серебро [Текст] / В.В. Голиков // Обогащение руд. – 2018. – №3. – С. 15-21.

9 Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей [Текст] / С . А . Кондратьев // Обогащение руд. - 2020. - № 4. - С. 24-30.

10 Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С.Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей [Текст] / В . А . Игнаткина, В.А. Бочаров, Ф . О . Милович, П . Г . Иванова, Л . С . Хачатрян // Обогащение руд. - 2016. - №3. - С. 18-24.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО – ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Е.Н. Базар, И.Ю.Мотовилов

Satbayev University, г.Алматы, Казахстан

В настоящее время мировая золотодобывающая отрасль в связи с истощением ресурсов легкообогатимого сырья вынуждена осваивать технологии переработки упорного золотосодержащего сырья, характеризующегося тонкой диспергацией золота в сульфидных минералах, что затрудняет в дальнейшем возможность прямого цианирования продуктов обогащения. Переработка упорных золотосодержащих руд характеризуется разнообразием технологических схем, на выбор которых влияет множество факторов. Основными из которых являются, химический состав исходной руды, форма нахождения и характер распределения золота в ней, свойства сопутствующих минералов, с которыми ассоциировано золото, присутствие других компонентов, затрудняющих обогащение. Кроме того, существенно ухудшает процесс извлечения золота присутствие на его поверхности пленок и покрытий адгезионной природы.

Современный опыт переработки упорных золотосодержащих руд базируется на использовании комбинированных гравитационно-флотационных технологий с цианированием золотосодержащих концентратов [1-6].

Целью проведенных исследований является получение информации о технологических свойствах золотосодержащей руды одного месторождения Республики Казахстан и определение возможности применения гравитационно-флотационной технологии для ее переработки [7].

По химическому составу пробы руды представлен преимущественно литофильными компонентами, среди которых преобладает кремнезем. Его количество в пробе составляет 74,4%. Суммарное количество оксидов щелочных и щелочноземельных металлов в пробе составляет 10,45%. Количество углерода в пробе составляет 1,20%. Практически весь углерод входит в состав карбонатов.

Рудообразующие элементы представлены в основном железом и серой. Количество железа в пробе составляет 3,20%. Массовая доля сульфидного и окисленного железа составляет 1,63% и 1,57% соответственно. Доля серы в пробе составляет 1,65%, вся сера входит в состав сульфидов.

Единственным ценным компонентом в пробе руды одного месторождения Республики Казахстан является золото. Его содержание в пробе составляет 1,38 г/т. Содержание серебра в пробе менее 0,5 г/т.

Результаты ситового анализа пробы руды выполненного на материале крупностью -2 мм с определением содержания золота по классам крупности приведены на рисунке 1.

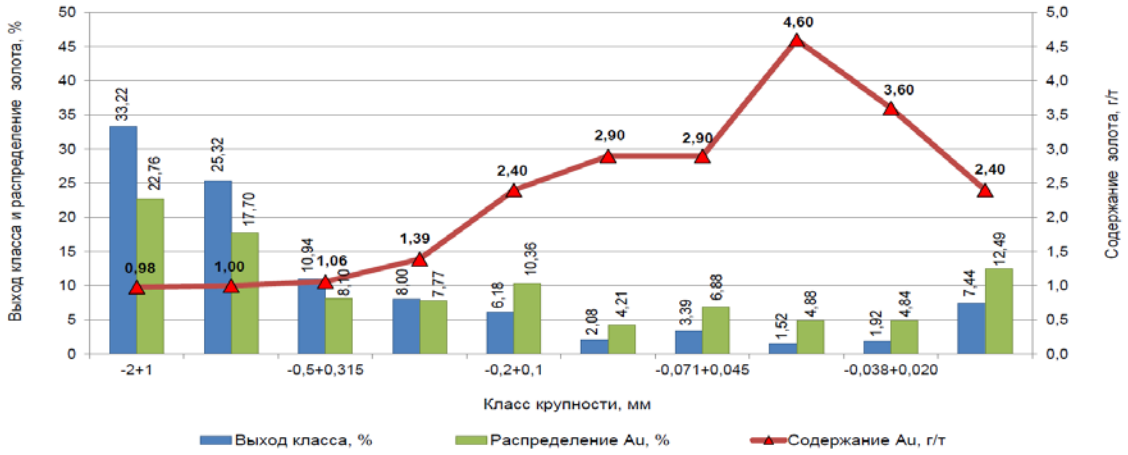


Рисунок 1 – Гранулометрическая характеристика пробы руды с распределением золота по классам крупности

По данным гранулометрической характеристики, представленной на рисунке 1, видно, что основная масса материала пробы при крупности -2 мм сосредоточена в крупных классах в интервале -2+0,5 мм – 58,53%. В других классах крупности материал пробы распределяется равномерно с незначительными вариациями выхода материала.

Содержание золота в пробе по данным гранулометрического анализа составляет 1,43 г/т с колебаниями в классах крупности от 0,98 до 4,60 г/т. Распределение металла по классам крупности неравномерное. Золото раскрывается и концентрируется в тонких классах -0,2+0 мм. Для этих классов отмечено повышение содержания золота относительно исходного содержания в пробе.

Для выяснения форм нахождения золота, характера его взаимосвязи с рудными и породообразующими минералами и оценки высвобождаемости для пробы руды месторождения выполнен фазовый анализ. Амальгамация проведена стадиально с понижением крупности материала от исходной (-2 мм) до 95% класса -0,071 мм. Результаты анализа представлены в таблице 1.

В результате фазового анализа выявлено, что доля свободного золота в пробе руды при исходной крупности -2 мм составляет 5,37%. При уменьшении крупности материала до 60% класса -0,071 мм количество свободного золота возрастает на 21,21%. Увеличение тонины помола до 95% класса -0,071 мм позволяет дополнительно высвободить еще 10,20% благородного металла. Общая доля свободного золота с чистой поверхностью при крупности руды 95% -0,071 мм составляет 36,78%. В виде открытых сростков с рудными и породообразующими минералами выявлено 43,81% металла.

В целом, по результатам фазового анализа отмечено, что проба руды месторождения является перспективным сырьем для переработки гравитационными и флотационными методами.

Таблица 1 – Результаты фазового анализа золота пробы руды

Форма золота	Содержание Au, г/т	Расспределение Au,%
Свободное, с чистой поверхностью при круп. – 2 мм	0,08	5,37
Свободное, с чистой поверхностью при круп. P_{60} – 71 мкм	0,31	21,21
Свободное, с чистой поверхностью при круп. P_{60} – 71 мкм	0,15	10,20
Всего свободного золота с чистой поверхностью	**0,54**	**36,78**
В виде открытых сростков с рудными и породообразующими минералами	0,64	43,81
Всего в цианируемой форме	**1,18**	**80,59**
В кислото растворимых минералах и пленках	0,02	1,38
В сульфидах	0,21	14,35
В нерастворимых в царской водке минералах и кварце	0,05	3,68
Итого	**1,46**	**100,00**

Изучение гравитационной обогатимости

Для предварительной оценки уровня извлечения золота в гравитационный концентрат выполнялся тест на центробежном концентраторе с периодической разгрузкой.

Наработка хвостов гравитации для дальнейших исследований выполнялась обогащением измельченной навески руды на центробежном концентраторе. Хвосты гравитационного обогащения были направлены на флотационные исследования. Результаты тестирования пробы руды на центробежном концентраторе приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты тестирования руды на центробежном концентраторе

Продукт	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Концентрат	0,35	79,90	19,23
Хвосты	99,65	1,20	80,77
Исх. руда	100,00	1,47	100,00

При обогащении на центробежном концентраторе получен концентрат с выходом 0,35% при содержании золота 79,9 г/т. Извлечение золота в концентрат составило 19,23%. При этом содержание золота в хвостах гравитационного обогащения составило 1,20 г/т.

Исследования хвостов гравитации на обогатимость флотационными методами

Целью исследований по флотационному обогащению являлось определение оптимального режима выполнения флотации для получения сульфидного золотосодержащего концентрата: крупность измельчения, реагентный режим, продолжительность флотации по операциям, структура флотационной схемы.

С целью определения оптимальной степени измельчения хвостов гравитационного обогащения для флотации провели серию тестов на материале крупностью 60%, 70%, 80%, и 90% -0,071 мм. В ходе тестов выполнялись операции основной и контрольной флотации. Для пробы хвостов был принят следующий реагентный режим: расход бутилового ксантогената калия (БКК) в основную флотацию – 300 г/т, в контрольную – 150 г/т. В качестве пенооб-разователя использовался Оксаль Т-92 при расходе 27 г/т в основную и в контрольную операции. Продолжительность флотации выбиралась визу-ально по нагруженности пенного слоя, и она составляла 3 минуты для основной операции и 10 минут – для контрольной. Схема выполнения флотации показана на рисунке 2.

Рисунок 2 – Схема выполнения тестов по выбору оптимальной крупности измельчения.

На рисунке 3 показана зависимость извлечения золота и эффективности его обогащения при различной крупности измельчения хвостов гравитации.

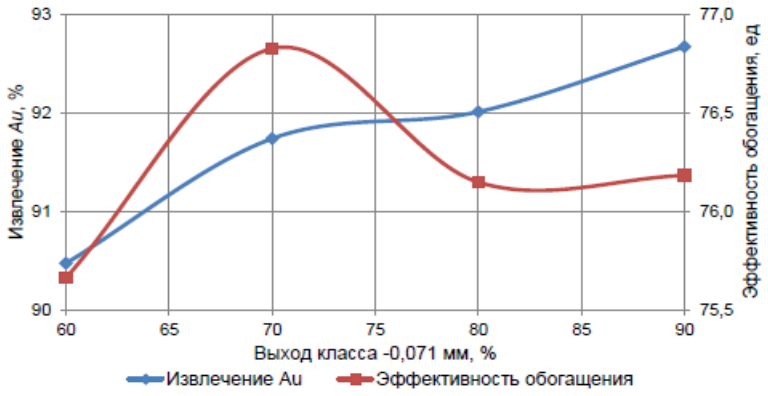


Рисунок 3 – График зависимости извлечения золота и эффективности обогащения от крупности измельчения хвостов гравитации

Из графика на рисунке 3 следует, что наибольший показатель эффективности обогащения получен при крупности измельчения 70% класса -0,071 мм. Более тонкое измельчение дает несущественный прирост извлечения

золота, который составляет всего 0,93% при этом выход чернового концентрата увеличивается на 1,58%. С учетом полученных данных оптимальная крупность измельчения для флотации была выбрана 70% -0,071 мм.

Для установления оптимального расхода собирателя была проведена серия опытов по результатам которой был установлен оптимальный расход собирателя бутилового ксантогената калия, который составил в основную операции флотации 200 г/т, в контрольную 100 г/т.

Замкнутый цикл гравитационно-флотационного обогащения

Для установления показателей гравитационно-флотационного обогащения золотосодержащей руды одного месторождения Республики Казахстан, по отработанным режимам гравитационного и флотационного обогащения был поставлен тест с выполнением флотации в замкнутом цикле. Схема теста показана на рисунке 4.

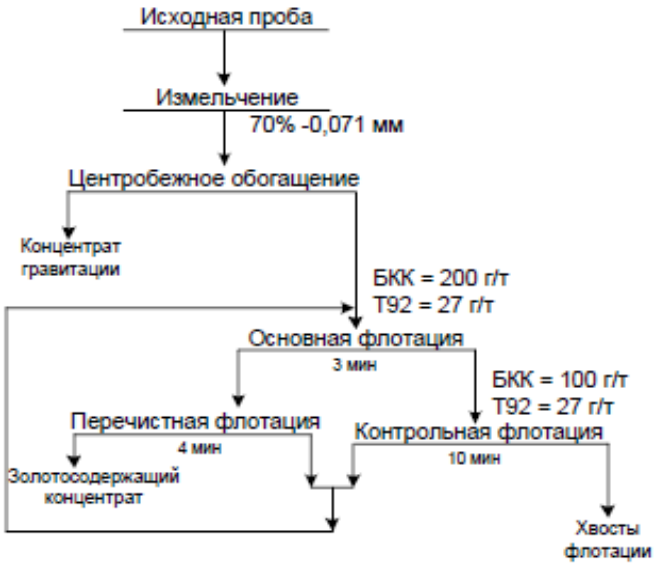


Рисунок 4 – Схема гравитационно-флотационного обогащения золотосодержащей руды одного месторождения Республики Казахстан

Результаты замкнутого теста представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты обогащения руды одного месторождения Республики Казахстан

Продукт	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Грав. к-т	0,03	856	17,36
Флот. к-т	5,63	18,3	74,64
Сумм. к-т	5,66	22,45	92,00
Хвосты флот.	94,34	0,117	8,00
Исходная руда	100,00	1,38	100,00

В результате выполнения замкнутого теста получены следующие продукты:

- гравитационный концентрат с содержанием золота 856,0 г/т при выходе 0,028% и извлечении 17,36%;
- сульфидный концентрат флотации с содержанием золота 18,3 г/т при извлечении 74,64% и выходе 5,63%.

Суммарное извлечение золота в гравитационно-флотационный концентрат составило 92,00% при выходе 5,658% и расчетном содержании золота 22,45 г/т. Содержание золота в хвостах флотации равнялось 0,117 г/т.

В целом, в результате выполненного теста получены достаточно высокие показатели.

Выводы

Исследованная золотосодержащая руда является благоприятным сырьем для гравитационно-флотационного обогащения. Для флотационного обогащения хвостов гравитации установлены следующие оптимальные условия выполнения:

- крупность измельчения составляет 70% -0,071 мм;
- расход бутилового ксантогената калия в основную флотацию составляет 200 г/т, в контрольную – 100 г/т;
- оптимальное содержание твердого в пульпе - 27-35%;
- продолжительность основной операции 3 мин, контрольной – 10 мин.

В замкнутом тесте по гравитационно-флотационному обогащению руды по разработанной схеме, включающей основную, контрольную и перечистную операции, при крупности измельчения руды 70% -0,071 мм извлечение золота в гравитационно-флотационный концентрат составило 92,00% при выходе 5,658% и расчетном содержании золота 22,45 г/т. Содержание золота в хвостах флотации равнялось 0,117 г/т.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Kenzhaliyev, B. K. Research and development of gold ore processing technology / B. K. Kenzhaliyev, A. K. Koizhanova, O. V. Atanova, D. R. Magomedov, H. Nurdin // Kompleksnoe Ispolzovanie Mineralnogo Syra = Complex Use of Mineral Resources - (https://doi.org/10.31643/2024/6445.17)

2 Koyzhanova, A. K. Development of a combined processing technology for low-sulfide gold-bearing ores / A. K. Koyzhanova, B. K. Kenzhaliev, D. R. Magomedov, N. N. Abdyldaev // Obogashchenie Rud - (https://doi.org/10.17580/or.2021.02.01)

3 Fedotov, P. K. Technology for processing low-sulfide gold-quartz ore / P. K. Fedotov, A. E. Senchenko, K.V. Fedotov, A. E. Burdonov, V. E. Vlasova // Izvestiya Tomskogo politekhnicheskogo universiteta. geoaktivy inzhenerii = Bulletin of the Tomsk Polytechnic University. Geo Assets Engineering - (https://doi.org/10.18799/24131830/2022/6/3540)

4 Barmenshinova, M.B. Study of the material composition of refractory gold-bearing ore from the Aktobe deposit / M.B. Barmenshinova, I. Yu. Motovilov, Sh. A. Telkov, R.S. Omar // Kompleksnoe Ispolzovanie Mineralnogo Syra = Complex Use of Mineral Resources. - (https://doi.org/10.31643/2024/6445.34)

5 Штреслер, К. А. Повышение инвестиционного потенциала месторождений руд цветных металлов и золота предварительным обогащением / К. А. Штреслер, Ж. В. Миронова, А. В. Конев, С. П. Киселева // Записки Горного института. -2013. №284. -С. 270–276.

6 Леонов, С. Б. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: учеб. пособие / С. Б. Леонов, О. Н. Белькова - Москва: Интермет Инжиниринг, 2001. – 631 с.

УДК 622.7

ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

А.Р. Хасенов, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов
Satbayev University, г.Алматы, Казахстан

Конечная крупность руды, поступающей на обогащение, определяется размером вкрапленности минералов, содержащих ценные компоненты, и избранным методом обогащения. Перед обогащением руда подвергается дроблению и измельчению до таких размеров, при которых ценные компоненты будут находиться в свободном состоянии и могут быть отделены от минералов пустой породы. Чем полнее раскрыты зерна полезных минералов, тем эффективнее последующее обогащение этой руды [1].

Измельчение полезных ископаемых является важнейшим этапом подготовки руд перед последующим обогащением. Затраты электроэнергии горно-обогатительных комбинатов на этот процесс составляют 5-20% от потребляемой электроэнергии в мире. Поэтому вопросы совершенствования данного процесса всегда остаются актуальными для научно-исследовательских работ и изысканий.

Стандартная рудоподготовка руд цветных металлов после дробления осуществляется в двух- или трехстадиальных схемах с применением шаровых мельниц в открытом и замкнутом циклах. В последние 20 лет преимущественным интересом среди измельчительного оборудования пользуются мельницы полу- и самоизмельчения.

Среди направлений развития техники и технологии измельчительного процесса отмечают следующие: увеличение объемов мельниц, что позволяет на такой же производственной площади установить более производительное оборудование; оптимизация конструкции установленных мельниц позволяла без особых затрат незначительно увеличить выход готового класса; совершенствование технологии процесса и режима измельчения. Последнее направление обладает значительными преимуществами: используется оборудование, которое уже установлено на предприятии. В случае, если требуется дополнительное оборудование, то, как правило, затраты на его установку окупаются за достаточно небольшой срок.

Из наиболее перспективных направлений совершенствования процесса измельчения можно отметить поиск принципиального нового, более эффективного процесса разрушения, которое может быть внедрено на существующем оборудовании с небольшой его модернизацией и минимальными затратами.

Кроме колоссальных объемов потребления электроэнергии, на процессы измельчения приходится более 50% капитальных и эксплуатационных затрат горно-рудных предприятий. В стремлении увеличить объемы производства и уменьшить тонину помола, большее внимание уделялось количеству мельниц, которые отличаются большой металлоемкостью, рабочий объем которых несоизмерим с удельной производительностью, эффективностью и занимаемой площадью производственных помещений.

Отдельным пунктом расхода является использование измельчительной среды (шары, стержни) и футеровки. Удельная производительность по готовому классу зависит от вещественного состава перерабатываемого сырья, состава шаровой загрузки, объема мельницы и требуемой крупности измельчения по готовому классу. Исследованиями установлено, что производительность шаровых мельниц в большей степени зависит от количества шаровой загрузки и ее качества. Недостаток шаров и неправильно подобранная их крупность снижают удельную производительность мельниц [2-6].

В связи с вышеперечисленными причинами, актуальность приобретают вопросы совершенствование технологии измельчения на существующем оборудовании.

Целью исследований является изучить возможные пути совершенствования процесса измельчения золотосодержащих руд с целью повышения содержания класса -0,074 мм.

В соответствии с целью работы сформулированы следующие задачи: проанализировать возможность применения классификации песков гидроциклонов и проверить, позволят ли предложенные меры увеличить содержание класса - 0,074 мм.

Объектом исследований являлась золотосодержащая руда месторождения Райгородок.

Вещественный состав первичных руд месторождении Южного и Северного Райгородка оруденение в Северном Райгородке можно разделить на три типа:

- окисленное;
- переходное/смешанное;
- невыветрелое/первичное сульфидное.

Окисленные руды встречаются в пределах коры выветривания. Смешанная/переходная зона представляет собой только небольшую часть Северного Райгородка, так как в целом наблюдается резкий переход между окисленной рудой и невыветрелой породой. Первичная сульфидная минерализация может быть прослежена на глубине более 500 м и имеет два основных типа.

Оруденение в Южном Райгородке можно далее разделить на три типа:

- окисленное;
- переходное/смешанное;
- невыветрелое/первичное сульфидное.

Границы между тремя типами не резкие, и химический состав трех типов варьируется незначительно.

Для решения поставленных целей были проведены лабораторно-технические испытания возможности повышения ситовых характеристик продукта питания цикла выщелачивания при переработке руд месторождения за счёт введения в схему дополнительной классификации песков гидроциклонов по классу -2 мм на вибрационном грохоте.

В таблице 1 и на рисунке 2 представлены данные лабораторных испытаний измельчения шаровой мельницы в замкнутом цикле.

Таблица 1 – Результаты лабораторных испытаний

№ опыта	Питание 2 стадии измельчения		β, % -0,071 мм	
	β, % -0,071 мм	циркулирующая нагрузка МШЦ, %	в сливе классификации	в песках классификации
Опыт №1	32,8	357,5	84,5	19
Опыт №2	35,8	351,9	85,2	20,6
Опыт №3	31,5	365,8	85	19,3
Опыт №4	31,8	359,8	84,1	19,8
Опыт №5	30,3	363,8	85,9	18,7
Ср.знач.	32,44	359,8	85	19,5

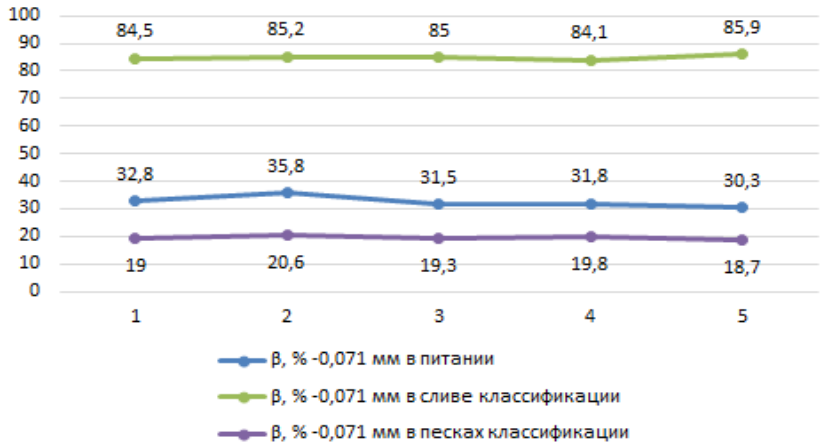


Рисунок 2 – Изменение содержания класса -0,071 мм в песках и сливе классификации измельчения

Таблица 3 – Сравнение показателей лабораторных испытаний

Показатели	Значения действующей схемы	Результаты лабораторных испытаний
Циркулирующая нагрузка, %:	370,4	359,8
Содержание класса -0,071 мм, %: в питании классификации в песках в сливе	 29,0 18,0 79,0	 32,8 19,5 83,0

Согласно лабораторным испытаниям, внедрение дополнительной классификации позволит снизить циркулирующую нагрузку мельницы измельчения на 10,6%, увеличить выход класса -0,071 мм на 6% (с 79% до 85%).

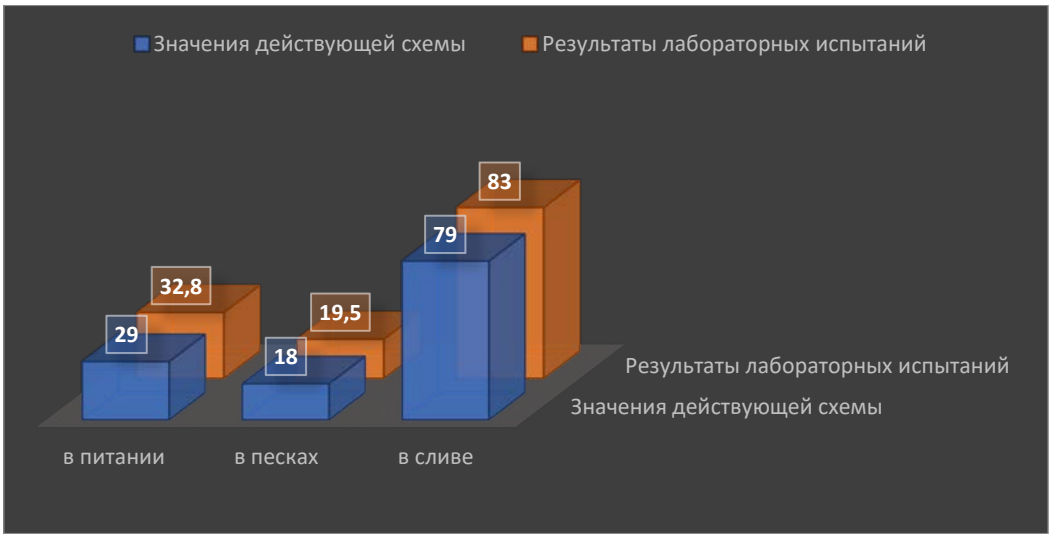


Рисунок 4 – Сравнение показателей лабораторных испытаний

Выводы

Анализ проведенных исследований и расчетов позволяет сделать вывод, что внедрение дополнительной классификации на пески гидроциклонов позволит:

1. увеличить содержание класса -0,071 мм с 80 до 85% в продуктах питания цикла выщелачивания;
2. снизить циркуляционную нагрузку на мельницы измельчения МШЦ с 370,4% до 359,8% (на 10,6% или 40,3т/ч).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Чантурия В. А., Козлов А. П. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья [Текст] / Чантурия В. А., Козлов А. П. // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017). – Красноярск: Сибир. федер. ун-т, 2017. – С. 3-6.

2 Туз А.А., Санаева Г.Н., Пророков А.Е., и др. Управление технологическими процессами измельчения и основные направления их автоматизации [Текст] / Туз А.А., Санаева Г.Н., Пророков А.Е., и др. // Интернет-журнал «НАУКОВЕДЕНИЕ», http://naukovedenie.ru. – 2016. – Т.8. – №2. – С.1-12.

3 Справочник по обогащению руд. Том I. Подготовительные процессы / под ред. *О. С. Богданова, В. А. Олевского*. – М.: Недра, 1972. – 349 с.

4 Перов В.А., Андреев Е.Е., Биленко Л.Ф. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых [Текст] / Перов В.А., Андреев Е.Е., Биленко Л.Ф. – М.: Недра,1990. – 301 с.

5 Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость [Текст] / Леонов С.Б., Белькова О.Н. – М.: Интермет инжиниринг, 2001. – 631 с.

6 Федотов К.В., Сенченко А.Е., Куликов Ю.В. Метод расчета удельной энергии само-/полусамоизмельчения на основе комбинации рабочих индексов Бонда [Текст] / Федотов К.В., Сенченко А.Е., Куликов Ю.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – №6. – С. 127-140.

УДК 622.7

ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ

Б.Е.Мансуров, Ш.А.Телков, И.Ю.Мотовилов

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Поиск и разработка новых более селективных реагентов-собирателей для совершенствования процесса флотации является одной из первоочередных задач при создании технологий флотационного разделения минералов. В качестве собирателя предложено большое число органических соединений, однако используется на практике не более 160 [1,2].

Медь извлекают из сульфидных, окисленных и смешанных медных и медно-пиритных руд. К промышленным рудам относятся руды, содержащие более 0,3-0,4 % меди. Окисленные и смешанные медные руды находятся в верхних

горизонтах практически всех месторождений меди поэтому их добывают в довольно значительных количествах наряду с сульфидными медными рудами. [3]

Характерной особенностью окисленных и смешанных медных руд является наличие большого разнообразия минерального состава и парагенетических соотношений. Основными ценными компонентами в таких рудах являются медь, золото и серебро.

Самые распространенные минералы меди, присутствующие в зоне окисления медных месторождений, - малахит (отчасти азурит), хризаколла, куприт, мелаконит, вторичные сульфиды (халькозин, ковеллин) и самородная медь. [3]

Окисленные и смешанные медные руды сложнее и разнообразнее по минералогическому составу, чем первичные сульфидные руды, также имеют более тонкую структуру и весьма трудны для обогащения, что связано с крайним непостоянством состава руд, колинизацией и серитизацией вмещающих пород, значительным содержанием охристо-глинистых шламов и растворимых солей. К сравнительно легкофлотируемым относятся минералы свободной меди: малахит, азурит, куприт, тенорит; к труднофлотируемым – минераы связанной меди: хризаколла, диоптаз, практически неизвлекаемые алюмосиликаты и фосфаты меди (бирюза, элит, дигидрит), медь связанная с гидроксидами железа и марганца. Минералы водорастворимой меди (халькантит, бутит) для извлечения требуют применение специальных технологий. [4]

Процесс сульфидизации, который впервые был успешно применен в промышленных масштабах на свинцово-карбонатных рудах, в настоящее время является наиболее популярным методом, используемым при переработке окисленных медных руд. Обычно используемыми сульфидизаторами являются $Na_2S \cdot 9H_2O$ и NaHS с ксантогенатом или сложным эфиром ксантогената. Расход сульфидизатора строго контролируется из-за депрессирующего воздействия на флотацию при его избытке. Окисленные минералы меди хорошо флотируются ксантогенатами и другими сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации, а также жирнокислотными и другими анионными собирателями и аминами без предварительной сульфидизации, а также сульфгидрильными собирателями после предварительного восстановления поверхности окисленных минералов до металлической меди. При одновременном присутствии сульфидных и окисленных минералов обычно используется схема, содержащая отдельные циклы сульфидной и окисленной медной флотации. [4,5]

Окисленные медные руды наряду с сульфидными рудами являются источником получения меди и драгоценных металлов. Переработка таких руд позволяет получить медный концентрат высокого качества. В связи с истощением природных запасов и вовлечением в переработку забалансовых бедных по содержанию медных руд все большую актуальность получает добыча и переработка окисленных медных руд в связи с высоким содержанием меди в данном виде сырья, востребованность в котором имеется и в Республике Казахстан, поэтому разработка технологии, с помощью которой можно добиться максимального извлечения полезных компонентов в концентрат, является экономически целесообразной и актуальной. [3,4]

Увеличение объемов добычи и переработки возможно лишь за счет освоения новых месторождений и вовлечения переработку забалансовых руд, техногенного и труднообогатимого сырья, для переработки которых необходимо создание новых реагентных режимов с применением более селективных флотореагентов [3-5].

Целью исследований является разработка технологии обогащения медной окисленной руды с применением селективных собирателей. Использование новых реагентов позволяет рационально и комплексно перерабатывать минеральное сырье путем снижения дозировки реагентов и повышения экономической эффективности производства [5-7].

Авторами доклада поставлена задача провести отработку режима флотации медной окисленной руды с применением в качестве собирателей бутилового ксантогената (Кх) при базовом режиме и аэрофлотов марки Aero MX5575, Aero MX3715, БТФ 15221 и натриево-бутилового аэрофлота для сравнительной оценки эффективности использования реагентов.

Методика проведения экспериментов, используемые материалы

Изучение вещественного состава исходной пробы руды

Объектом исследований являлась проба медной окисленной руды. Основными полезными компонентами руды являются медь со средним содержанием 1,65 %, и серебро с содержанием 13,66 г/т.

Окисленная медная руда представлены в основном окисленными минералами: малахитом, азуритом и хризоколлой. Сульфидные минералы меди представлены, главным образом, вторичным минералом - халькозином трех разновидностей, а также ковеллином и борнитом, что весьма характерно для зоны окисления и вторичного обогащения. Суммарная рудная минерализация составляет 5 % от общей массы руды, при этом минералы меди составляют 3,3 % от общей массы, или 66,0 % от рудной минерализации. Среди медной минерализации 72,7 % составляют окисленные минералы (малахит+азурит – 37,9 %, хризоколла – 34,8 %); 27,3 % - сульфидные минералы (халькопирит – 8,2 %); 19,1 % - вторичные минералы меди (халькозин, борнит, ковеллин).

Результаты ситового анализа руды, дробленой до -2+0 мм, с распределением меди, серебра, железа и серы по классам крупности приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты ситового анализа

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Cu	Fe	S	Ag	Cu	Fe	S	Ag
-2+1	44,68	1,36	4,87	0,129	12,30	36,89	43,06	41,54	40,22
-1+0,5	17,93	1,56	5,04	0,126	13,20	16,98	17,89	16,28	17,33
-0,5+0,2	13,19	1,78	4,98	0,134	13,30	14,23	12,99	12,73	12,83
-0,2+0,1	6,31	1,80	5,11	0,145	14,90	6,89	6,38	6,59	6,88
-0,1+0,071	1,67	1,78	5,20	0,166	15,30	1,80	1,72	1,99	1,87
-0,071+0,045	3,53	1,95	5,19	0,187	15,70	4,16	3,63	4,76	4,06
-0,045+0	12,69	2,48	5,71	0,176	18,10	19,05	14,34	16,10	16,81
Исходная руда	100,0	1,65	5,05	0,14	13,66	100,0	100,0	100,0	100,0

Гранулометрическая характеристика пробы исходной руды показала, что материал представлен в достаточной степени твердыми минералогическими разностями, так как выход крупного класса -2+1 составил 44,68 %, двух классов крупности -1+0,5 и -0,5+0,2 мм в совокупности составил 31,12%, а выход шламового материала крупностью менее 0,045 мм – 12,69%.

В содержании меди проявлена тенденция его повышения с уменьшением крупности: от 1,36% в классе -2+1 мм до 2,48% в шламовом классе -0,045+0 мм при исходном содержании 1,65%. В классах крупности -0,5+0,2; -0,2+0,1; -0,1+0,071; 0,071+0,045 мм отмечается превалирование содержания меди в классе над исходным содержанием.

Для распределения содержания серебра по классам крупности, аналогично распределению меди, характерно увеличение содержания серебра с уменьшением класса крупности: от 12,3 г/т в классе -2+1 мм до 18,1 г/т в шламовом классе -0,045+0 мм при исходном содержании 13,66 г/т.

Судя по содержанию меди в классах крупности можно сделать вывод, что медь не концентрируется преимущественно в каких-либо классах. С понижением крупности повышается концентрация меди в классах. Распределение меди и серебра пропорционально выходам класса, что свидетельствует о тонкой вкрапленности медных минералов.

Для определения степени окисленности руды в различных классах крупности выполнен фазовый анализ исходной пробы. Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Содержание и распределение меди в сульфидных и окисленных минералах по классам крупности

Класс, мм	Выход, %	Содержание Cu, %					Распределение Cu, %				
		всего	*сульф. мине-ралы*	*окисленные минералы*			*всего*	*сульф. мине-ралы*	*окисленные минералы*		
				всего	*в т.ч.*				*всего*	*в т.ч.*	
					малахит	*хризо-колла*				*малах ит*	*хризо-колла*
-2+1	44,68	1,36	0,49	0,873	0,502	0,371	36,89	13,26	23,63	13,59	10,04
-1+0,5	17,93	1,56	0,51	1,053	0,618	0,435	16,98	5,54	11,44	6,71	4,72
-0,5+0,2	13,19	1,78	0,57	1,212	0,696	0,516	14,23	4,55	9,68	5,56	4,12
-0,2+0,1	6,31	1,80	0,51	1,292	0,786	0,506	6,89	1,95	4,94	3,00	1,93
-0,1+0,071	1,67	1,78	0,48	1,303	0,649	0,654	1,80	0,48	1,32	0,66	0,66
-0,071 +0,045	3,53	1,95	0,62	1,327	0,917	0,41	4,16	1,33	2,84	1,96	0,88
-0,045+0	12,69	2,48	0,73	1,749	0,955	0,794	19,05	5,61	13,44	7,34	6,10
Исходная руда	100,0	1,65	0,54	1,111	0,641	0,470	100,0	32,72	67,28	38,82	28,46

Анализ гранулометрического состава исходной медной руды с распределением фаз меди по классам крупности показал, что руда относится к типу окисленных руд. На долю окисленных форм меди приходится 67,28%, при этом массовая доля хризоколлы составила 28,46%. Из таблицы 6 видно, что наибольшее распределение окисленных форм соответствует крупным классам крупности -2+1; -1+0,5; -0,5+0,2 мм, где суммарно составляет 44,75%, а также классу крупности -0,045+0 мм при 13,44% распределения окисленных форм меди. Остальные формы нахождения меди распределены по классам крупности аналогичным образом, и находятся в прямой зависимости от выхода класса крупности, что свидетельствует о тонкой вкрапленности и взаимопрорастании минеральных форм меди в руде.

Исследование флотационного обогащения исходной руды с применением различных собирателей

Флотационное обогащение выполнялось на стандартных лабораторных механических флотационных машинах типа Механобр с объемом камер 3, 1.0 и 0.5 л. Масса навески для одного эксперимента составляла 1 кг. Расход воздуха регулировался ротаметром, встроенным во флотомашину.

При проведении флотационных исследований были применены следующие реагенты:

- известь – регулятор среды pH;
- сернистый натрий – активатор;
- ксантогенат бутиловый - собиратель;

- различные типы аэрофлотов – собиратели;
- МИБК – пенообразователь.

Из вышеперечисленных реагентов приготавливались растворы необходимой концентрации, с пересчетом на 100 % активность.

Схема обогащения приведена на рисунке 1, условия проведения тестов приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Условия проведения опытов

Операция, продукт	Содержание класса -0,071 мм, %	Время флотации, мин	Расход реагентов, г/т				
			Na_2S	Аэрофлот	Кх	МИБК	ОВП, mV
Измельчение	70	-	-		-	-	-
Основная сульфидная флотация - 1	-	2	50	-	100	50	-
Основная сульфидная флотация - 2	-	10	-	-	-	-	80 ÷ 100
Доизмельчение	85	-	-	-	-	-	-
Контрольная сульфидная флотация	-	5	-	-	20	10	80 ÷ 100
Основная окисленная флотация-1	-	12	500	50	150	15	-380 ÷ -405
Основная окисленная флотация-2	-	10	100	-	50	15	-250 ÷ -290

Рисунок 3 – Схема проведения опыта

Результаты исследований по определению оптимального расхода реагентов в цикле окисленной медной флотации приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты тестов по подбору собирателя-аэрофлота

Тип собирателя, г/т	Продукт	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
			Cu, %	Fe, %	Ag, г/т	Cu	Fe	Ag
Тест 1								
База (Кх-250 г/т)	Концентрат сульфидного цикла	9,57	4,41	6,41	76,94	25,54	12,15	53,88
	Концентрат осн окисл - 1	5,88	8,79	6,03	37,72	31,28	7,02	16,23
	Концентрат осн окисл - 2	1,85	2,80	6,05	11,06	3,14	2,22	1,50
	ΣКонцентрат	**17,30**	**5,73**	**6,24**	**56,56**	**59,96**	**21,39**	**71,61**
	Хвосты	82,70	0,80	4,8	4,69	40,04	78,61	28,39
	Исходная руда	100,0	1,65	5,05	13,66	100,0	100,0	100,0
Тест 2								
МХ5575 50 г/т + КХ-200 г/т	Концентрат сульфидного цикла	9,52	4,43	6,46	78,14	25,54	11,43	54,46
	Концентрат осн окисл - 1	4,73	11,38	7,32	46,28	32,61	6,86	16,02
	Концентрат осн окисл - 2	3,72	2,88	7,23	12,25	6,49	5,33	3,34
	ΣКонцентрат	**17,97**	**5,94**	**6,84**	**56,11**	**64,64**	**23,61**	**73,82**
	Хвосты	82,03	0,71	4,65	4,36	35,36	76,39	26,18
	Исходная руда	100,0	1,65	5,05	13,66	100,0	100,0	100,0
Тест 3								
МХ3715 50 г/т + КХ-200 г/т	Концентрат сульфидного цикла	9,76	4,38	6,26	75,41	25,83	12,1	53,8746
	Концентрат осн окисл - 1	3,86	13,56	7,03	60,27	31,62	5,37	17,03
	Концентрат осн окисл - 2	3,27	3,84	7,27	14,29	7,58	4,7	3,42
	ΣКонцентрат	**16,88**	**6,37**	**6,63**	**60,15**	**65,03**	**22,17**	**74,32**
	Хвосты	83,12	0,696	4,73	4,22	34,97	77,83	25,68
	Исходная руда	100,0	1,65	5,05	13,66	100,0	100,0	100,0
Тест 4								
Аэрофлот натриево-бутиловый 50 г/т + КХ-200 г/т	Концентрат сульф общ	9,63	4,42	6,54	74,65	25,75	12,47	52,64
	Концентрат осн окисл - 1	4,15	9,89	6,88	51,05	24,79	5,64	15,49
	Концентрат осн окисл - 2	2,26	6,55	6,98	23,55	8,94	3,12	3,89
	ΣКонцентрат	**16,03**	**6,13**	**6,69**	**61,36**	**59,48**	**21,23**	**72,02**
	Хвосты	83,97	0,80	4,74	4,55	40,52	78,77	27,98
	Исходная руда	100,0	1,65	5,05	13,66	100,0	100,0	100,0
Тест5								
БТФ 15221 50 г/т + КХ-150 г/т	Концентрат сульф общ	9,59	4,45	6,44	75,87	25,81	12,22	53,26
	Концентрат осн окисл - 1	5,53	8,64	6,59	42,67	28,90	7,21	17,26
	Концентрат осн окисл - 2	2,98	4,79	6,74	15,75	8,63	3,98	3,44
	ΣКонцентрат	**18,1**	**5,79**	**6,53**	**55,82**	**63,34**	**23,41**	**73,96**
	Хвосты	81,9	0,74	4,72	4,34	36,66	76,59	26,04
	Исходная руда	100,0	1,65	5,05	13,66	100,0	100,0	100,0

Результаты, приведенные в таблице 3, показали, что замена части ксантогената на аэрофлот дает повышение показателей. Наилучшие результаты достигнуты в тесте 4, с применением реагента аэрофлота МХ3715-50 г/т: извлечение меди и серебра в суммарный концентрат составило 65,03% и 74,32% соответственно, содержание меди и серебра 6,37 % и 60,15 г/т соответственно, при выходе концентрата 16,88%.

Для определения наиболее эффективного собирателя таблице 5 приведены данные по эффективности обогащения, рассчитанные по формуле Ханкокка - Луйкена.

Таблица 5 – Результаты расчетов эффективности обогащения по Ханкокка – Луйкену

Наименование реагента	Эффективность обогащения, %	
	Cu	Ag
КхБ (базовый опыт)	43,38	62,90
Аэрофлот МХ5515	47,45	64,69
Аэрофлот МХ3715	**48,96**	**66,53**
Аэрофлот (BHL)	44,18	64,85
Аэрофлот БТФ15221	46,00	64,70

Из данных таблицы 5 следует, что применение собирателя аэрофлота Aero MX3715 в смеси с бутиловым ксантогенатом показало максимальную эффективность по меди 48,96% и серебру 66,53%.

Выводы

Проведены исследования по отработке режима флотации медной окисленной руды с применением в качестве собирателей бутилового ксантогената (Кх) при базовом режиме и аэрофлотов марки Aero MX5575, Aero MX3715, БТФ 15221 и натриево-бутилового аэрофлота для сравнительной оценки эффективности использования реагентов.

При сравнении полученных технологических показателей флотации установлено, что при использовании собирателя аэрофлота Aero MX3715 при расходе 50 г/т в смеси с бутиловым ксантогенатом натрия (Кх) при расходе 150 г/т получены наилучшие результаты в серии экспериментов, а именно извлечение меди и серебра в суммарный концентрат составило 65,03% и 74,32% соответственно, содержание меди и серебра 6,37 % и 60,15 г/т соответственно, при выходе концентрата 16,88%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения [Текст]: учеб. для вузов / А.А. Абрамов. – М.: Горная книга, 2016. – 595 с.

2 Hosseini S. Физико-химические исследования флотации медных минералов [Текст]: учеб. для вузов / Hosseini S. – 2018. – 228 с.

3 Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых [Текст]: Учебное пособие для вузов / Абрамов А.А. – М.:Издательство МГГУ, 2004. – Т.II. Технология обогащения полезных ископаемых. – 510 с.: ил

4 Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов[Текст]: Учебное пособие для вузов / Абрамов А.А. – М.:Издательство МГГУ, 2005. – Кн. 1. Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды. – 575 с.: ил.

5. Bulatovic Srdjan M. Handbook of Flotation Reagents. Chemistry, Theory and Practice. Flotation of Gold, PGM and Oxide Ores. Vol. 2 - 2010. – 219 p.

6. Кондратьев С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей [Текст] / С.А. Кондратьев // Обогащение руд. - 2020. - № 4. - С. 24-30.

7 Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей [Текст] / В. А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Ф.О. Милович, П.Г. Иванова, Л.С. Хачатрян // Обогащение руд. - 2016. - №3. - С. 18-24.

СЕКЦИЯ 4.

НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ

УДК 621.77

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОСНОВЫ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ДЕТАЛЕЙ

Д. М.Бердиев[1], Г. В.Кожевникова[2], А. Н. Пушанов[1]
[1]Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, г. Ташкент, Узбекистан
[2]Физико-технический институт национальной академии наук Беларуси, г. Минск, Белоруссия

Мировая тенденция устойчивого экономического развития в машиностроение ближайшие десятилетия будет связано в первую очередь с решением глобальной проблемы оптимизации ресурсопотребления и ресурсосбережения.

В настоящее время при изготовлении цилиндрических, конических, сфероидальных поверхностных валов и осей в условиях массового и крупносерийного производства в машиностроение используются разнообразные способы и технологии, так как они придают изделиям повышенные механические свойства, обеспечивают высокую производительность труда и экономное использование металла. Особое место среди них занимает поперечно-клиновая прокатка (ПКП), которая обеспечивает коэффициент использование металла до 0,8-0,98 и полностью соответствуют требованиям международного рынка, а также сводит к минимуму затраты на хранение и утилизацию отходов. [1]. В связи с этим ПКП является одним из перспективных направлений в изготовление валов и осей в машиностроении.

Опыт промышленного применения ПКП также свидетельствует, что для достаточно широкой группы материалов возможно устанавливать определенные технологические параметры (геометрию инструмента, степень обжатия, температуру прокатки), которые исключают вскрытие осевой полости.

Поперечно-клиновая прокатка (ПКП) – способ обработки металлов и металлических сплавов давлением, состоящий в пластическом формообразовании заготовки вследствие ее вращательного перемещения вдоль клиновых профильных инструментов, которые движутся параллельно относительно друг друга (возможны случаи, когда один из инструментов неподвижный). Оба клиновых инструмента имеют боковые наклонные грани *H*, которые заставляют избытки металла перемещаться по направлению к торцам, удлиняя заготовку, а также калибрующие участки *K*, где происходит калибровка деформируемого металла по мере его выхода с наклонной грани (рис. 1). Таким образом, в процессе пластического качения заготовки между инструментами металл последовательно перераспределяется от места внедрения клина к торцу, формируя прокатанную поковку [2].

Методом ПКП изготавливается широкая номенклатура изделий типа тел вращения с удлиненной осью. Их конфигурация может быть самой разнообразной: цилиндрические, конические и сфероидальные поверхности, изготавливаемые из конструкционных сталей, ряда инструментальных сталей, а также сплавов на основе меди, титана, никеля, циркония. В процесс эксплуатации прокатанные изделия отличаются более высокой прочностью и износостойкостью. За один проход инструмента диаметральные размеры могут быть уменьшены в 4 – 8 раз. При этом обеспечивается изготовление деталей или полуфабрикатов диаметром от 2 до 120 мм, длиной от 40 до 1000 мм, максимально достигаемая точность – 0,01 мм (на диаметре 7 мм), максимально достигаемая шероховатость поверхности - 0,6 Ra [4].

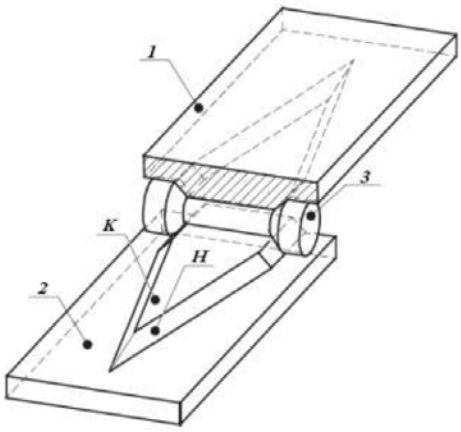


Рисунок1 – Схема технологического процесса ПКП

К особенностям технологических процессов ПКП относятся [3, 4]: широкая номенклатура прокатываемых деталей, возможность обработки различных материалов, высокий коэффициент использования металла, стабильное положение детали на плоском инструменте, возможность полной автоматизации процесса, максимальное приближение прокатываемой детали к профилю инструмента, широкие технологические возможности, простота изготовления и высокая точность клинового инструмента, высокая стойкость инструмента, низкий уровень шума.

Данная работа предлагает технологию ПКП основ цилиндрических осей в машиностроении без применения токарной обработки.

В настоящей работе исследования направлены на разработку метода полей линий скольжения и компьютерного метода конечных элементов для получения оптимальной геометрии основ цилиндрических осей, в результате чего повышается их стойкость.

В качестве объектов исследования использованы малолегированная сталь 35ХГСА. Марки сталей регламентируются по ГОСТ 3541−79 [5].

Металлографический анализ выполняли на ионном хроматографе Metrochm 850 Professional IC (SEM-EDX) и растровом электронном микроскопе Zeiss EVO MA 10 [5].

С помощью пакета SolidWorks строили проектные геометрические модели клиновых инструментом и сборочных конструкций [5].

Для прокатки основы цилиндрических осей в машиностроение использован стан с горизонтальным расположением плоского клинового инструмента для высокоточной прокатки [3], так как он обеспечивал точное перемещение инструментов, которые могут быть изготовлены в свою очередь с высокой точностью и высокой твердостью.

При индукционном нагревании (ИН) образцы нагревали высокочастотным током (ТВЧ) до T = 1100 °С, продолжительность от нескольких до 20 с, затем охлаждали подачей воздуха. Для нагревания использовали устройство Л3107, для определения температуры – термопары.

Преимуществами данной обработки являются высокая производительность, получение изделия с высокими механическими свойствами, возможность обработки изделий любой формы.

В настоящее время по этой теме продолжается совместная научно – исследовательская работа Физико-технического института НАН Беларуси и Ташкентского государственного технического университета им. И.Каримова.

Выводы

Разработанная технология получения основ цилиндрических осей в машиностроение методом ПКП увеличивала стойкость инструмента не менее чем в 2 раза, заменяя токарную обработку металлов. Коэффициент использования металла увеличивается до 0,95, производительность труда возросло в 2,5 раза.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Кожевникова Г.В., Щукин В.Я. Пластические свойства металлов и сплавов: феноменологическая деформационная теория разрушения при пластическом течении. – Минск: Беларус навука, 2021. – 277 с.

2 Колмогоров В.Л. Напряжения, деформации, разрушение. – М.: Металлургия, 1970. – 230 с.

3 Shu Xuedao, Valery Ya. Shchukin, G. Kozhevnikova, Sun Baoshou, Peng Wenfei Theory and technology of cross-wedge rolling (on the Chinese. lang.). – Academic library of Ningbo University, 2014. – 314 с.

4 Kozhevnikova G. Cross-wedge rolling. – Minsk: Belorusskaya nauka, 2012. – 321 с.

5 Кожевникова, Г.В. Теория и практика поперечно-клиновой прокатки / Г.В. Кожевникова. – Минск: Беларус. навука, 2010. – 291 с.

МРНТИ 31.25.19

ПОЛУЧЕНИЕ ХИТОЗАНА ИЗ ПОДМОРА ПЧЕЛ APIS MELLIFERA КРИОГЕННЫМ МЕТОДОМ

Г.А. Ихтиярова., Д.У.Кучкарова., Д.С.Исомитдинова

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Различные биоразлагаемые и нетоксичные свойства хитозана делают его очень ценным продуктом для сельского хозяйства, фармацевтики, пищевой промышленности и водоочистки. Добычу хитозана из пчелиного подмора в Узбекистане можно рассматривать как источник местного сырья, менее вредный для окружающей среды и устойчивый [1]. Это помогает защитить окружающую среду и эффективно использовать природные ресурсы. В Египте хитозан был получен из различных местных насекомых и проанализированы его физико-химические свойства [2].

В ТДТУ разработан метод извлечения хитина и хитозана из пчелиного подмора. Этот процесс включает такие этапы, как депротеинизация, обесцвечивание хитин-меланинового комплекса, деацетилирование и ферментативный гидролиз хитозана [3-4] .

Криогенный метод преимущественно предполагает механическую обработку при низких температурах. Этот метод позволяет улучшить физико-химические свойства хитина при сохранении его молекулярной структуры [5]. Положительное влияние низких температур на структурные свойства хитозана может увеличить возможности использования материала в биомедицинской, пищевой и упаковочной промышленности. Это исследование

подчеркивает, что хитозан может быть устойчивой и эффективной альтернативой вторичной переработке. Хитин нерастворим в воде и органических растворителях, его очень трудно перерабатывать из-за его высокоупорядоченной кристаллической структуры и множества межмолекулярных и внутримолекулярных водородных связей [6].

В данной работе изучено извлечение хитозана из хитина криогенно-механической обработкой. После приготовления 3 разных образцов очищенного подмора пчел Apis Mellifera после однократного замораживания все три образца замораживали в разное время в течение 10, 20, 30 мин. был раздавлен в атмосфере N_2 во время. Изменился размер частиц, микроструктура и значительно снизилась кристалличность хитина. После процесса замораживания-измельчения его погружали в 4%-ный раствор HCl при комнатной температуре на 5 часов для его деминерализации. Затем его промывали и фильтровали, нейтрализовали дистиллированной водой и сушили. Образцы, высушенные в течение 24 часов, депротеинизировали в 4% растворе щелочи (NaOH) при температуре 800°C в течение одного часа при перемешивании. Отфильтрованные, промытые и нейтрализованные образцы оставляли сушиться. Для удаления у пчел пигмента меланина все три образца оставляли в 6, 10, 30% растворе H_2O_2 на 24 часа при комнатной температуре. Пробы еще раз промывали, фильтровали и промывали раствором этилового спирта (C_2H_5OH). Стадию деацетилирования проводили на разных образцах при разных концентрациях и температурах. После процесса образцы промывали, фильтровали и сушили. Физико-химические свойства образцов изучали методом анализа (табл. 1).

Таблица 1 - Сравнение стадии деминерализации в азотной среде и простого метода

Деминерализация в нормальной среде						
HCl конц. (%)	Отношение сухой массы к раствору (г/мл)	Температура (^{0}C)	Продол жительн ость	Остаток минералов в хитине (%)	Потеря массы HCl/Apis mellifera (моль/г)	Комментарий
2 %	1:4	-	1 часов	1,02%	0,012	-
4 %	**1:6**	**Комнатная температура**	**5 часов**	**0, 4%**	**0,013-0,002**	**Постоянное вращение**
6 %	1:8	20	12 часов t	0,002%	0,01	-
Деминерализация в криогенной среде						
HCl конц (%)	Отношение сухой массы к раствору (г/мл)	Температура (^{0}C)	Продол жительн ость	Остаток минералов в хитине (%)	Потеря массы HCl/Apis mellifera (моль/г)	Комментарий
2 %	1:4	-	1 часов	1,2%	0,012	-
4 %	**1:6**	**Комнатная температура**	**4 часов**	**0,2 %**	**0,015-0,003**	**Постоянное вращение**
6 %	1:8	20	12 часов	0,02%	0,01	-

Первым шагом в получении хитозана из подмора пчел Apis Mellifera является этап деминерализации. При обычном методе процесс деминерализации занимает 5 часов при комнатной температуре, в атмосфере азота - 4 часа при комнатной температуре, что экономит время.

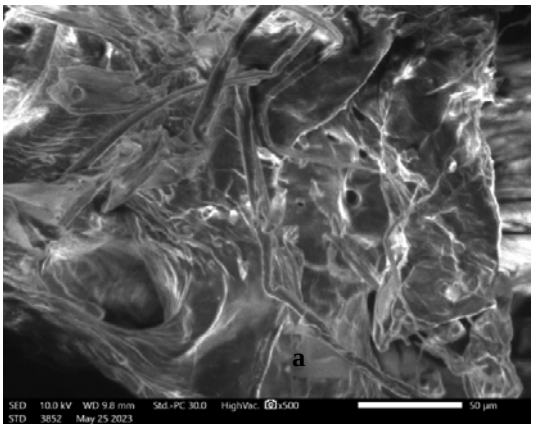
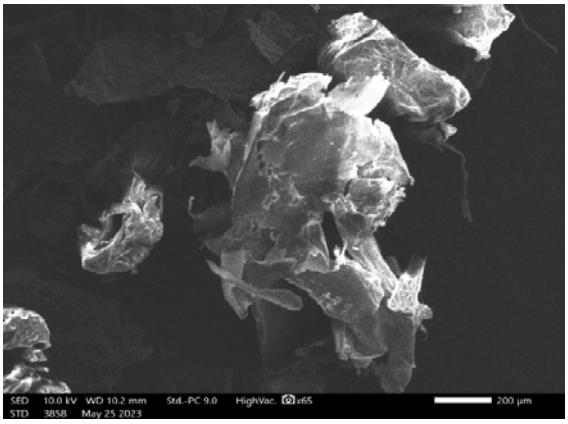


Рисунок 1 - a) СЭМ-изображение хитозана, выделенного из подмора пчел Apis mellifera непрерывным методом



b) СЭМ-изображение криогенно экстрагированного хитозана из подмора пчел Apis Mellifera

Выше мы можем видеть изображение сканирующей электронной микроскопии (СЭМ) и элементный анализ хитозана, выделенного из мертвых пчел Apis Mellifera обычным способом. На СЭМ-изображении показана микроструктура поверхности образца хитозана, выделена фибрилловая структура, поры и пустоты, которые определяют специфические характеристики образца. Количественный анализ криогенно синтезированного хитозана показал, что количество N2 в криогенно полученном хитозане составляет 9,56%. Видно, что хитозан, полученный криогенным

методом, имеет высокое содержание азота. Согласно СЭМ-изображению, структура холодного образца хитозана выглядит совершенно иначе. Тот факт, что кристалличность образца снизилась до аморфного состояния, объясняется устранением дефектов в процессе плавки и изготовления.

В заключение можно сказать, что благодаря данным исследованиям можно выделить хитозан с высокой растворимостью и молекулярной структурой, а также создать качественную сырьевую базу для фармацевтической промышленности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Nafisa Islam , Mizanul Hoque & Salman Farsi Taharat // Recent advances in extraction of chitin and chitosan// Volume 39, article number 28, (2023)

2 Narguess H Marei, Emtithal Abd El-Samie, Taher Salah, Gamal R Saad, Ahmed HM Elwahy 2016/1/1. International journal of biological macromolecules. 871-877c 82. Elsevier

3 S. Nemtsev, O. Y. Zueva,V. Varlamov .// Isolation of Chitin and Chitosan from Honeybees Published in Applied Biochemistry // 2004DOI:10.1134/S0003683806030197 Biology, Chemistry, Environmental Science, Materials Science.46-50 pp

4 F.Nurutdinova* Z. Tuksanova and Y.Rasulova //Study of physico-chemical properties of biopolymers chitin-chitosan synthesized from poddle bees Apis Mellifera// E3S Web of Conferences 474,01002 (2024) https://doi.org/10.1051/e3sconf/202447401002 ICITE 2023

5 Frank Pobell// Matter and Methods at Low Temperatures// Textbook© 2007

6 Wenchang Zhanga,b , Yan Zhaoa, *, Lei Xua , Xiaoqiang Songb , Xiaoxue Yuanb , Jiayan Suna , Jinsong //Zhang Superfine grinding induced amorphization and increased solubility of αchitin// Carbohydrate Polymers . Carbohydrate Polymers 237 (2020) 116145.

7 Ixtiyarova Gulnora Akmalovna,, Hazratova Dilshoda Azamovna, Umarov Bobur Nosir o'g'li,Seytnazarova Oksana Muratbayevna. Extraction of chitosan from died honey bee apis mellifera. Chemical technology.control and management.2020, №2 (92) pp.15-20

Код МРНТИ 12.91

ТӨСЕНІШТІ ЕРІТІНДІДЕ ҰСТАУ УАҚЫТЫНЫҢ ҚОРҒАСЫН СУЛЬФИДІ ҚҰРЫЛЫМЫНА ӘСЕРІ

Г.С. Әмірбекова, Ж.Қ.Төлепов

Қазақ ұлттық университеті. Әл-Фараби, Физика-техникалық факультеті, Алматы қ., Қазақстан

Аңдатпа. Бұл эксперименталдық жұмыста төсенішті ерітіндіде ұстау уақытының қорғасын сульфиді құрылымына әсері зерттелінді. Эксперимент барысында химиялық әдіс арқылы қорғасын сульфидінің (PbS) құрылымы қалыптастырылып, сканерлеуші электрондық микрос (СЭМ) көмегімен зерттелінді. Зерттеу барысында алынған нәтижелер өзара салыстырылды және PbS құрылымын қалыптастырудың оңтайлы уақыты анықталды.

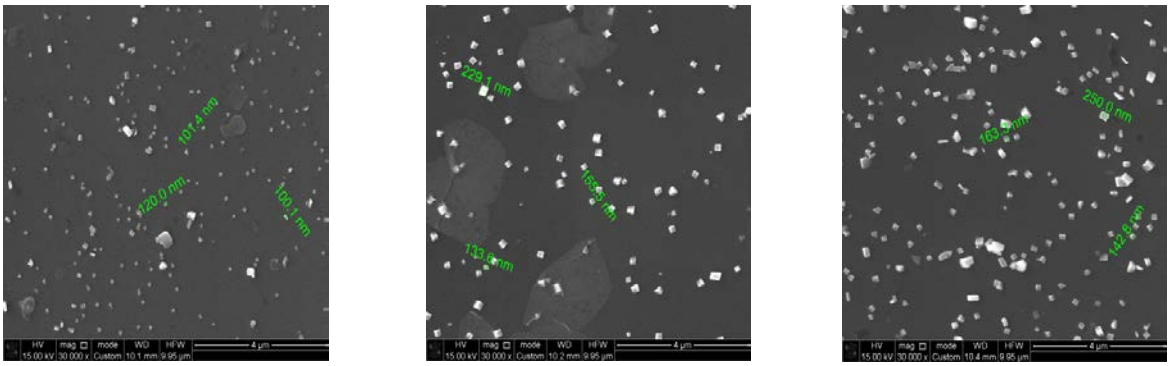
Түйін сөздер: Ерітінді, уақыт,қорғасын сульфиді, төсеніш, СЭМ.

Кіріспе. Қорғасын сульфиді инфрақызыл аумақты сезгіш құрылғыларда, микро және оптоэлектроникада кеңінен қолданылады. Оның электронды қасиеттері, басқа жартылай өткізгіштер сияқты, үлкен кристалды күйден ауысқан кезде айтарлықтай өзгереді [1-3]. PbS қасиеттері спектрдің көрінетін және инфрақызыл диапазонындағы құрылғыларда қолдануға үлкен мүмкіншілігі бар материал болып табылады [4-6]. Наноқұрылымды қорғасын сульфидін, негізінен жылу көздерін анықтауға арналған IR фотоқабылдағыштар мен детекторлардың спектрлік диапазонын кеңейту үшін, фотоөндіргіштер мен түнгі көру құралдарында, күн батареяларында және оптикалық қосқыштарда қолдануға болады [7].

Қорғасын сульфиді бейорганикалық қосылыс болып табылады. Бұл Галена минералы ретінде табиғи түрде кездесетін қара жартылай өткізгіш материал [8]. Қорғасын сульфиді қорғасын, аккумуляторы және инфрақызыл детектор өндірісін қоса алғанда, әртүрлі қосымшаларда қолданылады. Қорғасын сульфидін қорғасын тұзының ерітіндісін натрий сульфидінің ерітіндісімен әрекеттесу арқылы алуға болады [9-12]. Алынған қорғасын сульфидінің тұнбасы сүзіліп, кептіріледі. Қорғасын сульфиді суда және сұйылтылған қышқылдарда ерімейді. Ол концентрацияланған азот қышқылында ериді. Қорғасын сульфиді-ең көне пигменттердің бірі. Ол ежелгі Египетте көз бояуы ретінде қолданылған. Қорғасын сульфиді әртүрлі электронды құрылғыларда жартылай өткізгіш материал ретінде де қолданылады[13-17]. Бұл қосындының заряд тасымалдаушылардың жоғары қозғалғыштығы фотодиодтар мен фототранзисторларда қолданылуыға мүмкіндік береді. Қоспалар қорғасын сульфидінің электронды қасиеттеріне айтарлықтай әсер етуі мүмкін [18]. Донорлық допинг (мысалы, Se, Te) электрондардың концентрациясын арттырады және өткізгіштіктің n-түрін тудырады. Акцепторлармен допинг (мысалы, Ag, In) тесіктердің концентрациясын жоғарылатады және өткізгіштіктің p-типіне әкеледі [19]. Қорғасын сульфидінің қолдану аймағы өте ауқымды мысалы электрондық құрылғыларда фотодиодтар, фототранзисторлар, инфрақызыл детекторлар, термоэлектрлік түрлендіргіштер ал оптикалық материалдар ретінде инфрақызыл сүзгілер, линзалар, жабындар түрінде қолданылады. Басқа бағыттарда қорғасын, аккумуляторлар, пигменттер өндірісінде де кеңінен қолданыс табуда [20].

Материалдар мен әдістер. Қорғасын сульфидінің жұқа қабықшалары қышқыл ортада тазартылған кремний төсеніштерінде химиялық ваннаны тұндыру әдісімен дайындалды. Тәжірибе барысында ерітінділерде ионсыздандырылған су қолданылды. Алдымен: $Pb(NO_3)_2$ (қорғасын нитраты) 25 мл 0,18 М (1,525 г) мен NaOH (натрий гидрооксиді) 75 мл 0,38 М (1,162 г) ерітінділері магниттік араластырғышпен 60 минут 150 мл стаканға араластырылды. Кейінен осы ерітіндіге CH_4N_2S (тиомочевина) 50 мл 0,11 М (0,398 г) қосылды.Содан кейін ультрадыбыстық тазартылған кремний төсеніштері стақанға вертикаль бағытта батырылды. Қоспа ерітіндісінің pH мәні шамамен 10- ға тең болды. Ваннаның температурасы 70°С деңгейінде сақталды. Соңында алынған құрылымдар ионсыздандырылған сумен жуылды, кептірілді. Эксперимент барысында төсенішті ерітінде ұстаудың үш түрлі уақыты қолданылды бірінші төсеніш ерітіндіге 20 минутқа, екінші төсеніш 30 минутқа, үшінші төсеніш 40 минутқа салынды нәтижесінде түсі сұр біртекті жұқа қабыршақтары алынды.

Нәтижелер және талқылау. Эксперимент барысында төсенішті химиялық ерітіндіде ұстау уақытына байланысты әртүрлі өлшемдегі құрылымдар қалыптастырылды және алынған нәтижелер сканерлеуші электрондық микроскоп (СЭМ) көмегімен зерттелінді. Зерттеу нәтижелері төмендегі 1 суретте көрсетілген.



а Б с

Сурет 1 - Әртүрлі уақытта қалыптастырылған PbS құрылымдары (а-20минут, б-30 минут,с-40 минут)

Жоғарыдағы суретте әртүрлі уақытта қалыптастырылған PbS құрылымдарының (а-20минут, б-30минут, с-40 минут) сканерлеуші электрондық микроскоп көмегімен алынған кескіні берілген. Суреттен көрініп тұрғандай төсенішті ерітіндіде неқұрлым аз ұстаған сайын, бөлшектердің өлшемдерінің аз шамада болатыны айқын байқалып тұр. Мысалы а –суретте бөлшектер өлшемінің орташа өлшемі 100 нм –ді құраса, б-суретте олардың орташа өлшемі 150 нм ді құрап отыр, ал с-суретте бөлшектердің орташа өлшемдері 160 нм ді құрап тұр. Бұл зерттеу нәтижелері төсенішті ерітіндіде аз уақыт ұстау жақсы нәтжелер берітінін дәлелдеп отыр. Қалыптастырылған барлық бөлшектер жеке-жеке кристаллиттер түрінде түзілген, бұл эксперименттік жұмыстың дұрыс жүзеге асқандығын дәлелдейді. Әрбір жеке бөлшек қорғасын (Pb) және күкірт (S) атомдарынан құралған.

Қорытынды. Бұл эксперименттік жұмыста төсенішті ерітіндіде ұстау уақытының қорғасын сульфиді құрылымына әсері анықталды. Жұмыс барысында төсеніш ретінде кремний төсеніші қолданылды және бұл тазартылған үш кремний төсеніштері бірдей параметрлерде алынған ерітіндіге әртүрлі уақытқа салынды. Алынған нәтижелер сканерлеуші электрондық микроскоп көмегімен зерттелінді және біртекті құрылымын қалыптастырудың оңтайлы уақыты анықталды, ол шама 20 минутқа тең болды. Басқа параметрлермен салыстырғанда зерттеу барысында байқалғандай осы уақыт шамасында жақсы нәтижелер алынған.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 He, X., et al. A Simple One-Pot Synthesis of Uniform Lead Sulfide Nanoparticles and Their Optical Properties // Materials Research Bulletin, vol. 46, no. 12, 2011, pp. 2173-2177.

2 He, Y., et al. Synthesis of Highly Luminescent and Stable Lead Sulfide Quantum Dots with a Facile Hydrothermal Method // Chemistry of Materials, vol. 22, no. 11, 2010, pp. 314-319.

3 Kim, J., et al. Colloidal Synthesis of Uniform Lead Sulfide Nanocrystals and a Study of the Size-Dependent Optical Properties // Chemistry of Materials, vol. 16, no. 11, 2004, pp. 218-223.

4 Kowalczyk, B., et al. Structural and Optical Properties of Lead Sulfide Nanocrystals: From Isolated Clusters to Bulk Materials // Journal of Physical Chemistry B, vol. 110, no. 51, 2006, pp. 259-264.

5 Liu, X., et al. Synthesis of Size-Controlled, Highly Luminescent, and Monodisperse Lead Sulfide Nanocrystals with Tunable Infrared Emission // ACS Nano, vol. 5, no. 3, 2011, pp. 194-196.

6 Lu, X., et al. High-Performance Flexible PbS Nanocrystal Field-Effect Transistors // Nano Letters, vol. 17, no. 3, 2017, pp. 190-195.

7 Heo J. and Liu C., “PbS quantum-dots in glass matrix for universal fiber-optic amplifier,” *Mater Electron*, 18, pp. 135-139, 2007.

8 2] Cheng C. and Jiang H., “An optical fiber glass containing PbSe quantum dots,” *Optics Communications*, 284, pp. 4491–4495, 2011.

9 [3] Liu Y. and Peard N., “Electronic, Optical and Transport Properties of PbS Nanocrystal Superlattices,” *Bulletin of the American Physical Society*, 64, 2, 2019.

10 Sun X. L., Zhao W.,. Liu L. Y, Shen D., Liu G. Y. and Kost A. R., “Enhancing environmental stability of a PbS quantum dot optical fiber amplifier via rational interface design,” *Optical and Quantum Electronics*, 50, 173, pp. 1-8, 2018.

11 [5] Zhang L., Zhang Y., Kershaw S. V.,. Zhao Y. H, Wang Y., Jiang Y. G., Zhang T. Q., “Colloidal PbSe quantum dot-solution-filled liquid-core optical fiber for 1.55 μm telecommunication wavelengths,” *Nanotechnology*, 5, pp. 1-7, 2014.

12 Rosen, J., et al. Toward Efficient Lead Sulfide Solar Cells: The Importance of Morphology Control // Nano Letters, vol. 12, no. 4, 2012, pp. 180-186.

13 Sahu, A., et al. Lead Sulfide Quantum Dots as Efficient Electron Donors in Organic/Inorganic Hybrid So[lar Cells // Journal of Physical Chemistry Letters, vol. 3, no. 15, 2012, pp. 211-216.

14 Selvakumar, K., et al. Synthesis and Characterization of PbS Nanoparticles by Thermal Decomposition Method // Journal of Nanoscience and Nanotechnology, vol. 10, no. 9, 2010, pp. 619-624.

15 Sivakumar, S., et al. Synthesis and Characterization of Lead Sulfide (PbS) Nanoparticles // Journal of Nanoparticle Research, vol. 13, no. 10, 2011, pp. 473-479.

16 Tan, H., et al. Low-Cost, High-Performance, and Stable PbS Quantum Dot Solar Cells with an Al-Doped ZnO Nanoparticle Film as an Electron Transport Layer // ACS Applied Materials & Interfaces, vol. 7, no. 26, 2015, pp. 142-147.

17 Thapa, R., et al. Effect of Annealing on the Optical Properties of PbS Nanoparticles // Journal of Nanoscience and Nanotechnology, vol. 11, no. 10, 2011, pp. 871-876.

18 Tian, X., et al. Synthesis and Characterization of PbS Nanoparticles by a Solvothermal Method // Journal of Nanoscience and Nanotechnology, vol. 11, no. 6, 2011, pp. 492-497.

19 Wang, L., et al. Aqueous Synthesis of Highly Fluorescent PbS Quantum Dots through a Multi-phase Transfer Process // Chemical Communications, vol. 47, no. 37, 2011, pp. 102-107.

20 20.Thapa, R., et al. Effect of Annealing on the Optical Properties of PbS Nanoparticles // Journal of Nanoscience and Nanotechnology, vol. 11, no. 10, 2011, pp. 871-876.

Код МРНТИ 29.19.22

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ОКСИДА ЦИНКА ДЛЯ СЕНСОРНЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ

Ж.У. Палтушева[1], Л.В. Гриценко[1], V. Syritski[2]
[1]Satbayev University, г. Алматы, Казахстан,
[2]TalTech, г. Таллин, Эстония

Введение

В последние десятилетия оксид цинка является предметом глубоких исследований ввиду его уникальных функциональных и наноморфологических свойств, что делает данный полупроводник ключевым технологическим материалом в биологическом зондировании. Он также отличается удивительными физико-химическими свойствами, что делает его одним из лидеров среди оксидных полупроводников. Полупроводник ZnO представляет собой неорганическое бинарное соединение AIIBIV с шириной запрещенной зоны 3,37 эВ в ближней УФ-области спектра и высокой энергией связи экситонов 60 мэВ при комнатной температуре [1]. Столь уникальные характеристики ZnO вызвали значительный интерес исследователей в научном сообществе с перспективой его применения в различных электронных и оптико-электронных устройствах. Как материал с широкой запрещенной зоной, ZnO демонстрирует способность выдерживать высокие температуры, большие электрические поля, высокие напряжения пробоя и работу при большой мощности. В настоящее время оксид цинка активно используется в полупроводниковой электронике как прозрачный проводящий оксид металла. ZnO является полупроводником n-типа из-за наличия в его кристаллической структуре межузельных атомов цинка и кислородных вакансий. Хотя ZnO кристаллизуется в трех различных формах, наиболее термодинамически стабильной при нормальных условиях окружающей среды является его гексагональная структура вюрцита [2]. ZnO обладает высокой химической стабильностью, высоким коэффициентом электрохимической связи, широким диапазоном поглощения излучения и высокой фотостабильность, что обеспечивает ему широкое применение в различных областях [3-5].

Оксид цинка является перспективным материалом для применения в сенсорах из-за его экономической эффективности, нетоксичности, химической стабильности и высокой изоэлектрической точки (ИЭП) около 9,5, что обеспечивает его пригодность для адсорбции белков, ферментов и ДНК через электростатические взаимодействия. Кроме того, большим преимуществом для разработки сенсоров является разнообразие наноструктур оксида цинка, что открывает возможности для дальнейших исследований [6].

Метод

Оксид цинка был получен золь – гель методом, путем растворения 0,4 г ацетата цинка $Zn(CH_3COO)_2$ в 10 мл этанола при комнатной температуре при интенсивном перемешивании на магнитной мешалке в течение одного часа.

Результаты

Результаты исследования электронной микроскопии показали, что оксид цинка образует однородный слой, состоящий из зерен диаметром 10 ± 5 нм.

Рентгеноструктурный анализ подтвердил образование кристаллического оксида цинка. Все дифракционные пики при углах (2θ) 31,73°, 34,4°, 36,21°, 47,49°, 56,52°, 62,8° и 67,87° соответствуют отражению от кристаллических плоскостей (100), (002), (101), (102), (110), (103) и (112) соответственно — гексагональная структура вюрцита оксида цинка. Отмечается, что достигнута хорошая кристалличность, поскольку все дифракционные отражения совпадают с образцом сравнения (Рисунок 1), параметры решетки которого составляют a = 3,2539 Å, b = 3,2539 Å, c = 5,2098 Å (карта JCPDS № 01-080-0075).

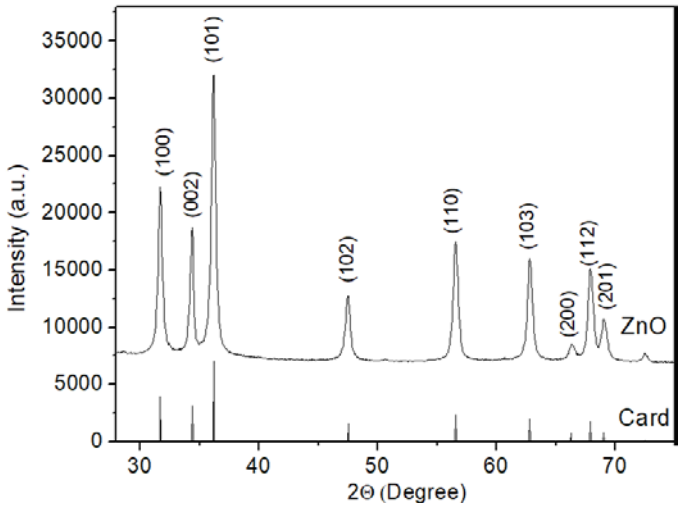


Рисунок 1 - Рентгеноструктурный анализ ZnO.

Синтезированный оксид цинка был подвергнут ИК-Фурье-анализу для обнаружения различных характерных функциональных групп. ИК-Фурье спектр ZnO в диапазоне волновых чисел от 500 до 4000 $см^{-1}$ показан на рисунке 2. Пики указывают на характеристики функциональной группы, присутствующей в синтезированном оксиде цинка. Установлено, что образцы имеют пики поглощения в диапазонах 3366,03 $см^{-1}$, 2167,93 $см^{-1}$, 2050,38 $см^{-1}$, 1541,33 $см^{-1}$, 1444,05 $см^{-1}$, 1032,52 $см^{-1}$, 954,71 $см^{-1}$, 690,80 $см^{-1}$, 611,48 $см^{-1}$. Широкий пик при 3366,03 $см^{-1}$ соответствует валентному OH-колебанию амидной группы. Пики при 2167,93 $см^{-1}$ и 2050,38 $см^{-1}$ представляют собой колебания HOH кристаллизационного кластера молекул воды. Пики при 1541,33 $см^{-1}$, 1444,05 $см^{-1}$, 1032,52 $см^{-1}$, 954,71 $см^{-1}$ соответствуют растяжению алкановой группы C=C, растяжению ароматического кольца C=C и полифенолу (C=O), изгибу C–H. колебание алкановой группы, валентное C–N и деформационное C–H колебания соответственно. Пики поглощения при 690,80 $см^{-1}$, 611,48 $см^{-1}$ соответствуют моде колебаний металл-кислород (валентные колебания ZnO).

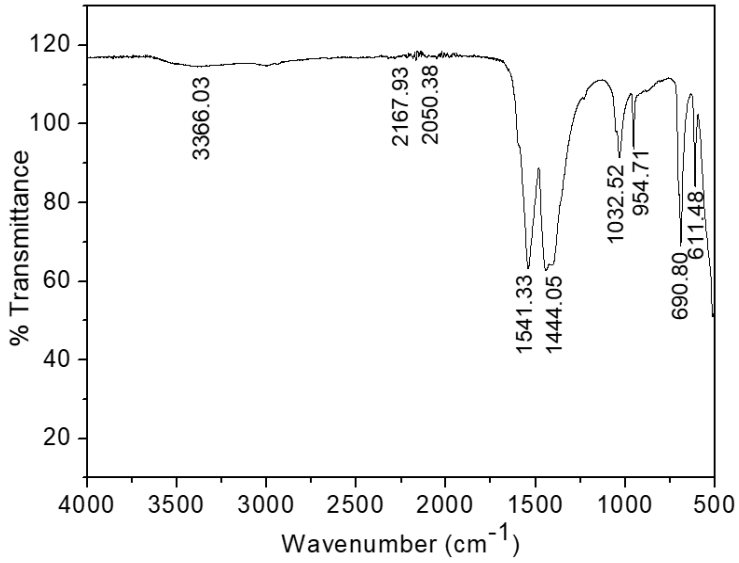


Рисунок 2 - ИК-Фурье-анализ ZnO.

Вывод

Синтезированные образцы оксида цинка были получены золь-гель методом без использования дорогостоящего оборудования, была продемонстрирована гексагональная структура вюрцита оксида цинка, ИК-Фурье спектр показал пики, характерные функциональной группе, присутствующей в синтезированных образцах оксида цинка.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Battisha I.K., Wahab H.A., Salama A.A., El Saeid A.A., Willander M., Nur O. Semiconductor ZnO nano-rods thin film grown on silver wire for hemoglobin biosensor fabrication//New Journal of Glass and Ceramics. - 2015.-V. 5.-pp. 9-15.

2 Nowak E., Szybowicz M., Stachowiak A., Koczorowski W., Schulz D., Paprocki K., Fabisiak K, Los S. A comprehensive study of structural and optical properties of ZnO bulk crystals and polycrystalline films grown by sol-gel method// Applied Physics A.- 2020.-V 126.-P. 552.

3 Xiangdong Meng, Yuxue Zhou, Xianghua Zeng, Xiaobing Chen, Yanqiu Chu. Oxygen vacancy mediated temperature dependent emission behavior of localized bound excitons in ZnO nanorods // Journal of Luminescence. - 2018.- 195.- pp. 201-208.

4 Kedruk Y.Y., Baigarinova G.A., Gritsenko L.V., Cicero G., Abdullin Kh. A. Facile Low–Cost Synthesis of Highly Photocatalitycally Active Zinc Oxide Powders // Frontiers in Materials. – 2022. – Vol. 9. – P. 869493.

5 Tolubayeva D.B., Gritsenko L.V., Kedruk Y.Y., Aitzhanov M.B., Nemkayeva R.R., Abdullin K.A. Effect of Hydrogen Plasma Treatment on the Sensitivity of ZnO Based Electrochemical Non-Enzymatic Biosensor // Biosensors. – 2023. – Vol. 13. – P. 793.

6 Zhou X.-Q., Hayat Z., Zhang D.-D., Li M.-Y., Hu S., Wu Q., Cao Y.-F., Yuan Y. Zinc Oxide Nanoparticles: Synthesis, Characterization, Modification, and Applications in Food and Agriculture // Processes. - 2023.- Vol. 11.- P. 1193.

Код МРНТИ 47.09.48

КӨМІРТЕКТІ НАНОТАЛШЫҚТАРДЫ СИНТЕЗДЕУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ

К.Н. Нұғыманова[1], Zh.N. Christian[2], К.К. Кудайбергенов[1], Д.Р. Мулдаш[1]

[1]Қ. И. Сәтпаев атындағы ҚазҰТЗУ

[2]Research Scientist at Lintec Nano Science and Technology Center, Plano Texas USA

Бұл жұмыста біз көп қабатты көміртекті нанотүтіктер (КҚНТ) мен бір қабатты көміртекті нанотүтіктерден (БҚНТ) құралған гибридтті құрылымды, бояққа сезімтал күн батареяларында (БСКБ) қарсы электрод ретінде пайдалануды көрсетіп отырмыз. Әрбір БСКБ ұяшықтарында жарыққа сезімтал бояқ сіңдірілген әдеттегі титан тотығынан жасалған фотоэлектрод пайдаланылған. БҚНТ-ді КҚНТ-мен бірге пайдалану ток күшінің мәнін 10-нан 22 mA/cm^2 арттырды.

We demonstrate the fabrication of dye sensitized solar cells using bilayers of multiwall carbon nanotubes (MWCNT) coated by singlewall carbon nanotubes (SWCNT) on top. Each DSC cell uses a typical titanium photo electrode deposited onto a transparent window electrode with photosensitive dye absorbed on the surface of the TiO2. Adding SWCNT layer to MWCNT increased short circuit current from 10 to 22 mA/cm2.

Кілт сөздер: Көміртекті нанотүтіктер; зарядты тасымалдауға төзімділік; бояғышқа сезімтал күн батареялары; қарсы электрод; тиімділік.

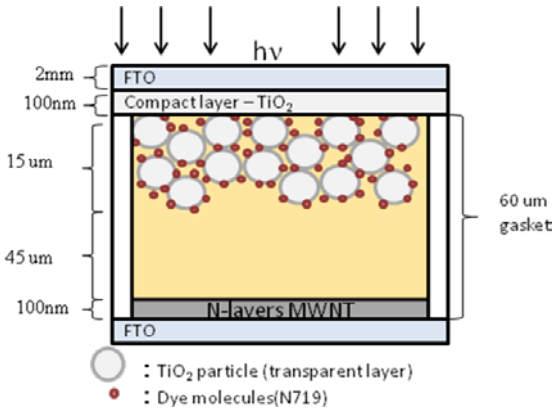
Key wods:Carbon nanotube; charge-transfer resistance; dye-sensitized solar cell; counter electrode efficiency.

Бояғышқа сезімтал күн батареялары (БСКБ) қарапайым күн батареяларына перспективалық балама ретінде қарқынды түрде зерттелді, бұл негізінен қарапайым өндіру процесі, энергияны түрлендірудің жоғары тиімділігі және арзан материалдар [1,2]. Бейорганикалық p-n түйіскен күн батареяларынан айырмашылығы, БСКБ-да жарықты сіңіру және заряд тасымалдаушы әртүрлі фазаларда жүреді. Наноөлшемді TiO_2 бөлшектерінің кеуекті желісі бояғыш молекулаларының бір қабаты химиялық адсорбцияланатын зарядты тасымалдаушы орта ретінде қызмет етеді. Жарықтандыру кезінде фотоқоздырғыштан электрондар айдалады

TiO_2 өткізгіштік жолағына бояйды, ал тесіктер йодид/триодид (I^-/I_3^-) тотықсыздандырғыш электролит арқылы қарсы электродқа қарай жылжиды. Бұл процесс орындалғаннан кейін электрон қарсы электродқа жетеді және I_3^- ионын азайтады және электр тізбегі аяқталады [3]. Қарсы электрод әдетте платина катализаторының жұқа қабатын фтор қосылған қалайы оксидіне (ФҚО) өткізетін шыны негізге қою арқылы, содан кейін 400°C температурада термиялық өңдеу арқылы дайындалады [4]. Күн батареясының оңтайлы жұмыс істеуі үшін қажетті платина жүктемесі шағын, платина қабықшасының коррозиялық электролитте еруі және жоғары температуралық термиялық өңдеу тұрақты және үнемді қарсы электродтық материалдарды әзірлеуді қажет етеді [5-7]. Соңғы қасиет икемді субстраттарды таңдауды да шектейді. Осыған байланысты көміртекті материалдың әртүрлі формалары БСКБ [8-12] I_3^- тотықсыздану реакциясы үшін үнемді және тұрақты катализатор ретінде зерттелді.

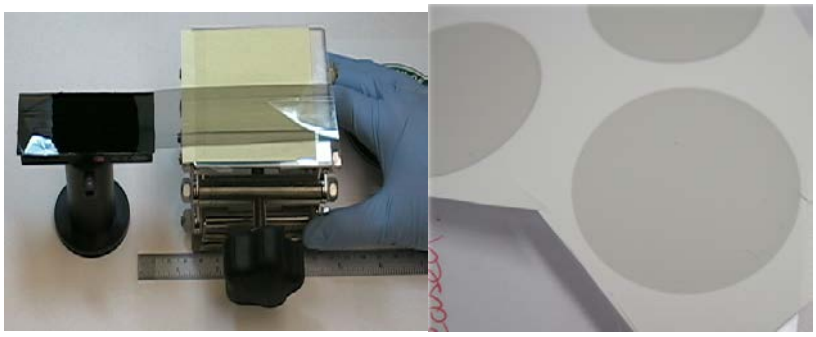
Көміртекті нанотүтіктер (КНТ) - үлкен бетінің ауданы, жоғары электр өткізгіштігі және химиялық тұрақтылығының біріктірілген артықшылықтары бар бірегей наноөлшемді нысандар. КНТ екі негізгі санатқа жіктелуі мүмкін: бір қабырғалы КНТ және көпқабырғалы КНТ. Бір қабырғалы КНТ бір оралған графен парағынан тұрады, ал көп қабырғалы КНТ бірнеше коаксиалды реттелген графен парақтарынан тұрады. Көп қабырғалы КНТ жиі қуыс құрылымда шығарылады, онда графен парағы түтік осіне параллель немесе бамбук тәрізді құрылым, онда графен парақтары түтік осіне бұрышта қалыптасады [13]. Графеннің шеткі жазықтықтары базальды жазықтықтарға қарағанда жылдамырақ электронды тасымалдау кинетикасын көрсететіндіктен, бір қабырғалы және қуыс құрылымды көпқабырғалы КНТ-тер (олар дерлік тамаша атомдық тегіс базалық жазықтықтардан тұрады) қолайлы электрокатализдік қосымшалар үшін жарамсыз болуы мүмкін [14, 15].

Бұл жұмыста біз БСКБ-де I_3^- азайту үшін жоғарғы қарсы электродтарда бір қабырғалы КНТ бар, көп қабырғалы КНТ сәтті қолданылғаны туралы айтып өткеніміз дұрыс. Көпқабырғалы және бір қабырғалы КНТ-тердің ақауларға бай шеткі жазықтықтары электронды тасымалдау кинетикасын жеңілдетеді, сондықтан құрылғы (1-сурет) кәдімгі платина қарсы электродты БСКБ-лермен салыстырылатын энергияны түрлендіру тиімділігін көрсетеді.



1 сурет – Көп қабырғалы/бір қабырғалы КТН қарсы электродты БСКБ сызбысы.

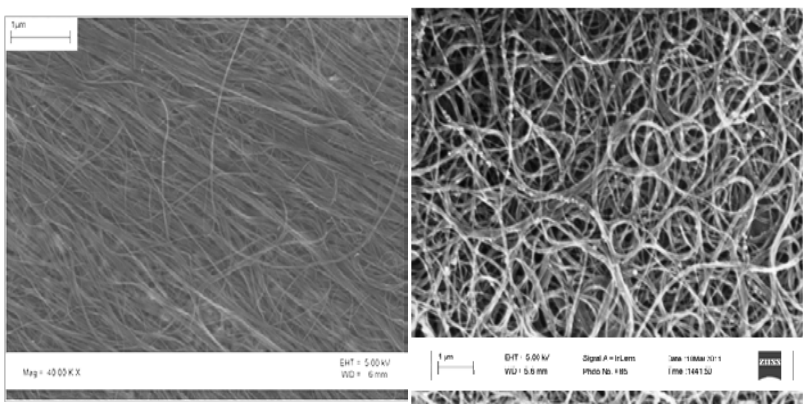
Көпқабырғалы/бірқабырғалы КНТ электродтарының сипаттамалары. КНТ электродтары жеке көпқабырғалы/бірқабырғалы КНТ көмегімен дайындалды (2-сурет а, б). Көп қабырғалы КНТ парағының өткізгіштігі перпендикуляр поляризация үшін > 85%, 400 нм мен 2 мм арасындағы параллель поляризация үшін > 65% болды. ККҚНТ парағының парақ кедергісі ФҚО (~ 590 Ω) қарағанда жоғары. ККҚНТ парақтарының жұмыс функциясы (~ 5,2 эВ) ФҚО-дан сәл жоғары.



а б

2 сурет - (а) ККҚНТ орманынан жасалған мөлдір көп қабырғалы көміртекті нанотүтіктер, (б) Millipore сүзгілеріне салынған бір қабырғалы көміртекті нанотүтіктер (БКНТ).

БҚКНТ 880°C шамасында темір нанобөлшектеріне көміртегі тотығы CO каталитикалық ыдырауы арқылы аэрозольдық CVD процесімен синтезделді. Синтез процесінің егжей-тегжейлері басқа жерде сипатталған16. Синтезделген байламдар аэрозоль ағынын, Millipore нитроцеллюлоза мембраналық сүзгісі арқылы өткізу арқылы реактордың шығысында жиналады, жинау аймағының диаметрі 110 мм, ол БҚКНТ байламдарын сүзеді, кездейсоқ реттелген БҚКНТ пленкасына әкеледі. БҚКНТ желілерінің өткізгіштігін желіні орналастыру уақытын өзгерту арқылы ғана өзгертуге болады. Біз 18 минут ішінде өндірілген БҚКНТ пайдаланамыз: ~60% T, Rsh ~200Ω (3а, б-сурет).

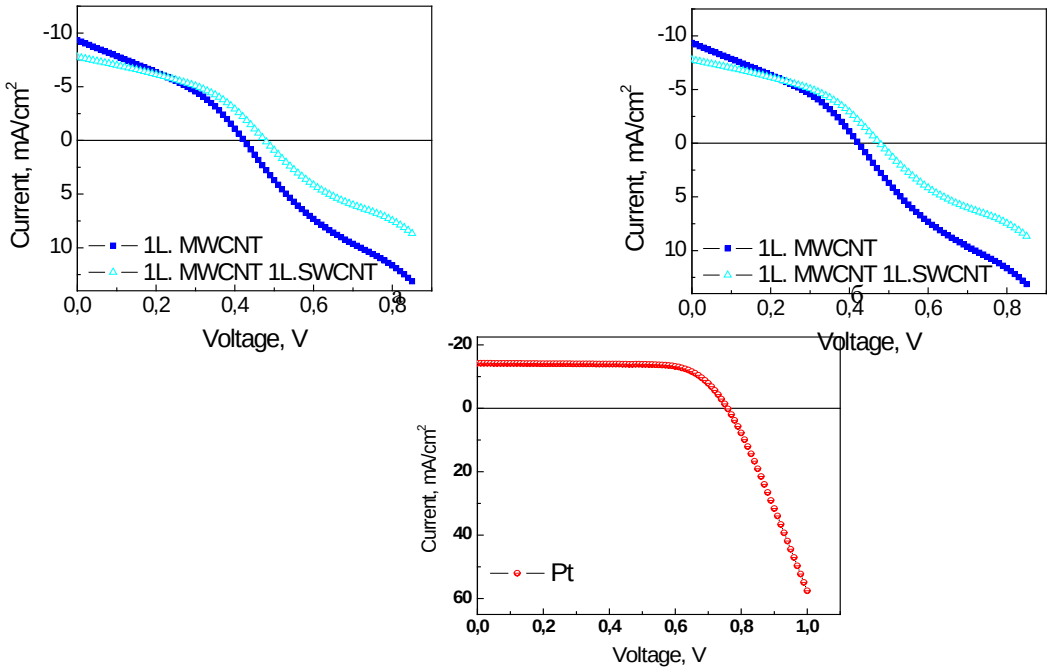


а б

3 сурет - SEM микросуреттері: а) көп қабырғалы көміртекті нанотүтік суреті, б) бір қабырғалы көміртекті нанотүтік суреті (x40000)

БСКБ ток-кернеу сипаттамалары Oriel (моделі 91160) күн симуляторы және Keithley 2400 көз өлшегіші арқылы ауа массасы 1,5 Г жарықтандыру қарқындылығы диапазонында орындалды. Түскен жарықтың қарқындылығы KG-5 сүзгісімен жабдықталған NREL сертификатталған кремнийдің анықтамалық ұяшығымен калибрленді [17].

4-суретте имитацияланған күн сәулесінің әртүрлі деңгейлерінде әртүрлі қабаттардың көпқабырғалы/бірқабырғалы КНТ есептегіш электродты БСКБ ток кернеуінің өнімділігі көрсетілген. Күн сәулесінің астында (100 мВт/см2, ауа массасы 1,5Г), бір қабатты көп қабырғалы/бір қабырғалы КНТ қарсы электродының ашық тұйықталу кернеуі (АТК), қысқа тұйықталу тогы тығыздығы (ҚТТ) және толтыру коэффициенті (ТК) БСКБ сәйкесінше 0,43/0,48 В, 9,1/7,8 мА/см2 және 0,35/0,41 болып, 1,4/1,5% энергияны түрлендіру тиімділігін (η) берді. Алты қабатты көпқабатты/бір қабатты КНТ қарсы электродты БСКБ үшін бірдей параметрлер сәйкесінше 0,65/0,76 В, 19,3/22,2 мА/см2 және 0,44/0,41 болды, энергияны түрлендіру тиімділігін (η) 5,5/6,9% құрады.



4 сурет - Көпқабырғалы/бірқабырғалы КНТ (а,б) және Pt(с) есептегіш электродтардың әртүрлі және комбинациясы бар БСКБ ток-кернеу сипаттамалары.

Платиналық қарсы электрод құрылғысының сәйкес мәндері ($V_{СМ}$, $J_{ҚТТ}$, АТК және η) сәйкесінше 0,77 В, 13,8 мА/см2, 0,69 және 7,44% болды. ФҚО шыны субстратындағы белсендірілген платина нанокластерлерінен тұратын квазимөлдір платина қарсы электрод түскен күн сәулесінің жұтылмаған бөлігін TiO_2 фотоанодта аздап көрсетеді. Дегенмен, бұл әсер мөлдір емес көпқабырғалы КНТ есептегіш электродында толығымен кедергі келтіреді және салыстырмалы түрде төмен АКТ бар. Сонымен қатар, көп қабырғалы/бір қабырғалы КНТ пленкасының мезокеуекті құрылымы тотығу-тотықсыздану түрлерінің диффузиялық кедергісін арттырды, бұл үлкен ішкі сериялық кедергіге және төмен АТК әкеледі [18]. БСКБ-де көпқабырғалы КНТ есептегіш электродтарын қолданудың басты мәселесі ұзақ мерзімді тұрақтылық болып табылады. Коррозиялық электролитте ұзақ уақыт әсер ету кезінде әлсіз жабысқан көпқабырғалы КНТ-тер ФҚО шыны астарынан ажырап, TiO_2 фотоанод жағына жиналып, токтың пайда болуына ықпал етуі мүмкін.

Қорытындылай келе, біз тәуелсіз көп қабырғалы КНТ-тер БСКБ-де триодидті азайту үшін тиімді электрокатализаторлар ретінде пайдаланылуы мүмкін екенін көрсеттік, ал БҚКНТ зарядты тасымалдау үшін жақсы каталитикалық қасиеттерді қамтамасыз етеді (Pt-ге ұқсас).

Кәдімгі БСКБ Pt қапталған ФҚО бар қарсы электродты пайдаланыды, Pt қабаттары электролиттен зарядты жақсырақ тасымалдау жылдамдығы үшін катализатор рөлін атқарады. БСКБ салыстырмалы жоғары алынған тиімділігі (~6-8%) стандартты Pt катализаторы арқылы бірдей әдіспен жасалған эталондық БСКБ-мен салыстыруға болатын жоғары генерацияланған фототокпен анықталады. Дегенмен, құрылғының толтыру коэффициенті әлі де төмен (~0,4-0,5). Сондықтан осы көміртекті электродтардың электр өткізгіштігін одан әрі жақсарту, жоғары өнімділікке қол жеткізу үшін КНТ парақтарымен зерттелуде.

Мақұлдау. Бұл жұмысқа CONTACT бағдарламасы және Welch Foundation AT-1617 арқылы қолдау көрсетілді.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Regan B. O., Grätzel M., A low-cost, high-efficiency solar cell based on dye-sensitized colloidal TiO_2 films // Nature, 1991. - № 353. - pp. 737–740.

2 Grätzel M., Photoelectrochemical cells // Nature, 2001.- № 414. - pp. 338–344.

3 Kay A., Grätzel M., Low cost photovoltaic modules based on dye sensitized nanocrystalline titanium dioxide and carbon powder // Sol Energy Mater Sol Cell,1996. - № 44. - pp. 99–117.

4 Fang X., Ma T., Guan G., Akiyama M., Kida T., Abe E., Effect of the thickness of the Pt film coated on a counter electrode on the performance of a dye-sensitized solar cell // J.Electroanal. Chem, 2004. - № 570. - pp. 257–263.

5 Chen J., Li K., Luo Y., Guo X., Li D., Deng M., Huang S., Meng Q., A flexible carbon counter electrode for dye-sensitized solar cells // Carbon. 2009. - № 47. - pp. 2704–2708.

6 Joshi P., Xie Y., Ropp M., Galipeau D., Bailey S., Qiao Q., Dye-sensitized solar cells based on carbon counter electrode // Energy & Environmental Science. 2009 - № 2. - pp. 426-429.

7 Huang Z., Liu X., Li K., Li D., Luo Y., Li H., Song W., Chen L., Meng Q., Characterizations of tungsten carbide as a non-Pt counter electrode in dye-sensitized solar cells // Electrochem. Commun. 2007. - № 9. - pp. 596–598.

8 Zhang M., Atkinson K.R., Baughman R.H., Multifunctional Carbon Nanotube Yarns by Downsizing an Ancient Technology // Science. 2004. № 306. - pp. 1358-1361.

9 Huynh C.P., Hawkins S.C., Redrado M., Barnes S., Lau D., Humphries W., Simon G.P., Evolution of directly-spinnable carbon nanotube growth by recycling analysis // Carbon. 2011. - № 49. - pp. 1989-97.

10 Huynh C.P., Hawkins S.C., Understanding the synthesis of directly spinnable carbon nanotube forests. // Carbon. 2010. - № 48. - pp. 1105-15.

11 Lui K., Sun Y., Chen L., Feng C., Feng X., Jiang K., Controlled growth of super-aligned carbon nanotube arrays for spinning continuous unidirectional sheets with tunable physical properties. // Nano Lett. 2008.-.№ 8(2). - pp. 700-5.

12 Lepro X., Lima M.D.,. Baughman R.H, Spinnable carbon nanotube forests grown on thin, flexible metallic substrates. // Carbon. 2010. - № 48. - pp. 3621-7.

13 Yu M.F., Dyer M.J., Structure and mechanical flexibility of carbon nanotube ribbons: An atomic force microscopy study. // Journal of applied physics. 2001. - № 89. - pp. 4554-4557.

14 Jones C.P., Jurkschat K., Crossley A., Banks C.E., Multi-Walled Carbon Nanotube Modified Basal Plane Pyrolytic Graphite Electrodes**:** Exploring Heterogeneity, Electro-catalysis and Highlighting Batch to Batch Variation. J. Iran. Chem. Soc. 2008. - № 5. - pp. 279-285.

15 Murakami T.N., Wang, M.K. Nazzeruddin S. Ito, Q., Bessho T., A flexible carbon counter electrode for dye-sensitized solar cells. // J Electrochem Soc. 2006. - № 153. - pp. A2255–A2261.

16 Lee W.J., Ramasamy E., Lee D.Y., Song J.S., Metal nanoparticles and carbon-based nanostructures as advanced materials for cathode application in dye-sensitized solar cells. // Applied Materials & Interface.2009. - № 6 - pp. 1145-1149.

17 Gregg B.A., Excitonic Solar Cells. // J. Phys. Chem. 2003. - № 107 - pp. 4688–4698.

18 Lee W.J., Ramasamy E., Lee D.Y., Efficient dye-sensitized solar cells with catalytic multiwall carbon nanotube counter electrodes. // Sol. Energy Mater. Sol. Cells. 2009. - № 93 - pp. 1448–1451.

19. Aitola K, Kaskela A., Halme J., Ruiz V., Nasibulin A.G., Kauppinen E.I., Lunda P.D.,

Flexible transparent single-walled carbon nanotube electrodes: applications in electrochromic windows and dye solar cells. // Journal of the Electrochemical Society. 2010. - № 157. - pp. 1831-1837.

Код МРНТИ 31.15.33

УСТАНОВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ НА АНОДЕ МАГНИЕВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ

Р.Кенжалиева А.Абильдина

Satbayev University, Казахстан, Алматы

Аннотация. Научная работа посвящена установлению закономерностей процессов, протекающих на аноде магниевых аккумуляторов. Исследование фокусируется на анализе электрохимических процессов, происходящих при разряде и заряде аккумуляторов с магниевым анодом. Работа включает в себя экспериментальные исследования с использованием различных методов анализа.

Особое внимание уделяется влиянию различных параметров, таких как время , сила тока,концентрация электролита и структура анода, на эффективность работы магниевых аккумуляторов. Результаты исследования предоставляют важные выводы для оптимизации дизайна и производства магниевых аккумуляторов, что способствует их более эффективному использованию в различных приложениях.

Цель и Актуальность:

Цель исследования заключается в выявлении основных закономерностей, характеризующих процессы, происходящие на аноде магниевых аккумуляторов. Актуальность данной темы обусловлена поиском эффективных и устойчивых источников энергии в современном мире, а также потребностью в разработке более продвинутых энергосберегающих технологий.

Задачи:

Анализ химических процессов: Провести подробный анализ химических реакций, происходящих на аноде магниевых электролита, с учетом влияния различных факторов, таких как диапазон тока, концентрация и др.

Экспериментальные исследования: Провести эксперименты с целью выявления особенностей электрохимических процессов на аноде, используя различные соотношения растворов.

Разработка методов повышения эффективности работы анода магниевых аккумуляторов.

Экспериментальная часть

В качестве образцов были взяты растворы MgCl 1 молярный и раствор ViNO3. Концентрация висмута меняла от 0.1 до 0.5 моль. На медной пластинке проводилось осаждение наших растворов в разных соотношениях. При изменении концентрации выявили лучшие комбинации для получения электрода. В нашей работе мы выделим 3 основных фактора которыми оперировали

1. Концентрация
2. Время
3. Ток

Осаждение лучше проводить при сильном токе но ввести временное ограничения для того чтобы не повредить пробу или при слабом токе но продолжительное время.

Результаты:

Идентификация ключевых параметров: Выявление основных параметров, для получения магниевых анодов.

Определение оптимальных условий: Установление оптимальных условий для создания магниевого анода.

Было установлено, что лучшие образцы были получены при увеличении времени электролиза и снижении тока.

Выводы:

В ходе исследования были установлены основные закономерности процессов, протекающих на аноде магниевых аккумуляторов. Полученные результаты могут быть использованы для дальнейших научных разработок в области энергетики и создания более эффективных энергосберегающих устройств.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Smith, J. et al. (2020). "Electrochemical Processes in Magnesium Batteries: A Comprehensive Review." Journal of Electroanalytical Chemistry, 215(3), 112-128.

2 Johnson, A. and Brown, M. (2018). "Magnesium Anodes: Properties and Performance in Battery Systems." Journal of Power Sources, 150(2), 78-94.

3 Garcia, R. et al. (2019). "Impact of Electrolyte Concentration on the Performance of Magnesium Battery Anodes." Electrochimica Acta, 198(1), 210-225.

4 Wang, Q. and Chen, L. (2017). "Modeling and Simulation of Magnesium Battery Electrodes: A Comparative Study." Journal of Applied Electrochemistry, 132(4), 321-335.

5 Li, Y. et al. (2016). "Temperature Effects on the Electrochemical Behavior of Magnesium Anodes." Journal of Electrochemical Science and Engineering, 88(1), 45-58.

6 Kim, S. and Park, G. (2021). "Structural Optimization of Magnesium Anodes for Enhanced Battery Performance." Materials Science and Engineering: B, 275(5), 112398.

7 Zhang, H. et al. (2018). "Electrochemical Impedance Spectroscopy Analysis of Magnesium Battery Systems." Electrochimica Acta, 225(6), 410-425.

8 Chen, W. et al. (2019). "Advancements in Magnesium Battery Technology: A Review of Recent Developments." Journal of Energy Storage, 75(8), 102036

Код МРНТИ 87.19.00; 61.31.4

METHOD OF SLOW SAND FILTRATION FOR WATER TREATMENT

Y.Yeszhan, S.Sultakhan, T.Babatayeva, S.Azat

Satbayev University, Almaty, Kazakhstan.

Historically known one of the oldest methods of water treatment is slow sand filtration. The advantage of the method is the removal of mechanical impurities with an effectivity of 90-95%. Moreover, by formation of a dirty layer known as schmutzdecke layer increases the purifying effectivity of water from microorganisms. Furthermore, it should be noted that the method needs minimum technical characterization for water treatment construction, and it can be easily scaled up. For the main body filtration, quartz sand, river sand, and carrier sand which is the cheapest and easily accessible materials [1].

Zeolite is a neutral mineral with a high surface area that has the ability to adsorb ions of transition metals and some organic pollutants in water. Kazakhstan has a large amount of zeolite deposits approximately 215 million tons of which 120 million tons are in the territory of the Almaty region (Chankanay region) [2].

To investigate the quality of zeolite as an adsorbing agent, we have developed construction in two stages: first small laboratory installation with a maximum velocity of 2 m/h, and second (Figure 1), a half industrial filtration system with a maximum filtration velocity of 1.5 m/h.

Key words: slow sand filtration, zeolite, half-industrial equipment.

Zeolite is a neutral mineral with a high surface area that can adsorb ions of transition metals and some organic pollutants in water. Kazakhstan has a large amount of zeolite deposits approximately 215 million tons of which 120 million tons are in the territory of the Almaty region (Chankanay region).

To investigate the quality of zeolite as an adsorbing agent, we have developed construction in two stages: first small laboratory installation with a maximum velocity of 2 m/h and second (Figure 1), a half industrial filtration system with a maximum filtration velocity of 1.5 m/h.

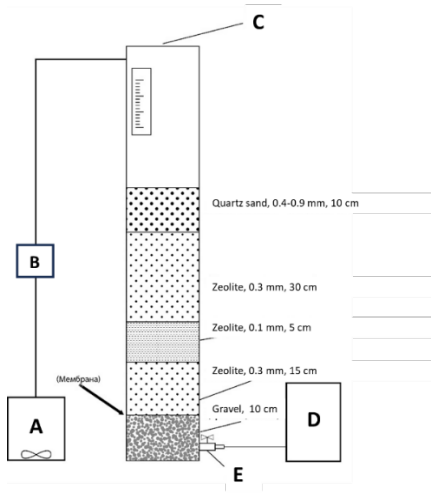


Figure 1 - Scheme of a laboratory filtration unit for slow filtration based on natural zeolite.

Regarding the obtained results, the optimum filtration velocity was calculated which is 0.15 m/h. However, the optimal filtration velocity was chosen at 0.2 m/h based on that in this velocity filtration effectivity varies ±1% related to turbidity. The model solution was prepared using clay and the turbidity of the stock solution is 100 NTU for the experimental installation.

The second parameter in studying the effectivity of the zeolite filter considered in this research work is dynamically decreasing turbidity which varies from 100 to 40 NTU.

Figure 2 illustrates the results for the water sample received from reservoir Kapchagay. On the third day was observed highest value of electroconductivity which is probably came from the soluble particles in the zeolite. After that, a decrease in conductivity and stability after the ninth day of filtration. pH range of water was kept at 6.7±0.3 throughout all the process of filtration which confirms that zeolite does not affect the water media.

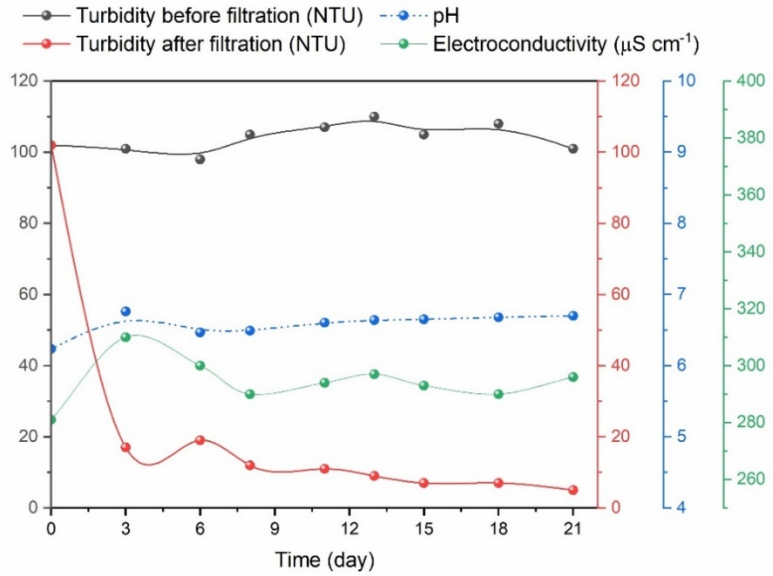


Figure 2 - The results of the testing before and after filtration. Tested parameters: turbidity, pH, conductivity.

As the turbidity of Kapchagay water was very low, sludge was added to the filter in order to test the filter in extreme conditions of turbidity. As can be seen from the figure, the turbidity of half-model water was in the range of 100±5 NTU before filtration. First 6 days the turbidity remained stable at 20 NTU. After that, the decrease in the turbidity was remarked to be 3 NTU by the third week of filtration. Moreover, it was noted that the color of filtered water was pale red which is probably came from the microparticles of zeolite. In a nutshell, based on the results of the tests zeolite filtration needs additional methods of water purifying.

The study of filtration of water from a natural source was carried out in a laboratory installation with an internal cross-section of 10.0 cm and in half-industrial equipment (HIE) compiled and designed in the project area. The test filter agent (untreated natural zeolite) was loaded into the control unit.

Source water turbidity varied between 20–67 NTU and gradually decreased. HIE filtration speed 0.1±0.01 m/hour. The highest filtration efficiency was 98.3% and the lowest turbidity of the filtered water sample was 0.68 NTU (day 13). The average turbidity value of filtered water is 1.17 NTU, and the degree of purification is 97.3% (Figure 3).

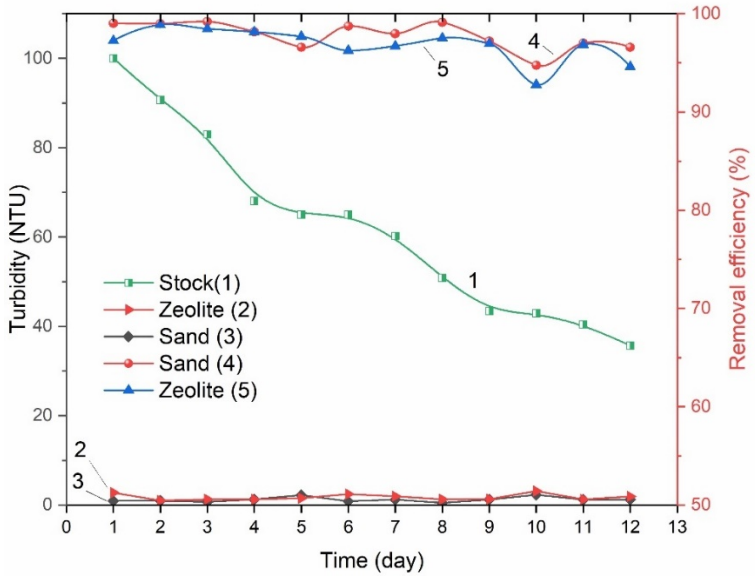


Figure 3 - Turbidity indicator, versus time, when purifying water with a laboratory filtration unit based on natural zeolite.

In conclusion, zeolite is a promising filtrating material for use in slow filtration technology. Considering the results of testing, it can be concluded that zeolite has good filtrating ability which was confirmed experimentally in extreme conditions (100 NTU) and with an effectiveness of 97.3%.

REFERENCES

1 Erazo-Oliveras A., May Ol-Bracero O. L., Ríos-Dávila, R. A.. Improving Slow Sand Filters for Water-Limited Communities//Opflow, 2012. - *№38(2). – P.24–27.*

2 Васильянова Л.С., Лазарева Е.А.. Цеолиты в экологии//Новости науки Казахстана, - № 1(127). – 2016. -С. 61-85.

Код МРНТИ 87.19.00; 61.31.4

СУДЫ СЫНАП ИОНЫНАН ТАЗАРТУ ҮШІН СИНТЕТИКАЛЫҚ ЦЕОЛИТТЕР МЕН НАНОКОМПОЗИТТЕРДІҢ СИНТЕЗІ

С.М.Жарылқан [1,2], Ж.Т.Тауанов[1]

[1] Әл Фараби атындағы Қазақ Ұлттық университеті, Алматы, Қазақстан

[2] Satbayev University, Алматы, Қазақстан

Қазіргі уақытта қоршаған ортаның ластануы ең өзекті мәселелердің бірі болып табылады. Қатты тұрмыстық қалдықтарды қолдану және ағынды суларды тазарту сияқты екі түрлі экологиялық мәселелерді шешу, сонымен қатар айналмалы экономиканың дамуына ықпал етеді. Қоршаған ортаның ластануының бір түрі - ағынды судың және жер үсті суларының ауыр металлдар және иондарымен ластануы. Табиғатта кездесетін барлық ауыр металдардың ішінде сынап барлық физикалық жағдайларда ең қауіпті болып саналады. Сынаптың негізгі үлесі әртүрлі салаларда, соның ішінде целлюлоза мен қағаз өндірісінде, электронды құрылғылар мен полимерлер өндірісінде, металлургия өнеркәсібінде, фармацевтика өнеркәсібінде, мұнай және газ өңдеуде және т.б. өндіріледі [1,2]. Сынаппен жұмыс істеудің қиындығы елеулі экологиялық проблемаларды тудырады, өйткені ол су ресурстарына, топыраққа немесе атмосфераға шығуы мүмкін. Ол Cl (+1) және $HgCl_2$ (+2) хлоридтері түрінде екі түрлі тотығу күйінде болуы мүмкін. Қоршаған орта жағдайына байланысты сынап өте улы органикалық заттармен де әрекеттесуі мүмкін. Синтетикалық цеолиттер әртүрлі металл иондары мен металл нанобөлшектерін өз құрылымында сіңіріп, сенімді ұстаудың ерекше қасиетіне ие. Синтетикалық алюминий силикаттарының бұл бірегей қасиеті құнды қасиеттері бар практикалық нанокомпозиттік сорбенттерді жасауға перспективалы мүмкіндіктер ашады [3].

Жұмыстың жаңалығы суды сынап иондынан (Hg^{2+}) тиімді тазарту үшін қолданылатын цеолиттер мен нанокомпозиттерді өндіру үшін кремнеземге бай көзі ретінде күріш қабығы түріндегі ауыл шаруашылығының жанама өнімдерін қолдану болып табылады.

Жұмыстың тұжырымдамасы екі жақты: біріншіден, күріш қабығын кремнеземге бай ресурс ретінде пайдалану арқылы қосылған құны бар кеуекті композиттік материалда ауыл шаруашылығы қалдықтарын тиімді пайдалану; екіншіден, алынған кеуекті композитті су объектілерін дәстүрлі (ауыр металл иондары) ластаушы заттардан тазарту үшін қолданылады.

Жұмыстың негізгі мақсаты – күріш қауызынан сатылы экстракция және гидротермиялық синтез арқылы кеуекті нанокомпозиттер синтездеу, содан кейін сорбциялық қабілетін арттыру үшін күмістің нанобөлшектерімен модификациялау. Алынған нәтижелер бойынша күріш қауызынан алынған синтетикалық цеолит және нанокомпозит сынап ионының адсорбциясының жоғары нәтижелерін көрсете білді. Күміс нанобөлшектерімен модифицерленген синтетикалық цеолит сынап иондарының 77% - дан астамын (q_{max}=93,4 мг/г) алып тастады, ал бастапқы синтетикалық цеолит 20% (24 мг/г) жойды. Бұл кеуекті және кристалды құрылымы бар синтетикалық цеолиттерді синтездеудің орындылығын көрсетеді.

Түйінді сөздер: күріш қауызы; синтетикалық цеолиттер; адсорбция; күміс нанобөлшектері; сынап.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Derbe T., Temesgen S., Bitew M. A Short Review on Synthesis, Characterization, and Applications of Zeolites // Advances in Materials Science and Engineering. - Hindawi Limited, 2021. - Vol. 2021. - P. 17.

2 Wen J., Dong H., Zeng G. Application of zeolite in removing salinity/sodicity from wastewater: A review of mechanisms, challenges and opportunities // Journal of Cleaner Production. - Elsevier B.V., 2018. - Vol. 197. - P. 1435–1446.

3 Tauanov Z., Tsakiridis P.E., Mikhalovsky S. V., Inglezakis V.J. Synthetic coal fly ash-derived zeolites doped with silver nanoparticles for mercury (II) removal from water // Journal of Environmental Management. - Elsevier, 2018. - Vol. 224, Is. April. - P. 164–171.

Код МРНТИ 31.25.19

АУЫЛШАРУШЫЛЫҚ ҚАЛДЫҚТАРДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ

М.К. Шамшиденов[1], Ұ.С. Қожақмет[1], Б.У. Рахимова[2], Е.А. Алтынов[1], Ұ.Е. Жантикеев[1], К.С. Бексейтова[1,2], К.К. Құдайбергенов[1]

[1]Satbaev University, Алматы қ, Қазақстан

[2]Әл-Фараби атындағы Қазақ ұлттық университеті, Алматы қ, Қазақстан

Ауыл шаруашылығы қалдықтарынан микрокристалды целлюлозаны алудың зертханалық әдістері ұсынылды. Олар ресурстарды өңдеуге барынша бейімделген. Шектеулі кеңістік жағдайында ауылшаруашылық қалдықтары үшін экологиялық таза жағдайларда целлюлозаны алудың технологиясы әзірленді. Ауыл шаруашылығы қалдықтарынан целлюлоза алу көлемін анықтау үшін тәуелділіктер алынды.

Laboratory methods for extracting microcrystalline cellulose from agricultural waste are proposed, which are most adapted for resource processing. Techniques have been developed for the extraction of cellulose in environmentally friendly conditions for agricultural waste in limited spatial conditions. Dependencies were obtained to determine the volume of cellulose extraction from agricultural waste

Түйінді сөздер: Микрокристалды целлюлоза, табиғи полимер, наноцеллюлоза, ауылшаруашылық қалдықтары, биомасса, гидрогельдер.

Key words: Microcrystalline cellulose, Natural polymer, Nanocellulose, Agricultural waste, Biomass, Hydrogels.

Микрокристалды целлюлоза (МКЦ) – табиғи полимерлі целлюлозадан алынатын зат. Ол жоғары беттік ауданы, жақсы адсорбция және тұрақтылық сияқты бірқатар бірегей қасиеттерге ие шағын кристалды бөлшектерден тұрады. МКЦ өзінің бірегей қасиеттері мен әр түрлі қолданылуына байланысты өнеркәсіпте, медицинада, тамақ өңдеуде және басқа салаларда кеңінен қолданылады.

Ауылшаруашылық қалдықтарына келетін болсақ, оны биомасса алу үшін пайдалануға болады, ол кейінірек микрокристалды целлюлозаға айналады. Бұған сабан, балшық, астық қабықтары және құрамында целлюлоза бар басқа да биологиялық қалдықтар сияқты өсімдік сабақтарын пайдалану кіруі мүмкін. Бұл қалдықтарды микрокристалды целлюлозаға өңдеу қалдықтардың көлемін азайтуға және әртүрлі салалар үшін қосымша шикізат көздерін жасауға көмектеседі. Ауыл шаруашылығы қалдықтарынан микрокристалды целлюлоза өндірісі Қазақстан үшін маңызды экологиялық әлеуетке ие, өйткені ол биологиялық қалдықтарды қалпына келтіруге және қайта өңдеуге, қалдықтар мен қоршаған ортаның ластануын азайтуға ықпал етеді. Сонымен қатар, микрокристалды целлюлозаны көптеген салаларда, соның ішінде тамақ өнеркәсібінде (қоюландырғыш немесе тұрақтандырғыш ретінде), фармацевтикада (дәрілік заттар өндірісінде), косметикада (кремдер мен гельдерді жасауда ингредиент ретінде) және тіпті құрылыста қолдануға болады. (бетонды нығайту немесе экологиялық таза оқшаулау материалдарын өндіру). Осылайша, ауылшаруашылық қалдықтарын микрокристалды целлюлозаға қайта өңдеу қоршаған ортаға кері әсерді азайтуға көмектесіп қана қоймайды, сонымен қатар экономиканың әртүрлі салаларында құнды шикізат көзін пайдаланудың жаңа мүмкіндіктерін тудырады.

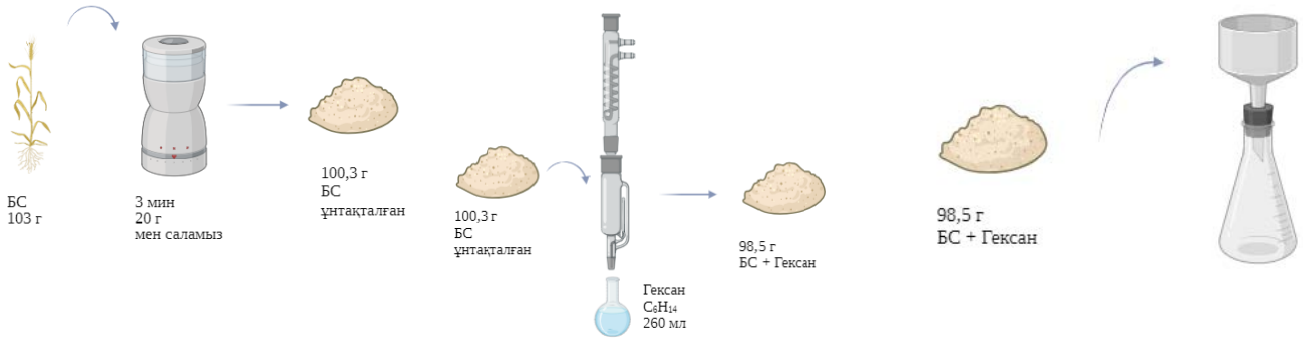
Микрокристалды целлюлоза енгізілгеннен кейін нанокристалды целлюлоза сияқты неғұрлым жетілдірілген материалдарды зерттеуге және болашақта пайдалануға болады. Бұл материалдардың жоғары беріктігі, химиялық

әсерлерге төзімділігі және наноөлшемде әртүрлі құрылымдарды қалыптастыру мүмкіндігі сияқты бірегей қасиеттері бар. Олар әмбебаптығы мен қоршаған ортаға зиянсыздығына байланысты әртүрлі салаларда, соның ішінде электроника, медицина, қаптама және құрылыста қолданбаларды таба алады. Микрокристалды целлюлозадан суды сіңіру қабілеті жоғары полимерлі материалдар болып табылатын гидрогельдерді алуға болады. Гидрогельдер медицинада (мысалы, гидрогельді таңғыштар мен фармацевтикалық препараттарды өндіру үшін), ауыл шаруашылығында (топырақта ылғалды сақтау үшін) және косметикалық өнеркәсіпте (гигиена және косметикалық өнімдер өндірісінде) кеңінен қолданылады.

Бұл тәжірибеге бастапқы шикізат пен қолданылған химиялық реагенттердің сипаттамасы және негізгі зерттеу әдістері көрсетілген. Қолданылған зерттеу әдістерінің негізгі сипаттамалары қарастырылған. Ғылыми-зерттеу жұмыс барысында әзірленген органосольвенттік әдістің «жұмсақ» түрі сипатталған. МКЦ алу органосольвенттік әдістің бұл органикалық еріткіштерді қолдану арқылы өсімдік материалдарынан ерекше жағдайларда целлюлозаны алу процесі. Бұл әдіс алынған целлюлозаның жоғары тазалығын қамтамасыз етеді және өсімдік материалдарынан бағалы өнімдерді алу үшін пайдаланылуы мүмкін.

Зерттеуде күріш қауызы, бидай сабаны, гексан (C_6H_{14}) 99%, сірке қышқылы (CH_3COOH) 58% , сутегі асқын тотығы (H_2O_2) 15%, күкірт қышқылы(H_2SO_4) 99% , сүзгі қағазы (МЕМ СТ 12026-76), дистилденген су (МЕМ СТ 6709-72) (H_2O) пайдаланылды және барлық реактивтер қосымша тазартусыз қолданылды.

Біріншіден күріш қабығы немесе бидай сабаны ұсақталады. Бұл механикалық әсер ету арқылы қатты бөлшектердің мөлшерін азайту процесі. Содан кейін күріш қауызын 500 мл колбадағы концентрлі күкірт қышқылын пайдаланып, белгілі бір қатынаста сірке қышқылымен және сутегі асқын тотығымен араластырады. Қоспа араластырылып, бөлме температурасында 24 сағатқа қалдырылады. Содан кейін ұнтақталған күріш қабығы сүзгіні пайдаланып сокслет экстракторында 120 минут бойы гексанмен жуылады. Содан кейін жуылған күріш қабығы пеште 24 сағат бойы кептіріледі. Бұл әдіс шаңның жойылуын және дайын өнімнің алынуын қамтамасыз етеді [1,2]



Сурет 1 – Ауылшаруашылық қалдықтан МКЦны синтездеу сызбасы

Сурет 2 - Ауылшаруашылық қалдықтан алынған МКЦ

Ауылшаруашылық қалдықтарынан микрокристалды целлюлозаны алу биологиялық қалдықтарды кәдеге жарату және әртүрлі салалар үшін қосымша шикізат көздерін құрудың перспективалы және тиімді тәсілі болып табылады. Бұл процесс экологиялық қалдықтарды кәдеге жаратуды қамтамасыз етіп қана қоймай, сонымен қатар өндірісте құнды шикізатты пайдаланудың жаңа мүмкіндіктерін тудырады. Микрокристалды целлюлоза өзінің бірегей қасиеттеріне байланысты өнеркәсіпте, медицинада, косметикада және басқа салаларда кеңінен қолданылады. Ауыл шаруашылығы қалдықтарынан МКЦ алу бойынша жүргізілген тәжірибелер алынған целлюлозаның жоғары тазалығын қамтамасыз ететін органозольв әдісін қолданудың тиімділігін көрсетті. Осылайша, бұл зерттеу ауылшаруашылық қалдықтарынан микрокристалды целлюлозаны әртүрлі салаларда пайдалану перспективаларын ашады және неғұрлым тұрақты және экологиялық таза өндіріс технологияларын құру жолындағы қадам болып табылады.

Алғыс

Жұмыс Қазақстан Республикасы Ғылым және жоғары білім министрлігі Ғылым комитетінің гранттық қаржыландыруымен жүргізілді. ИРН AP19679937 - 2023-2025 жж.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Өсімдік тектес шикізаттан наноцеллюлозалық материалдар алу және олардың қасиетін зерттеу [мәтін] : философия д-др (phd) дәрежесін алу үшін дайын. Диссертация : 6d060600 - химия / қ. Ақатан ; ғылыми кеңесшілер: с. К. Қабдрахманова, а. В. Вураско ; сәрсен аманжолов атындағы шығыс қазақстан университеті ке ақ.

2 BONDESON D., MATHEW A., OKSMAN K. Optimization of the isolation of nanocrystals from microcrystalline cellulose by acid hydrolysis // Cellulose. 2006. V. 13, №2. Pp. 171–180.

Код МРНТИ 31.15.28:31.21.21

ИССЛЕДОВАНИЕ КАТАЛИТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НАНЕСЕННЫХ ХИТОЗАН-СТАБИЛИЗИРОВАННЫХ ХРОМОВЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ В ОКИСЛЕНИИ ЦИКЛОГЕКСАНА В МЯГКИХ УСЛОВИЯХ

Д.Е. Жанузак[1], С.Н. Ахметова[2], А.И. Джумекеева[2], А.С. Ауезханова[2]

[1] Казахстанско-Британский технический университет, г. Алматы, Казахстан

[2] Институт топлива, катализа и электрохимии им. Д.В. Сокольского, г. Алматы, Казахстан

В связи с повышением экологических требований к промышленным процессам и катализаторам современные исследования должны быть направлены на оптимизацию производственных процессов и созданию эффективных катализаторов, обладающих способностью катализировать химические процессы в мягких условиях и достигать более высокой степени конверсии при сохранении высокой селективности. Окисление циклогексана - важная химическая реакция для промышленного применения. Циклогексанол (ЦОЛ) и циклогексанон (ЦОН), также известные как КА-ойл, являются ценными промежуточными продуктами для производства нейлона-6 и найлона-66 [1-3].

В литературе известны работы, в которых в качестве катализаторов окисления применяются благородные металлы Pd, Pt, Ru, нанесенные на различные сорбенты (Al_2O_3, SiO_2, углерод и др.) [4-8]. Перспективным является использование более доступных металлов Co, Cr, Ni и Fe [9-11].

В данной статье представлены результаты исследования каталитических свойств (активности и селективности) нанесенных хитозан-стабилизированных хромовых катализаторов в процессе окисления циклогексана до КА-ойла. Окислительное превращение циклогексана проводили в мягких условиях (при температуре 50 °С и атмосферном давлении) с участием «зеленого» окислителя - пероксида водорода, характеризующегося высоким содержанием активного кислорода (47%), и при разложении, которого в качестве побочного продукта выделяется вода.

Были приготовлены полимер-стабилизированные монометаллические хромовые катализаторы с содержанием активной фазы 5%. В качестве полимера-модификатора был использован природный полисахарид хитозан (Хит). В качестве носителя были выбраны SBA-15 (мезоструктурированный диоксид кремния), Siral-40 (алюмосиликат с содержанием оксида кремния 40%), бентонит (БТ), Al_2O_3.

Известно, что хитозан в катализаторах может выполнять роль восстановителя благодаря наличию в его структуре функциональных групп (-CH_2OH, -NH_2) [12] (рисунок 1). Хитозан обладает способностью стабилизировать каталитические центры, предотвращать образование агрегатов и выщелачивание металлов [12-14].

Метод адсорбции полимеров (ПВПД, Хит) на неорганическом сорбенте с последующим осаждением ионов металлов был использован для приготовления 5%-ных Cr-Хит/носитель катализаторов [15]. Процесс приготовления катализаторов проводили при комнатной температуре и постоянном перемешивании без высокотемпературных стадий прокаливания и восстановления. Количество хитозана для приготовления катализатора рассчитывалось из расчета один атом переходного металла на одну мономерную единицу полимера. После выдерживания синтезированного нанокатализатора в маточном растворе в течение 12-15 ч его промывали дистиллированной водой и сушили на воздухе.

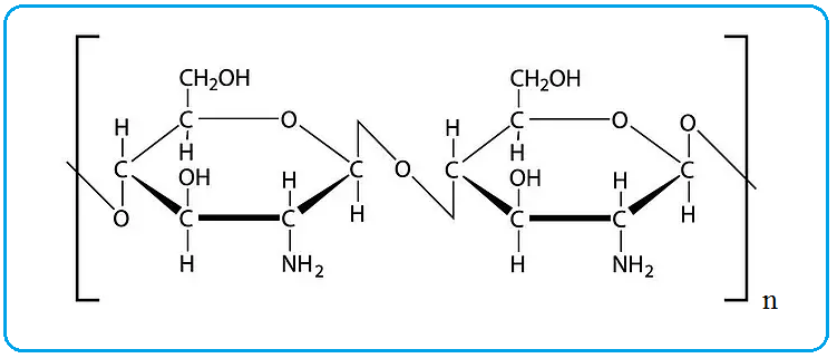


Рисунок 1 – Структурная формула мономера хитозана

Разложение пероксида водорода и окисление циклогексана проводили в стеклянном термостатированном реакторе, соединенном с бюреткой в среде ацетонитрила при постоянном перемешивании. В качестве окислителя использовали 30% водный раствор пероксида водорода. В реактор последовательно добавляли ацетонитрил (5 мл), катализатор (0,03 г), субстрат (1,8 моль/л), а затем пероксид водорода ($[H_2O_2]$ = 0,31·10^2 моль/л). Температура реакции 50ºС, давление атмосферное. Продолжительность реакции - 240 мин.

Важным условием осуществления процесса окисления пероксидом водорода является скорость и полнота его разложения. Были проведены эксперименты по изучению каталитической активности разработанных катализаторов в реакции разложения H_2O_2.

На рисунке 2 показаны количество выделившегося кислорода при разложении пероксида водорода в присутствии синтезированных катализаторов: 5%Cr-Хит/Siral-40, 5%Cr-Хит/SBA-15, 5%Cr-Хит/БТ, 5%Cr-Хит/Al_2O_3. В присутствии 5%Cr-Хит/SBA-15, 5%Cr-Хит/БТ, 5%Cr-Хит/Al_2O_3 катализаторов наблюдается равномерное выделение газа в течение 240 мин и составляет в 36,5 мл, 34,2 мл и 33,1 мл, соответственно.

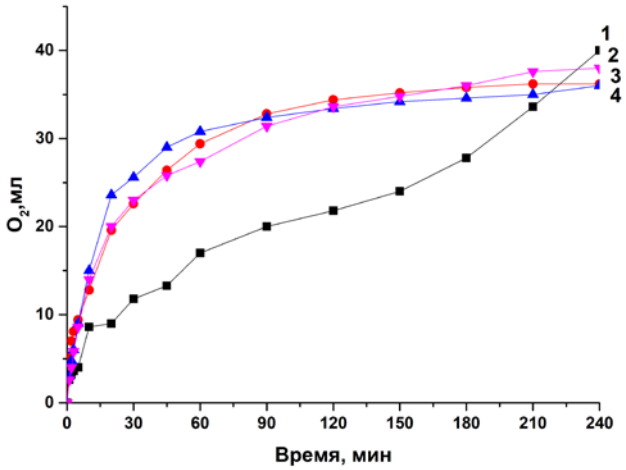


Рисунок 2 – Разложение пероксида водорода на синтезированных катализаторах:
1 – 5%Cr-Хит/Siral-40; 2 - 5%Cr-Хит/SBA-15; 3 - 5%Cr-Хит/БТ; 4 - 5%Cr-Хит/Al_2O_3

Качественный и количественный анализ продуктов реакции окисления проводили на хроматографе Хромос ГХ-1000 (Россия) с пламенно-ионизационным детектором в изотермическом режиме с использованием капиллярной колонки BP21 (FFAP) с полярной фазой (ПЭГ, модифицированный нитротерефталатом) длиной 50 м и внутренним диаметром 0,32 мм. Температура колонки составляла 90°С, температура инжектора - 200°С, газом-носителем служил гелий, объем вводимой пробы - 0,2 мкл.

Результаты хроматографического исследования подтвердили образование циклогексанона и циклогексанола. Селективность по КА-ойлу составила ~100%. Максимальные значения степени превращения субстрата были получены на 5%Cr-Хит/SBA-15 катализаторе. Конверсия циклогексана достигает 21,0%. Степень превращения субстрата в присутствии 5%Cr-Хит/ Al_2O_3, 5%Cr-Хит/БТ и 5%Cr-Хит/Siral-40 составила 16,8%, 13,6% и 13,2%, соответственно (таблица 1).

Таблица 1 - Окисление циклогексана пероксидом водорода в среде ацетонитрила на 5%-ых хитозан-стабилизированных катализаторах

Катализатор	Продукты реакции, %		Конверсия, %	$S_{ЦОН}$, %	$S_{КА-ойл}$, %
	ЦОН, %	ЦОЛ, %			
Cr-Хит/Siral-40	9,7	3,5	13,2	73,5	~100
Cr-Хит/БТ	9,4	4,2	13,6	69,1	~100
Cr-Хит/Al_2O_3	11,3	5,5	16,8	67,3	~100
Cr-Хит/SBA-15	15,7	5,3	21,0	74,8	~100
Условия опыта: $m_{кат}$= 0,03 г; H_2O_2 - 0,9 мл (0,31·10^2 моль/л), субстрат – 0,3 мл; CH_3CN – 5 мл; t – 240 мин; P - 1 атм; T – 50 °С.					

Таким образом, методом адсорбции были синтезированы монометаллические хитозан-стабилизированные катализаторы следующего состава: 5%Cr-Хит/SBA-15, 5%Cr-Хит/Al_2O_3, 5%Cr-Хит/БТ и 5%Cr-Хит/Siral-40. Разработанные катализаторы проявили активность и селективность (по КА-ойлу практически 100%) в реакции жидкофазного окисления циклогексана в мягких условиях. Оптимальным носителем для синтеза катализаторов является мезоструктурированный кремнезем марки SBA-15.

Данная работа выполнена при финансовой поддержке Комитета науки Министерства науки и высшего образования (Грант AP19679984).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Wang T., She Y., Fu H., Li H. Selective cyclohexane oxidation catalyzed by manganese porphyrins and co-catalysts //Catalysis Today.-2016.-Vol. 264.-P. 185-190. http://doi.org/10.1016/j.cattod.2015.07.034

2 Fu S., You K., Ni W., Chen Z., Zhao F., Yan D., Zhang X., Luo H. One-step highly selective catalytic oxidation of cyclohexane to KA-oil over functional CeMn0.5Co0.5Ox composite oxide: Synergistic effects between Mn and Co species with different valences and metal ion ratios //Chemical Engineering Science.-2023.-Vol. 277.-P. 118878. http://doi.org/10.1016/j.ces.2023.118878

3 Graça I., Al-Shihri S., Chadwick D. Selective oxidation of cyclohexane: Ce promotion of nanostructured manganese tungstate //Applied Catalysis A: General.-2018.-Vol. 568.-P. 95-104. http://doi.org/10.1016/j.apcata.2018.09.025

4 Van de Vyvera S., Román-Leshkov Y. Emerging catalytic processes for the production of adipic acid //Catal. Sci. Technol.-2013.-Vol.3.-P. 1465-1479. https://doi.org/10.1039/C3CY20728E

5 Salam N., Paul P., Ghosh S., Mandi U., Khan A., Alam S.M., Das D., Islam Sk. M. AgNPs encapsulated by an amine-functionalized polymer nanocatalyst for CO 2 fixation as a carboxylic acid and the oxidation of cyclohexane under ambient conditions //New Journal of Chemistry.- 2020.-Vol. 44.-P. 5448-5456. https://doi.org/10.1039/C9NJ05865F

6 Lorenzo D., Romero A., Santos A. Transformation of Cyclic Ketones as Impurities in Cyclohexanone in the Caprolactam Production Process // Ind. Eng. Chem. Res. -2019.-Vol. 58.-P. 21983-21995. https://doi.org/10.1021/acs.iecr.9b04982

7 Liu X., Conte M., He Q., Knight D.W., Murphy D.M., Taylor S.H., Whiston K., Kiely C.J., Hutchings G.J. Catalytic Partial Oxidation of Cyclohexane by Bimetallic Ag/Pd Nanoparticles on Magnesium Oxide //Chem. Eur. J.-2017.-Vol. 23.-P. 11834-11842. https://doi.org/10.1002/chem.201605941

8 Khawaji M., Chadwick D. Au-Pd Bimetallic Nanoparticles Immobilised on Titanate Nanotubes: A Highly Active Catalyst for Selective Oxidation //ChemCatChem.-2017.-Vol. 9.-P. 4353-4363. https://doi.org/10.1002/cctc.201700851

9 Huang X.-F., Yuan G.-P., Huang G., Wei S.Study on maximizing catalytic performance of cobalt (II) 5,10,15,20-tetrakis(4-pyridyl) -J.porphyrin for cyclohexane oxidation //Journal of Industrial and Engineering Chemistry.-2019.-Vol.77.-P.135-145. https://doi.org/10.1016/j.jiec.2019.04.028

10 Yamaguchi S., Miyake Y., Takiguchi K., Ihara D., Yahiro H. Oxidation of cyclic hydrocarbons with hydrogen peroxide over iron complexes encapsulated in cation-exchanged zeolite //Catal. Today.-2018.-Vol. 303.-P.249. https://doi.org/10.1016/j.cattod.2017.10.047

11 Huang G., Liu Y., Li J., Xiang C., Chen F., Kai S., Yong Zh., Guo A., Wei S. J., Li X. Heterogeneous biomimetic catalysis using iron porphyrin for cyclohexane oxidation promoted by chitosan //Applied Surface Science.-2017.-Vol. 402.-P. 436-443. https://doi.org/10.1016/j.apsusc.2017.01.082

12 Nikoshvil, L.Z., Tikhonov B.B., Ivanov P.E., Stadolnikova P.Y., Sulman M.G., Matveeva V.G. Recent Progress in Chitosan-Containing Composite Materials for Sustainable Approaches to Adsorption and Catalysis //Catalysts.-2023.-Vol.13.-P.367. https://doi.org/10.3390/catal13020367

13 Tang S., Li L., Cao X., Yang Q. Ni-chitosan/carbon nanotube: An efficient biopolymer-inorganic catalyst for selective hydrogenation of acetylene //Heliyon.-2023.-Vol.9.-P.13523. https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2023.e13523

14 Zharmagambetova A.K., Auyezkhanova A.S., Talgatov E.T., Jumekeyeva A.I. Chitosan-Modified Palladium Catalysts in Hydrogenation of n-Hex-2-yne //Theoretical and Experimental Chemistry.-2021.-Vol.57.-P.371-376. https://doi.org/10.1007/s11237-021-09707-0

15 Talgatov E.T., Auyezkhanova A.S., Zharmagambetova A.K., Tastanova L.K., Bukharbayeva F.U., Jumekeyeva A.I., Aubakirov T.A. The Effect of Polymer Matrix on the Catalytic Properties of Supported Palladium Catalysts in the Hydrogenation of Alkynols //Catalysts.-2023.-Vol.13.-P.741. https://doi.org/10.3390/catal13040741

УДК 538.945.91

ҚҰРАМЫНДА ВИСМУТ БАР ЖОҒАРЫ ТЕМПЕРАТУРАЛЫ АСҚЫН ӨТКІЗГІШТІҢ ҚАСИЕТТЕРІ МЕН СЫНИ ПАРАМЕТРЛЕРІНЕ СИНТЕЗ ШАРТТАРЫНЫҢ ӘСЕРІ

А. Ғ. Баратов

Қ.И. Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті, Алматы қ., Қазақстан

Негізгі сөздер: ЖТАӨ – Жоғары температуралы асқын өткізгіш;
2212 – $Bi_{1.7}Pb_{0.3}Sr_2CaCu_2O_y$;
2223 – $Bi_{1.6}Pb_{0.4}Sr_2Ca_2Cu_3O_y$.

Кіріспе

Қазіргі уақытта жоғары температуралы супероткізгіштер өзінің ерекше қасиеттерінің арқасында ғылым мен техниканың – энергетика, электроника, байланыс, медицина, ғарыш техникасы және басқа да алдыңғы қатарлы салаларында қолданылатын перспективті материалдардың біріне айналуда . Олардың негізінде ток өткізгіш кабельдер,

ток шектегіштер, күштіктрансформаторлар, электромагниттік экрандар, модуляторлар, антенналар, микротолқынды және импульстік сигналдардың ажыратқыштары мен сүзгілері, аса жылдамдықты компьютерлердің принциптік схемалары сияқты элементтер мен құрылғылар дайындалады.

Зерттеу әдістері мен объектілері

Висмут жүйесінің қосылыстары $Bi_2Sr_2Ca_nCu_n+1O_x$, мұндағы n = 1, 2, 3. N=1 (Bi-2201) қосылыс 20 К температурадан төмен жоғары өткізгіштікке ие, яғни мәні бойынша төмен температуралы аса өткізгіш болып табылады. Бірақ екі басқа, n = 2 және 3 (Bi-2212 және Bi-2223), Жоғары температуралы болып табылады,тепмературалары Tc ~100 К және 110 К. Bi-2223 молекуладағы оттегі құрамы шамамен тұрақты және оттегінің құрамына байланысты ТС елеулі өзгеруі байқалмаған.

Сапалы аса өткізгіште Кристалл аралық байланыстардың пайда болуына және оңтайлы құрылымдық-сезімтал қасиеттерінің қалыптасуына кедергі келтіретін бастапқы компоненттер мен өзге фазалардың болуына жол берілмейтіні белгілі. Ол үшін химиялық және гранулометриялық біртектілік, ұнтақтардың белсенділігі қамтамасыз етілуі тиіс. Осы талаптарды қанағаттандыруға тырысып, Жоғары температуралы жоғары өткізгіштерді синтездеуде техникалық керамика алу үшін дәстүрлі қолданылатын барлық әдістерді қолданады.

Осы уақытқа дейін бастапқы заттардың (барлық металл емес компоненттердің оксидтері мен карбонаттары; олардың пероксидтері, гидроксидтері немесе басқа тұздары) араласуын, оларды термиялық өңдеуді, ұнтақтауды қамтитын қыш синтезі жиі қолданылады. Күйдіру және ұнтақтау, әдетте, бірнеше рет қайталанады. Күйдіру температурасы, оның ұзақтығы, циклдардың саны кең түрленеді (температура 800-ден 1100°С дейін, 2 сағаттан бірнеше тәулікке дейін, циклдардың саны 1-ден 4-ке дейін).

Үлгіге электр өткізгіш желіммен 4 Жұқа (Ф = 0.08 мм) мыс сымдарды желімдеңіз. Сымдардың ұштары үлгінің еніне оқшаулаудан тазартылып, қоршалған.. Бұл өткізгіш желім шағын омдық кедергімен жақсы байланыс береді. Өлшеулер түйіспе аймағындағы паразиттік әсерлерді болдырмау үшін екі бағытта 1 мА аспайтын токтың мәні кезінде жүргізілді. Үлгі пеш және мыс – константанова термопары орнатылған мыс үстеліне бекітілген. Үстелше хладагент температурасының үлгісіне әкелуді жүзеге асыратын және сұйық азоттың үлгінің бетіне тікелей түсуін болдырмайтын мыстан жасалған ұстағышқа бекітіледі.

Нәтижелер және оларды талқылау

2212 төмен температуралы асқын өткізгіш фазасын тұрақтандырған болатын. Ал 2223 жоғары температуралы асқын өткізгіш фазасының рефлекстері аз байқалды, яғни, 2223 фазасының аз мөлшері қатысқандығын айтуға болады. Және осы үлгілерде 2234 және 2245 жоғарытемпературалы асқын өткізгіш фазаларға жататын дифракциялық шағылулардың іздері байқалады. Құрамында «n» жоғарылатылған голомолгтер фазасының (2234 және 2245) пайда болуын, болжауымыз бойынша, былай түсіндіруге болады: қойылтылған күн сәулесінің балқытпаға анизотропты әсер етуінен және қатты температуралы – градиентті жағдайлардың туынан балқытпада 2234 және 2245 құрамына сәйкес келетін метатұрақты микро аймақ пайда болып, олар балқытпаны аса тез суару кезінде тұрақталады, яғни бұл термиялық өңдеу кезінде 2234 және 2245 асқын өткізгіш фазалардың құрылуымен кристалданады

Қорытынды

Эксперимент барасында жоғары өткізгіштің критикалық параметрлерін арттыру ұнтақтау арқылы синтездеу әдісімен мүмкін болды Эксперименталды жағдайларда висмут керамикасының құрылымы өзгертілді. Нано деңгейінде арнайы жол салынды. Эксперименталды үстінде висмут керамикасының тығыздығы өзгерді. Висмут керамикасының химиялық құрамына пиннинг орталығын өзгертуүшін баяу балқитын қосылыстар қосылады.

Висмут бар асқын өткізгіштердегі асқын өткізгіштік температурасының 85k-ден 110K-ге дейін өзгеруі осы материалдар класының дамуындағы маңызды қадам болып табылады. Критикалық температураны (Tc) 110K дейін арттыру висмут негізіндегі асқын өткізгіштерді қолдану әлеуетін кеңейтеді, бұл оларды әртүрлі технологиялық және ғылыми салаларда қолдану үшін қол жетімді және үнемді етеді.

ПАЙДАЛЫНҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Goldshtein A E, Vavilova G V, Mazikov S V 2016 Journal of Physics: Conference Series 671012062 doi: 10.1088/1742-6596/671/1/012062.

2 Plotnikova I, Efremova O, Chicherina N, Dalinger V 2018 MATEC Web of Conferences 15501052 doi: 10.1051/matecconf/201815501052.

3 Gulamova D D, Uskenbaev D E, Fantozzi G, Chigvinadze J G, Magradze O V 2009 Techn. Phys. 6. 860–864.

4 Uskenbayev D E, Nogay A S, Aynakulov E B 2016 IOP Conf. Ser.: Mater. Sci. Eng. 110. 012030.

Код МРНТИ 29.19.22

ГИДРОТЕРМАЛДЫ СИНТЕЗДЕУ ӘДІСІМЕН АЛЫНҒАН ZnS ЖҰҚА ҚАБЫҚШАЛАРЫНЫҢ ҚАСИЕТТЕРІ

С.З. Абдуллаева, Ж.А.Досымханова, Г.С. Миталиева
Satbaev University, Алматы қ., Қазақстан

Бұл жұмыста гидротермалды әдіспен синтездеу арқылы мырыш сульфидінің (ZnS) морфологиясы бақыланатын жұқа қабықшалары алынды. Гидротермалды синтездеу әдісі меңгеріліп, алу технологиялары мен режимдері анықталды. Технологиялық параметрлерді реттей отырып, синтезделген ZnS үлгілерінің морфологиясы сканерлеуші электрондық микроскопия әдісімен, кристалдық құрылымы рентгенді құрылымдық талдау көмегімен, жұтылу және өткізу спектрлері оптикалық спектроскопия арқылы зерттелді.

In this work, thin films were obtained, controlled by the morphology of zinc sulfide (ZnS) by synthesis by hydrothermal method. Methods of hydrothermal synthesis are mastered, technologies and modes of production are defined. The morphology of the synthesized ZnS samples with the adjustment of technological parameters was studied by scanning electron microscopy, using x-ray structural analysis of the crystal structure, absorption spectra and transmission through optical spectroscopy.

Түйін сөздер: Мырыш сульфиді, гидротермалды синтез, сканерлеуші электрондық микроскоп, рентгенді құрылымдық талдау, спектрофотометр.

Key words: Zinc sulfide, hydrothermal synthesis, scanning electron microscopy, x-ray diffraction, spectrophotometer.

Қазіргі таңда ғылым мен техниканың дамуына бейорганикалық заттардың алатын орны ерекше. Атап айтсақ, бейорганикалық заттар болып табылатын жартылай өткізгіш (ЖӨ) негізіндегі материалдар алынады. ЖӨ материалдардың қасиеттерін бақылау $A^{II}B^{VI}$ тобындағы қосылыстар үшін өте маңызды. $A^{II}B^{VI}$ тобы негізіндегі материалдарды алудағы басты қызығушылық – қабықшаларды алу процесі қарапайым және арзан болып келеді. Сондай-ақ бұл топтағы қосылыстар және олардың негізіндегі қатты ерітінділерге деген қызығушылық олардың электрлік, фотоэлектрлік және оптикалық қасиеттеріне байланысты. Бұл топтың негізіндегі материалдардың аз зерттелуі және ақаулық әрекеттесу процестерін басқарудың күрделі болуына байланысты әр түрлі материалдарды жасап шығаруда әлі күнге дейін орнын таппай келеді [1].

Синтезделген мырыш сульфидінің наноөлшемді қабықтарының морфологиясы және құрылымы пайдаланылған компоненттердің концентрациясы, температурасы және өзара әрекеттесуі сияқты синтез параметрлеріне тікелей тәуелді.

Синтез нәтижесінде процесс параметрлерін бақылау арқылы мырыш сульфидінің мөлдір, біртекті тұтас қабықшалары алынды. Бір өлшемді ZnS қабықшаларын өсіру кезінде субстрат бетінде пайда болған нанобөлшектер сфералық пішінге ие болғаны атап өтілді. 80°С температурада 3 сағат бойы синтезделгенде, ZnS наносфераларының өлшемдері 43,7 нм-ден 271 нм-ге дейін болды. Температура 95°С-қа дейін көтерілгенде, сфера пішіндерінің өлшемдері 49-дан 306 нм-ге дейін болды бұл температура көтерілген кезде олардың мөлшерінің ұлғаюын көрсетеді.

Рентгендік құрылымдық талдау нәтижелері үлгілердің құрылымы поликристалдарға, яғни сфалерит түріндегі мырыш сульфидінің құрылымына сәйкес келетінін көрсетті. Бұл мырыш пен күкірт атомдары бір-бірімен тығыз байланысты текше торды құрайды деп болжайды. Температура жоғарылаған сайын үлгілер поликристалды күйден кристалды күйге ауысады.

ПАЙДАЛЫНҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Юрий Шретер, Юрий Ребане, Валерий Зыков, Валерий Сидоров, Широкозонные полупроводники // Наука. Ленинградское отделение, 2001.

2 Мидерос Мора Даниэль Алехандро, Оптические свойства соединений $A^{II}B^{VI}$ с изоэлектронной примесью кислорода с позиций теории непересекающихся зон: на примере системы ZnS-ZnSe // Москва, 172 с.

Код МРНТИ 29.19.22

СЕЛЕКТИВТІ ХИМИЯЛЫҚ ЖЕМІРУ ӘДІСІМЕН КРЕМНИЙДІҢ НАНОТЕКСТУРЛЕНГЕН ҚАБАТЫН АЛУ

Р.Р. Жағыпар, А. Калиева
Satbaev University, г. Алматы, Казахстан

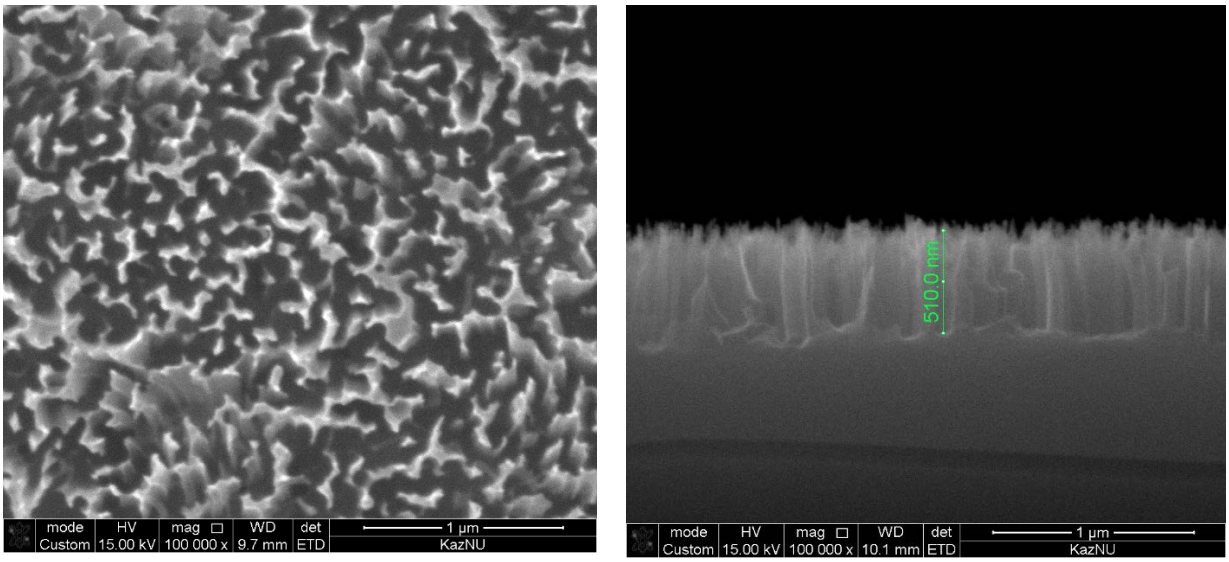
Күмістің металл нанокластерлерімен ынталандырылған селективті химиялық жеміру әдісімен шағылу коэффициенті төмен антишағылдырушы нанотекстурленген беттерді жасау әдістемесі өңделді. Металл нанокластерлерімен ынталандырылған, селективті химиялық жеміру әдісімен текстурленген кремний төсеніштері алынды. Төсеніштер спектрдің барлық көрінетін облысында төмен шағылу коэффициентіне ие және күн элементтерін (КЭ) жасауда перспективті болып табылады.

A technique for the creation of anti-reflective nanotextured surfaces with low reflection coefficient by selective chemical etching initiated by metallic silver nanoclusters has been developed. Textured silicon substrates were obtained by selective chemical etching method initiated by metallic silver nanoclusters. The substrates have a low reflection coefficient in the whole visible spectrum and are promising for solar cells.

Өзекті сөздер: күн элементтері, нанотекстурленген кремний, күміс кластерлері, жеміру, антишағылдырушы бет
Key words: solar cells, nano-textured silicon, silver clusters, etching, anti-reflective surface.

Нанотекстурленген қабаты бар кремний элементтері: соңғы кездері «қара кремний» (BS - blacksilicon) деп аталатын беті нанотекстурленген кремнийде күн элементтерін және басқа да құрылғыларды жасаудың технологиясы соңғы кездері қарқынды дамуды. p-Si кремний пластиналарының бетінде BS алу үшін наноөлшемді колонна түріндегі текстура жасалады [1]. Бұндай құрылымда бірнеше рет шағылу нәтижесінде жарық толығымен жұтылады. Жылтыр жабындылармен салыстырғанда BS бетінің артықшылығы шағылу коэффициентінің 1-3% төмендігінде, бастапқы кремнийдің шағылу коэффициенті 35% екендігі белгілі және КЭ үшін пайдалы толқын ұзындықтың шағылу коэффициентіне тәуелділігі өте әлсіз. Сондықтан BS беті заряд тасымалдаушылардың тең емес жұбының генерациясымен түсетін жарықты тиімді жұтуы мүмкін және кремний КЭ - де пайдалану үшін өте перспективті.

Бұл жұмыста шағылу коэффициенті төмен антишағылдырушы нанотекстурленген қабатты алу үшін селективті химиялық жеміру әдісі қолданылды. Тәжірибе барысында екі сатыдан тұратын химиялық өңдеу жүргізілді. Химиялық өңдеудің бірінші сатысы фторлы қышқылда және $AgNO_3$ жүргізілді. Фторлы қышқылдың ерітіндісі $HF:H_2O$=1:4 концентрациясында алынды. Ерітіндідегі күміс нитратының концентрациясы 4 ден 10 mM, жеміру ұзақтығы 10 - 60 секундқа созылды. Екінші саты H_2O_2:HF:H_2O=1:2:10 ерітіндісіне күміс нанокластерлері отырғызылған кремний пластиналарын 30 секунд бойы батырып алу әдісі бойынша жүргізілді. 1 суретте химиялық жемірудің екі кезеңінен кейінгі алынған кремнийдің нанотекстурленген қабатының СЭМ бейнесі көрсетілген. Тәжірибе барысында күміс нитратының оңтайландырылған концентрациясы 8 мМ екендігі анықталды. Өйткені күміс нитратының 8 мМ концентрациясында күміс нанокластерлері жақсы қалыптасқан сфера формасы жақын келетіндігін СЭМ бейнелерінен анықталды. Егер күміс нитратының концентрациясы аз болса онда толық қалыптаспаған нанобөлшектердің түзілетіндігін көреміз, ал үлкен концентрацияда нанобөлшектердің өлшемі өседі.



Сурет 1 – Кремнийдің нанотекстурленген қабатының СЭМ бейнесі, 1 кезең-20 секунд, 2 кезең – 120 секунд, AgNO3 - 8mM.

Сонымен қатар, тәжірибе барысында алынған үлгілердің функционалдық қабаттардың оптикалық қасиеттері зерттелді. Нәтижесінде металл нанокластерлерімен ынталандырылған селективті химиялық жеміру әдісімен шағылу коэффициенті төмен антишағылдырғыш нанотекстурленген беттерді жасау әдістемесі өңделді. Технологиялық шарттарды оңтайландыру арқылы көрінетін жарықтың барлық интервалында нанотекстурленген кремнийде кремнийдің шағылу коэффициенті ~30-55% - дан ~2% - ға дейін төмендеуіне қол жеткізілді. Әдіс КЭ тиімділігін арттыру үшін кремний күн элементтерін жасау кезінде пайдаланылуы мүмкін.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Peng K.-Q., YanY.-J., GaoS.-P., Zhu J. Synthesis of large-area silicon nanowire arrays via self assemblingnanoelectrochemistry //Adv. Mater. -2002. –Vol.14. –P.1164 - 67.

2 Sagyndykov A. B., KalkozovaZh. K., Yar-MukhamedovaG. Sh. and AbdullinKh. A. Fabrication of nanostructured silicon surface using selective chemical etching // Technical Physics. -2017. –Vol.62, #11. –P.1675-1678.

Код МРНТИ 29.19.22

СИНТЕЗ НАНОРАЗМЕРНЫХ ПОРОШКОВ ZnO С КОНТРОЛИРУЕМЫМИ РАЗМЕРАМИ И ИССЛЕДОВАНИЕ ИХ СВОЙСТВ

А.Т. Қадау, Р. Жағыпар
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

В данной работе были исследованы фотокаталитические свойства наночастиц ZnO. Фотокаталитические свойства синтезированных наночастиц ZnO были изучены в процессе фотоиндуцированной деградации органического раствора Родамина В. Порошки ZnO синтезировались гидротермальным методом в водяной бане при 60ºС в течении 3-6 часов. Было обнаружено, что фотокатализная активность напрямую связана с размерами порошка, было показано, что мелкодисперсные порошки обладают высокой фотокатализационной активностью.

In this work, the photocatalytic properties of ZnO nanoparticles were investigated. The photocatalytic properties of synthesised ZnO nanoparticles were studied in the process of photoinduced degradation of organic solution of Rhodamine B. The ZnO powders were synthesised by hydrothermal method in a water bath at ^{60o}C for 3-6 hours. The photocatalysis activity was found to be directly related to the powder size, it was shown that ultradisperse powders have high photocatalysis activity.

Ключевые слова: наночастицы ZnO, фотокатализ, очищение воды от красителей.
Key words: ZnO nanoparticles, photocatalysis, water purification from dyes.

Одним из экологически чистых методов синтеза наночастиц ZnO является синтез на основе растений, таких как: acalypha indica, garcinia cambogia и наиболее многообещающие из них prosopis laevigata. Экспериментальные данные показывает высокую эффективность в разложении мителена синего, при этом не используя вредные химические реагенты для синтеза наночастиц [1].

Рисунок 1 - Процесс зеленого синтеза наночастиц ZnO с использованием экстракта Prosopis laevigata [1]

Влияния температуры на фотокаталитические свойства на наночастицы ZnO, синтезированных высокотемпературным твердофазным методом, были исследованы в работе [2]. На рисунке 2 показаны спектры излучения наночастиц синтезированных при температуре 500℃ (T500-ZnO), 600℃(T600-ZnO), 700℃(T700-ZnO) и 800℃(T800 – ZnO). Вообще говоря, пик высокой интенсивности указывает на быструю рекомбинацию электронов и дырок, в то время как пик низкой интенсивности указывает на лучшее разделение электронов и дырок . Из рисунка 2 видно, что пиковая интенсивность уменьшается на порядок T500-ZnO> T800-ZnO > CM-ZnO > T600-ZnO> T700-ZnO; то есть образец T700-ZnO демонстрирует наиболее эффективное разделение носителей заряда и улучшенные фотокаталитические характеристики.

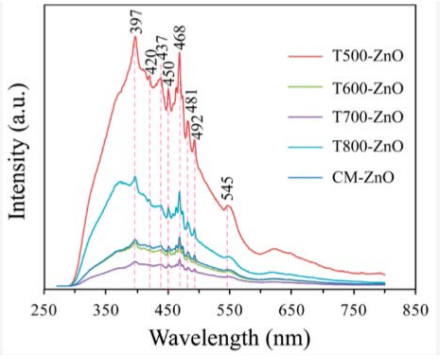
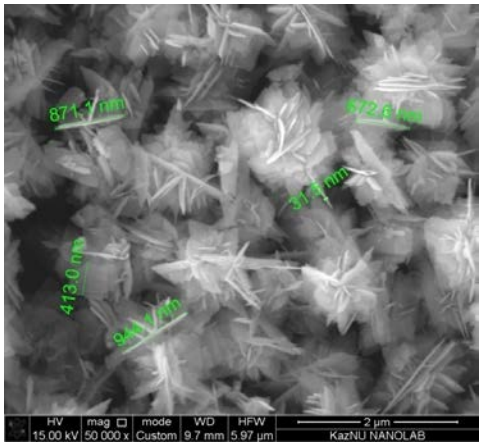


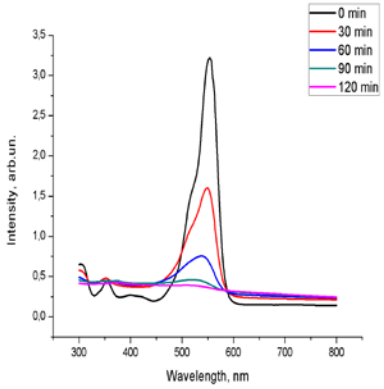
Рисунок 2 - ФЛ-спектры излучения наночастиц T500-ZnO, T600-ZnO, T700-ZnO, T800-ZnO и CM-ZnO [2]

Влияние легирующих элементов на наночастицы ZnO рассмотрены в работе [3]. наночастицы ZnO, легированные редкоземельными элементами, синтезированные золь-гель методом, широко использовались для разложения красителей. В недавних исследованиях золь–гель метод использовался для синтеза наночастиц ZnO, легированных никелем, для использования в качестве фотокатализаторов с 94% способностью к разложению красителей [4]. Среди оксидов металлов, используемых в качестве фотокатализаторов, предпочтение отдавалось диоксиду титана (TiO2), оксиду цинка (ZnO), диоксиду олова (SnO2) и диоксиду церия (CeO2) из-за их гармоничного сочетания электронной структуры, светопоглощающей способности, характеристик переноса заряда и долговечности.

В нашей работе порошки ZnO синтезировались гидротермальным методом в водяной бане при 60°C в течении 3-6 часов. Основными реагентами раствора являются ацетат цинка Zn(CH3COO)2, NaOH и ПАВ (додецисульфат натрия). В ходе эксперимента были синтезированы мелкодисперсные порошки ZnO и исследованы фотокаталитические свойства синтезированных порошков в процессе фоторазложения органического раствора Родамина B. На рисунке 3 показаны СЭМ-изображения порошков, а также спектры оптических плотностей Родамина B после экспонирования с периодичностью 30, 60, 90 и 120 минут как в первичном, так и в ультрафиолетовом свете. На рисунке 3 мы можем видеть, что мелкодисперсный порошок ZnO имеет тонкую пластинчатую форму и что порошки обладают высокой фотокаталитической активностью.



a



b

Сурет 3 – СЭМ изображение порошка ZnO (a) и спектр оптической плотности раствора родамина B с добавлением порошка оксида цинка (b)

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Theoretical and Experimental Study of the Photocatalytic Properties of ZnO Semiconductor Nanoparticles Synthesized by Prosopis laevigata. https://www.mdpi.com/1996-1944/16/18/6169;

2 Controllable Synthesis of ZnO Nanoparticles with Improved Photocatalytic Performance for the Degradation of Rhodamine B under Ultraviolet Light Irradiation. https://www.mdpi.com/1420-3049/28/13/5135

3 Advancements in Doping Strategies for Enhanced Photocatalysts and Adsorbents in Environmental Remediation. https://www.mdpi.com/2227-7080/11/5/144

4 Zaman, Y.; Ishaque, M.Z.; Waris, K.; Shahzad, M.; Siddique, A.B.; Arshad, M.I.; Zaman, H.; Ali, H.M.; Kanwal, F.; Aslam, M.; et al. Modified Physical Properties of Ni Doped ZnO NPs as Potential Photocatalyst and Antibacterial Agents. Arab. J. Chem. 2023, 16, 105230.

УДК 61.57.01

ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ ПЛЕНОК ОКСИДА ТИТАНА, СИНТЕЗИРОВАННЫХ С ИСПОЛЬЗОВНАИЕМ МЕТОДА РЕАКТИВНОГО МАГНЕТРОННОГО НАПЫЛЕНИЯ

А. Мамит, Н.Н.Анефия, К.Аймаганбетов, С.Р.Жантуаров
Б.А.Байтимбетова, Б.А.Ракыметов, К.К.Мить
Satbayev University, г.Алматы, Казахстан

Пленки титанового диоксида принадлежат к группе оксидов переходных металлов и обладают характеристиками широкозонных полупроводников. Их высокий коэффициент преломления и низкое поглощение света в видимом диапазоне делают их эффективными для использования в многослойных зеркалах и планарных волноводах. Кроме того, покрытия TiO2 находят применение в качестве фотокатализаторов и в микроэлектронике, благодаря высокой диэлектрической проницаемости оксидов переходных материалов. Для использования пленок диоксида титана в качестве биокатализаторов важна их способность к сорбции, которая зависит от их структуры и толщины. Благодаря уникальным свойствам титана, покрытия на его основе успешно применяются в различных отраслях промышленности и медицине [1-2].

Существует широкий спектр различных видов диоксида титана, специально разработанных для различных областей применения или специфических требований к эффективности. Эти варианты могут включать в себя продукты, оптимизированные для использования в водных красках, растворителях, автомобильных покрытиях и прочих областях. Важно тщательно оценить конкретные потребности вашего проекта и выбрать подходящий вариант диоксида титана для достижения оптимальных результатов в производстве.

В этом исследовании были получены титановые диоксидные пленки на стеклянных подложках с использованием метода магнетронного напыления: время напыления 30 минут, газы: Ar = 25 sccm, O_2 = 6 sccm, T = 500^{0}C, рабочее давление P=3,9·10^{-3} Торр (рис.1), затем были изучены структурные характеристики.

Рисунок 1 - Экспериментальная установка для нанесения оксид титана методом реактивного магнетронного напыления.

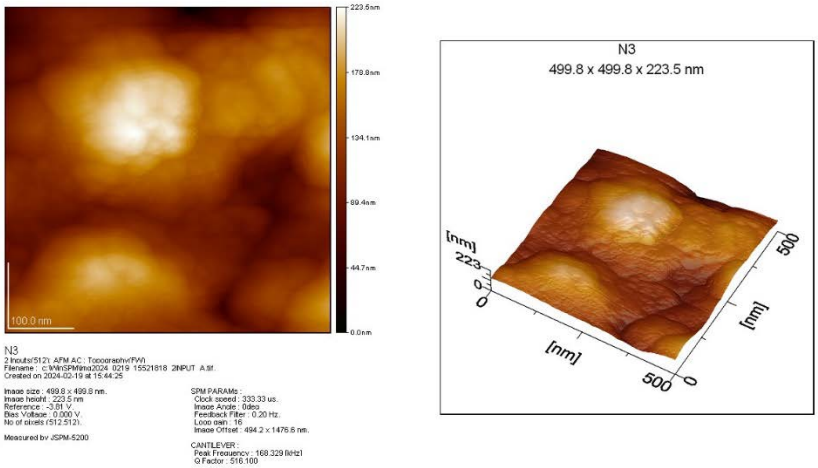


Рисунок 2 - Морфология пленки диоксида титана на подложке из стекла, полученных методом магнетронного напыления.

Методом атомно-силового микроскопа изучены поверхность пленки диоксида титана на подложке из стекла. Из рисунка видно, что крупные частицы оксида титана покрывают большую часть поверхности. Этот факт в этой области свидетельствует о содержании отложений диоксида титана на подложках из стекла.

Пленки диоксида титана были получены с использованием метода реактивного магнетронного напыления при различных потоках кислорода. Были изучены оптические, электрические и структурные свойства этих пленок. В результате исследования было обнаружено, что изменение потока кислорода существенно влияет на электрические и структурные характеристики пленок.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Kiselyova E. S., Sypchenko V. S. Nikitenkov N. N, Pozdeeva E. V., Zeylun V. Study of the composition and structure of titanium dioxide based coatings deposited by the method of reactive magnetic sputtering. Letters on materials. 7(2). - 2017. 117-119.

2 Вилья Н., ГолосоВ Д.А., Нгуен Т.Д. Формирование пленок оксида титана методом реактивного магнетронного распыления. Доклады БГУИР. – 5(123). – 2019.

УДК 77.026.34

ИССЛЕДОВАНИЕ ХАЛЬКОГЕНИДА СЕЛЕНИДА СУРЬМЫ МЕТОДОМ КОЛЕБАТЕЛЬНОЙ СПЕКТРОСКОПИИ

К.Агибаев, А.Шонгалова, М.Коррея, П.Фернандеш
Satbayev University, Алматы, Казахстан

Ключевые слова: спектроскопия комбинационного рассеяния света, in-situ окисление, тонкие пленки, селенид сурьмы, колебательные моды.

Исследование структуры тонких пленок халькогенидных материалов проводится с использованием методов, которые не нарушают целостность внутренней структуры образцов. Особое внимание уделяется применению неинвазивных методов, не вызывающих изменений внутренней структуры образцов в ходе эксперимента. Один из перспективных неинвазивных методов для структурного анализа - рамановская спектроскопия (спектроскопия комбинационного рассеяния света - КРС). Ее использование позволяет быстро и без дополнительных подготовительных процедур получить информацию о поверхностных фазах пленок [1,2]. Спектроскопия комбинационного рассеяния света представляет собой малоисследованное направление в контексте тонких пленок селенида сурьмы, особенно в части правильной интерпретации колебательных мод [3].

В данном исследовании представлен анализ окисления in-situ, проведенный во время получения спектров в наноструктурах и тонких пленках селенида сурьмы, полученных методом магнетронного распыления прекурсора Sb-Se с последующим отжигом в атмосфере селенводорода. Структурные характеристики пленок были изучены с использованием методов КРС, рентгеноструктурного анализа и сканирующей электронной микроскопии.

Результаты показали, что высокое отношение поверхность/объем в наноструктурах и тонких пленках селенида сурьмы сильно подвержено окислению поверхности при воздействии лазера в атмосферных условиях. Окисление in-situ во время лазерного воздействия может привести к искажению спектра комбинационного рассеяния света, особенно в случаях, когда падающий лазерный свет сильно поглощается, поверхность заканчивается атомами элементов с высоким паровым давлением, или стехиометрия материала еще не стабильна, и присутствуют непрореагировавшие предшественники.

Благодарности: Исследование проведено при финансовой поддержке Комитета науки Министерства науки и высшего образования Республики Казахстан НИР AP19178659.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Gasparov L. et.al. Thin film substrates from the Raman spectroscopy point of view //Journal of Raman spectroscopy. – 45(6). - 2014. 465-469.

2 Díez-Betriu X. et al. Raman spectroscopy for the study of reduction mechanisms and optimization of conductivity in graphene oxide thin films //Journal of Materials Chemistry C. –1(41). - 2013. 6905-6912.

3 Shongalova A. et al. On the identification of Sb2Se3 using Raman scattering //MRS communications. – 8(3). - 2018. 865-870.

УДК 61.57.01

ОЦЕНКА СТРУКТУРЫ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ БУМАГИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА АТОМНО-СИЛОВОЙ МИКРОСКОПИИ

А.Сайлаубекова[1], А.Жумадилова[1], Т.Рспаев[1], Ж.Е.Ибраева[2], Б.А.Байтимбетова[1]
[1]Satbayev University, г.Алматы, Казахстан
[2]Abay National Pedagogical University, г.Алматы, Казахстан

Современные передовые технологии в производстве и обработке целлюлозно-бумажной продукции тесно связаны с инновационными методами контроля качества материалов на различных этапах производственного процесса, особенно в отношении характеристик конечной продукции. Это также относится к носителям информации на бумажной основе. Расширение сырьевой базы для целлюлозно-бумажного и химического производства стоит перед актуальной задачей замены импортного дорогостоящего хлопка и древесины, которые используются для производства карбоксиметилцеллюлозы и сорбентов [1-2].

Бумага представляет собой упругий-пластический, капиллярно-пористый листовой материал, в основном состоящий из мелких растительных волокон, которые обработаны и соединены в тонкий лист. В этом листе волокна связаны между собой поверхностными силами сцепления.

Растительные полуфабрикаты для производства волокнистых материалов получают из семенных растений. Эти растения состоят из стебля, листьев и корней. Согласно делению стеблей на деревянные и травянистые типы, выделяют древесные и травянистые растения. К древесным растениям относятся деревья и кустарники [3].

Стремительное развитие современных методов печати приводит к постоянному увеличению требований к качеству мелованного слоя бумаги и картона. В последнее время особенно актуальными становятся исследования, направленные на высокоточное определение параметров бумаги в нанометровом масштабе с использованием методов атомно-силовой микроскопии (АСМ), что позволяет визуализировать ее структуру, анализировать показатели шероховатости и адгезии. Вопросы высокоточного контроля параметров производимой бумажной продукции становятся все более важными. Многие компании-производители осуществляют контроль качества производимой бумажной продукции с помощью сканирующей электронной микроскопии и конфокальной оптической микроскопии. В настоящее время установление связи между структурой и свойствами материалов представляет собой значимую область исследований, поскольку расширяется сфера их применения [4-5].

Цель данного исследования заключается в оценке возможности контроля качества параметров целлюлозы, полученной из различных видов недревесного однолетнего растительного сырья (конопля сорная, камыш, рисовая шелуха), произрастающего на территории РК, с использованием метода атомно-силовой микроскопии (АСМ).

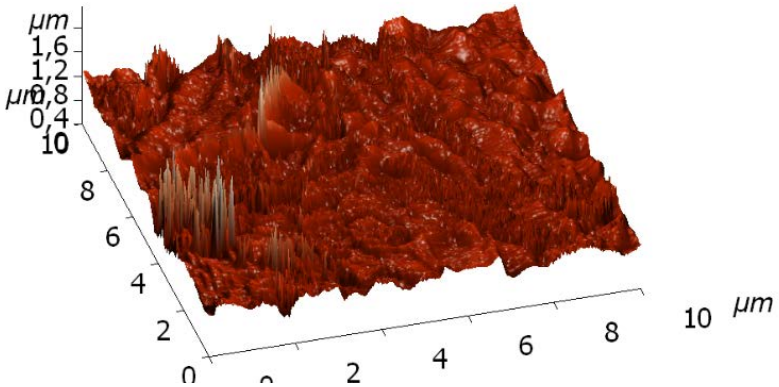


Рисунок 1 – АСМ изображения поверхности бумаги из конопли.

Анализ изображений, полученных с помощью атомно-силовой микроскопии (АСМ), на рисунке 1, показал, что волокна фильтровальной бумаги обладают выраженным рельефом с перепадами высот в несколько микрометров. На поверхности этих волокон можно различить более мелкие повторяющиеся образования, рост нановолокны, вытянутые в одном направлении. Из рисунка 1 видно, что волокна состоят из более мелких, но сходных по форме и структуре нановолокон размером порядка несколько. Это позволяет сделать вывод о повторяемости (подобности) структуры волокон целлюлозы при переходе с микро на наноуровень.

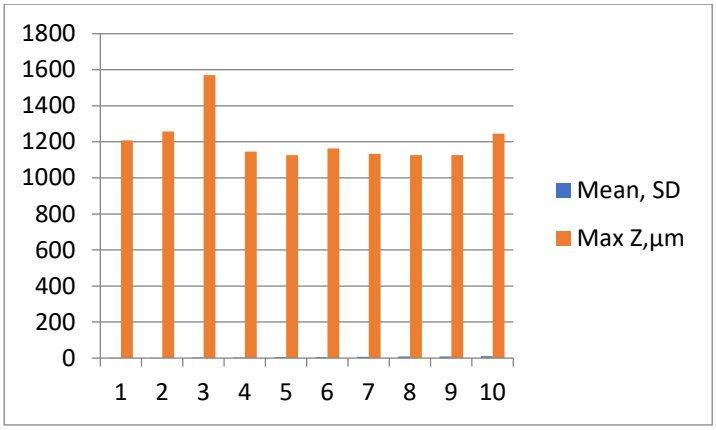


Рисунок 2 - Зависимость максимального значения высот шероховатости поверхности бумаги конапли.

Анализ изображения показал достаточно гладкую поверхность, а гистограмма шероховатости показала более одинаковой высоты между ширинами профилей (рис.2).

В процессе работы был проведен сравнительный анализ структуры поверхности всех видов целлюлозосодержащих материалов, который показал, что бумага из недревесного растительного сырья имеют различную микроструктуру поверхности. Волокна целлюлозы имеют диаметр от 5 до 25 мкм, а размер частиц микроцеллюлозы лежит в пределах 12-22 мкм.

На основе полученных результатов в перспективе создать ступенчатой щелочную окислительно-органосольвентную разработки технологию для синтеза опытных образцов произрастающее на территории Республики Казахстан.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Косточко А.В. Получение и исследование свойств целлюлоз из травянистых растений // Вестник Казан. технол. ун-та. – 9. - 2016. 267-275.

2 Нугманов, О.К., Лебедев Н.А. Целлюлоза. Начало нашей эры // Химический журнал. – 12. - 2009. 30-33.

3 Maattanen A., Fors D., Wang S., Valtakari D., Ihalainen P., Peltonen J. Paper-based planar reaction arrays for printed diagnostics // Sensors and Actuators B. 160(1). - 2011. 1404–1412.

4 Baker A. A., Helbert W., Sugiyama J. New Insight into Cellulose Structure by Atomic Force Microscopy Shows the I_ Crystal Phase at Near-Atomic Resolution // Biophysical Journal. – 79. -2000. 1139–1145.

5 Zhukov M. Structure control for different types of paper by atomic force microscopy. Scientific and technical journal of information technologies, mechanics and Optics. – 1.- 2014.

УДК 621.37/.39:620.193/.197. 47.03

МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОЛУПРОВОДНИКОВЫХ ПРИБОРОВ К ВОЗДЕЙСТВИЮ КОРРОЗИИ

А.А. Канықешова, Г. Кыдырбай, Б.А. Байтимбетова
Satbayev University, Almaty, Kazakhstan

Изучение передовых методов и совершенствование существующих технологий защиты от коррозии играют ключевую роль как для промышленности в целом, так и для развития техники и технологий. Создание, производство и эксплуатация надежной радиоэлектронной аппаратуры невозможны без обеспечения соответствующей устойчивости соединений элементов полупроводниковых устройств к воздействию климатических факторов, таких как температура и влажность. Воздействие этих факторов ускоряет физико-химические процессы в контактах, что приводит к деградации их параметров и активации скрытых дефектов. Внимание уделяется исследованию влияния климатических условий, особенно повышенной влажности и температуры, на надежность контактных соединений с целью прогнозирования их отказов при эксплуатации или хранении на протяжении длительного времени [1-2].

Интегральные микросхемы (ИМС) являются основными компонентами электронной промышленности. В связи с особыми условиями эксплуатации многих изделий, на них накладываются повышенные требования к надежности и стабильности работы. Для решения задачи увеличения сроков эксплуатации и хранения готовой продукции проводятся исследования факторов, вызывающих деградацию эксплуатационных характеристик и отказ ИМС в работе [3-4].

Один из таких факторов - коррозия металлизации, которая может возникать как на контактных площадках, так и на токоведущих шинах ИМС. Коррозия контактных площадок приводит к нарушению омического контакта между кристаллом и микропроволокой. Локальные дефекты в пленочной металлизации являются очагами электромиграции, что может привести к обрывам электрических цепей ИМС.

Существует ряд исследований, посвященных методам оценки коррозионной стойкости и критериям надежной работы ИМС. В работах промоделировано воздействие влаги и рассмотрены механизмы, приводящие к коррозии алюминиевой металлизации. Для предотвращения деградационных отказов ИМС вследствие коррозии влажность атмосферы внутри корпуса ИМС не должна превышать определенного критического значения. Следовательно, необходимо осуществлять герметизацию ИМС во влагонепроницаемые корпуса в соответствии с действующей нормативной документацией (ОСТ и ГОСТ). При длительном хранении или эксплуатации возможно проникновение паров влаги внутрь корпуса, что приводит к увеличению влажности атмосферы в подкорпусном пространстве. Поэтому одним из дополнительных методов защиты ИМС от коррозии может быть повышение коррозионной стойкости металлизации ИМС.

Для создания агрессивной среды использовалась камера влаги, которая позволяет

создать среду с заданными температурой и относительной влажностью. Испытания на воздействие повышенной влажности воздуха проводились в специальной камере влаги по методу 207-2 ОСТ 11 073.013-2008 [5]. В работе испытания проводились без покрытия лаком и без электрической нагрузки при температуре 55°С в течении 7 суток при относительной влажности 93 %. Коррозионные поражения детектировались с помощью оптического микроскопа. Контроль наличия коррозии производился по характерным признакам коррозионного поражения, описанных в ГОСТ 27597-88 [6].

На сегодняшний день основным направлением повышения надежности микроэлектронной аппаратуры является улучшение надежности компонентов, прежде всего полупроводниковых приборов и микросхем. Основным принципом системного подхода к обеспечению надежной работы интегральных схем является то, что надежность должна быть заложена на этапе разработки, и дальнейшие действия на производстве направлены на поддержание этого уровня. Различные контрольные и испытательные операции не способствуют улучшению надежности приборов. Поэтому исследование физики и химии коррозионных отказов корпусов микросхем становится особенно актуальным. Это позволяет анализировать отказавшие приборы, улучшать конструкцию, совершенствовать технологию производства и оптимизировать правила эксплуатации. Важной задачей также является изучение причин дефектов в технологическом процессе изготовления микросхем и их влияния на коррозионную стойкость. Раскрытие физико-химических явлений, приводящих к коррозионной деградации металлокерамических спаев корпусов, а также формирование моделей этих отказов позволит прогнозировать коррозионную стойкость и эффективно управлять технологическим процессом. Таким

образом, задачи, связанные с коррозионной стойкостью корпусов, должны быть решены на этапе их проектирования и изготовления.

Анализ показывает, что технологические процессы изготовления корпусов включают в себя значительное количество операций и переходов, превышающих 100, что делает процесс трудоемким и вводит множество нерегулируемых факторов, затрудняя воспроизводимость физической структуры. Переход на отечественные сырьевые материалы привел к увеличению нестабильности контролируемых параметров этих материалов, что также затруднило управление качеством корпусов с помощью статистических методов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Горлов М.И., Емельянов В.А., Ануфриев Д.Л. Технологические отбраковочные и диагности ческие испытания полупроводниковых изделий. – Мн.: Бел. наука, 2006. - 367 с.

2 Горлов М.И. Контроль качества изделий полупроводниковой электроники: учеб. пособие. – Воронеж, 1998. – 144 с

3 Зенин В.В., Каданцев И.А., Спиридонов Б.А.Исследование коррозионной устойчивости двухслойной алюминиевой металлизации контактных площадок кристаллов силовых полупроводниковых приборов.// Вестн. Воронеж. гос. техн. ун-та. 2011. №1. с. 164-166.

4 Зенин В.В., Каданцев И.А., Спиридонов Б.А., Чистяков С.Ю. Методы испытаний коррозионной устойчивости полупроводниковых изделий // Вестн. Воронеж. гос. техн. ун-та. 2009. Т. 5. №6. С. 4-6.

5 6.ГОСТ РВ 20.57.416-98 “Комплексная система контроля качества. Изделия электронной техники, квантовой электроники и электротехнические военного назначения. Методы испытаний”; ГОСТ 20.57.406-81 “Комплексная система контроля качества. Изделия электронной техники, квантовой электроники и электротехнические. Методы испытаний”; ОСТ 11 073.013-2008 “Микросхемы интегральные. Методы испытаний”.

6 ГОСТ 27597-88 “Изделия электронной техники. Метод оценки коррозионной стойкости”.

УДК 542-06

СУДАҒЫ МИКРОПЛАСТИКТЕРДІ ЖОЮДЫҢ ИННОВАЦИЯЛЫҚ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӘЗІРЛЕУ

А.Р.Гайсина, И.О.Сапаргали, К.С.Бексейтова, С.Азат

Satbayev University, Алматы қ., Қазақстан

Аңдатпа

Микропластиктер қоршаған ортаға ең үлкен экологиялық қауіп төндіреді. Синтетикалық киімде полиамид, полиэфир, полиолефин синтетикалық талшықтарының көп мөлшері бар [1]. Соңғы жарты ғасырда біздің планетамыздың бетінде көптеген өзгерістер болды, олардың ішіндегі ең көрнектісі - пластикалық қоқыстардың кең таралуы және бұл ең көп таралған қоршаған ортаны ластаушы заттардың бірі [1]. Пластмасса қалдықтары немесе пластикалық қоқыстар қазір бүкіл мұхитта кездеседі. Жоғары сұраныс пен пластмасса өндірісі айтарлықтай экологиялық және тұрақты даму мәселелерге әкелді. Пластмассаға деген жоғары сұранысты бірнеше негізгі қасиеттермен түсіндіруге болады, олар: беріктік, әмбебаптық, жеңіл салмақ, үнемділік, химиялық төзімділік және де электр оқшаулауы. Пластмассалар берік және ыдырауға төзімді, бұл олардың қоршаған ортада, әсіресе теңіз экожүйелерінде жиналуына әкеледі [2]. Шығарылатын пластикалық қалдықтар қоршаған ортаға желмен, өзендермен, толқындармен, жаңбыр суымен, су тасқынымен және ағынды суларды әр түрлі су экожүйелеріне шығарумен тасымалданады. Содан кейін олар әртүрлі физикалық, химиялық және биологиялық әрекеттер арқылы кішірек пластикалық бөлшектерге айналады [3].

Кілт сөздер: микропластик, цеолит, бентонит.

Кіріспе

Судағы микропластиктер үлкен пластмассалардың (бөтелкелер, косметикалар және орау материалдары) фрагментациясы, жеке күтім өнімдеріндегі микробтар, синтетикалық тоқыма талшықтары және атмосфералық шөгінділер сияқты әртүрлі көздерден алынуы мүмкін [4]. Шағын өлшемдеріне қарамастан микро бөлшектер өсімдіктерге, жануарларға, адамдарға және жалпы экожүйеге зиянын тигізуде. [5] Суда микропластиктердің болуы су экожүйелерінің әртүрлі организмдерінің тіршілігі үшін қауіпті [3]. Су микропластиктерді бірінші жерден екінші жерге тасымалдаудың жолы болып отыр және су адамдардың микропластикті қабылдаудың маңызды жолы болып табылады. Осылайша, микропластикалық ластану жаһандық мәселе ретінде қарастырылады. Бұл зерттеу ағынды сулардан микропластиктерді сорбциялық процесін қолдана отырып жою технологиясын әзірлеуге бағытталады, ол ағынды суларды тазарту қондырғыларында тазартудың үшінші сатысы ретінде ғана емес, сонымен қатар басқа суларға, мысалы, техникалық су мен жер үсті суларына да жарамды болады. Микропластиктерді судан тазартудың әр түрлі технологиялары, соның ішінде сорбция арқылы тазарту жолдары да бар. Цеолит және бентониттер сияқты арзан табиғи материалдар сорбент ретінде қарастырылады [6]. Сорбенттер қоршаған ортадан газдарды, буларды, немесе еріген заттарды сіңіретін, сорбциялайтын қатты заттар немесе сұйықтықтар [7]. Практикалық тұрғысынан цеолиттер жоғары сорбциялық қасиеттеріне байланысты судан ластаушы заттарды жою үшін қолданылады [8-9]. Микрокеуекті құрылымына байланысты цеолиттер сұйық және газ тәрізді заттарды адсорбциялау үшін ең көп қолданылытын материалдың бірі және сулардан ластаушы заттардың толық жойылуын қамтамасыз етеді [10].

Цеолиттер: суды тазарту, газды бөлу және топырақты қалпына келтіру үшін қолданылатын табиғи немесе синтетикалық минералдар [7]. Цеолиттердің табиғи түрі - бұл суды сүзу үшін қолжетімді жаңа және өте жақсы табиғи сүзгі материалы. Ол құм мен көмір сүзгілерімен салыстырғанда жоғары өнімділікке ие, таза суды және техникалық қызмет көрсетудің төмен шығындарымен жоғары өнімділікті қамтамасыз етеді [7].

Бұл зерттеу ағынды сулардан микропластиктерді сорбциялық процесін қолдана отырып, жою технологиясын әзірлеуге бағытталады. Ол ағынды суларды тазарту қондырғыларында тазартудың үшінші сатысы ретінде ғана емес, сонымен қатар басқа суларға, мысалы, техникалық су мен жер үсті суларына да жарамды болады.

Алғыс: жұмыс Қазақстан Республикасы Ғылым және Жоғары Білім Министрлігі Ғылым Комитетінің гранттық қаржыландыруымен жүргізілді. ИРН AP14869499- 2022-2024 жж.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 Anastasia A. Suvorova**,** «Microplastics in the ocean: an overview and an outlook», Chemical Engineering Journal, 2015, 382 бет, doi: 10.1016/j.cej.2019.122997.

2 N.A.Sacco, F.M.Zoppas, A.Devard, Muñoz González, G.García, F.A.Marchesini, «Recent Advances in Microplastics Removal from Water with Special Attention Given to Photocatalytic Degradation: Review of Scientific Research», Microplastics 2023, 2, 278-303 бет, doi.org/10.3390/microplastics2030023.

3 N.Badola, A.Bahuguna, Y.Sasson, J.S.Chauhan, «Microplastics removal strategies: A step toward finding the solution», Front. Environ. Sci. Eng., 2022, 16 бет, doi: 10.1007/s11783-021-1441-3.

4 P.U.Iyare, S.K. Ouki, T.Bond, «Microplastics removal in wastewater treatment plants: a critical review†», Environmental Science: Water Research & Technology, 2020, 2641-2663 бет, doi.org/10.1039/D0EW00528B.

5 L. Muthulakshmi, S.Mohan, T. Tatarchuk, «Microplastics in water: types, detection, and removal strategies», Environmental Science and Pollution Research, 2023, doi:10.1007/s11356-023-28460-6.

6 M. Spacilova, P.Dytrych, M.Lexa, L.Wimmerova, P.Masin, R.Kvacek, O.Solcova, «An Innovative Sorption Technology for Removing Microplastics from Wastewater», Water 2023, doi.org/10.3390/w15050892.

7 G. R. Silva, A. E. Clark Peres , «Zeolite Application in WastewaterTreatment», Adsorption Science & Technology, 2022, 1-26 бет, doi.org/10.1155/2022/4544104.

8 B. K. Kenzhaliyev, T.Yu.Surkova, A.N.Berkinbayeva, Z.D.Dosymbayeva, B. E. Abdikerim, «Revisiting the Kazakhstan natural sorbents modification», Metalurgija, 2020, 117-120 бет.

9 K. Margeta, N. Z. Logar, M. Siljeg, A. Farkas, «Natural Zeolites in Water Treatment – How Effective is Their Use», Chapter metrics overview, 2013, 82-107 бет, doi:10.5772/5078.

10 Anthony L. Andrady, «Microplastics in the marine environment», Marine Pollution Bulletion, 2011, 1596-1605 бет, doi.org/10.1016/j.marpolbul.2011.05.030.

МРНТИ 31.25.19

БИОМАССАДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ ЖӘНЕ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ

Л.Е.Абдрахманова[1], С.Б.Қошанова[1], Б.У.Рахимова [2], Е.А.Алтынов[1], Ұ.Е.Жантикеев[1], К.С.Бексейтова[1,2], К.К.Құдайбергенов[1]

[1]Satbaev University, Алматы қ, Қазақстан

[2]Әл-Фараби атындағы қазақ ұлттық университеті, Алматы қ, Қазақстан

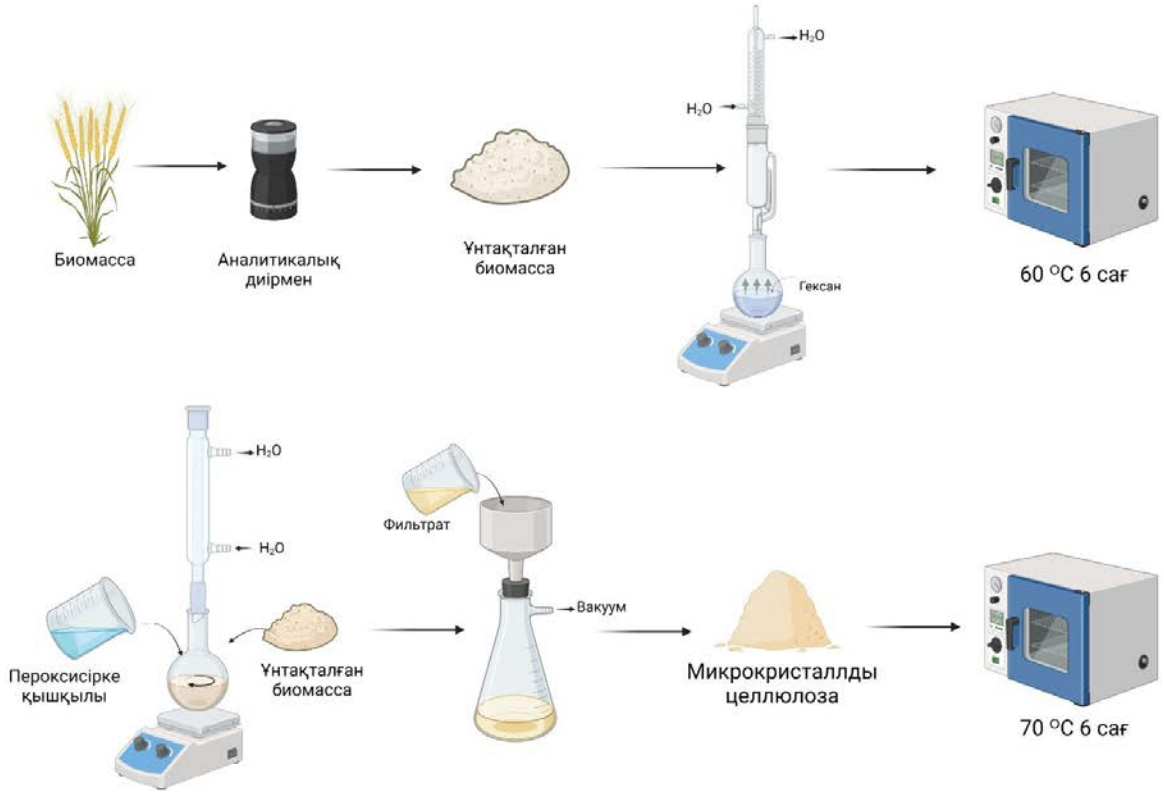
Қазіргі кезде целлюлозалық материалдардың қол жетімділігі, биоүйлесімділігі және биологиялық ыдырауға бейімділігі, оларды әртүрлі салада жиі қолданудың негізгі факторы болып табылады. Күріш және бидай биомассаларының майларынан арылу үшін Сокслет эстракторымен жуылды. Ұнтақталған биомассаны сүзгі қағазы арқылы, гексанмен жуып, экстракцияланған биомасса кептірілді. Жуылғанға дейін және жуылғаннан кейін, кептірілген биомассаның материалының массалары өлшенді. Делигнификациялаушы агент – пероксисірке қышқылын (ПСҚ) алу үшін сірке қышқылымен (58,0%) сутегі асқын тотығын біркелкі араластыру арқылы дайындалды. Биомассадан микрокристаллды целлюлоза (МКЦ) алу үшін 10 г шикізатты пероксисірке қышқылымен (шикізат/ПСҚ, г/мл) 1:14 қатынасымен алынып, айналмалы суытқышы бар колбада 100°C 2 сағат бойы біркелкі араластырылды. Алынған МКЦ-ны 20 ± 5°C температураға дейін суытып, Бюхнер сүзгісі арқылы pH=6-7 болғанша дейін дистилденген сумен бірнеше рет жуылды.

Today, the availability, biocompatibility and susceptibility of cellulosic materials to biodegradability are a major factor in their frequent use in various fields. To get rid of fats of rice and wheat biomass, washed with Soxlet estractor. The crushed biomass was washed through filter paper, hexane, and the extracted biomass was dried. Before and after washing, the masses of the material of the dried biomass were measured. It was prepared by uniform mixing of hydrogen peroxide with acetic acid (58.0%) to obtain a delignifying agent – peroxyacetic acid (PAA). To obtain microcrystalline cellulose (MCC) from biomass, 10 g of raw materials were taken with peroxyacetic acid (raw materials/PSK, g/mL) in a ratio of 1:14 and mixed evenly for 2 hours in a flask with a rotating cooler 100 °C. The resulting MCC was cooled to a temperature of 20±5 °C and washed several times with distilled water through a Buchner filter until ph=6-7.

Түйінді сөздер: биомасса, целлюлоза, микрокристаллды целлюлоза, сутегі асқын тотығы, пероксисірке қышқылы.

Key words: biomass, microcrystalline cellulose, hydrogen peroxide, peroxyacetic acid.

Тәжірибелерді орындау үшін күріш пен бидай сабаны, әрқайсысының өлшемдері 100г, күкірт қышқылы (H_2SO_4) 98% (ТОО «Лабхимпром»), сутек асқын тотығы (H_2O_2) 15 % (ТОО «Лабхимпром»), сірке қышқылы (CH_3COOH) ≥55% (ТОО «Лабхимпром»), гексан (C_6H_{14}) 99%, сүзгі қағазы (МЕМ СТ 12026-76), дистилденген су (МЕМ СТ 6709-72) пайдаланылды.



1 сурет – Биомассадан МКЦ алу процессі.

Шикізатты дайындап алу үшін ол ұсақтап кесіп алынып , ұсақталған шикізат кейін аналитикалық диірменмен [1] ұнтақталынды (сурет 2).

а ә

2 сурет – Ұнтақталған күріш қалдығы (а), ұнтақталған бидай қалдығы (ә).

Күріш және бидай сабанын шаң-тозаңнан, биомассаның майларынан [2] және басқа артық заттардан арылу үшін сокслет эстракторымен жуылды. Ұнтақталған биомассаны сүзгі қағазына [3] салып, 250мл гексанмен 120 минут бойы жуылды. Экстракцияланған [4] биомассаны кептіргіш шкафқа $60^{\circ}C$ температурада гексаннан толық арылғанша 6 сағат бойы кептірдік. Жуылғанның алдында және жуылған соң, кептірілген биомассаның материалының массасы өлшенді (кесте 1).

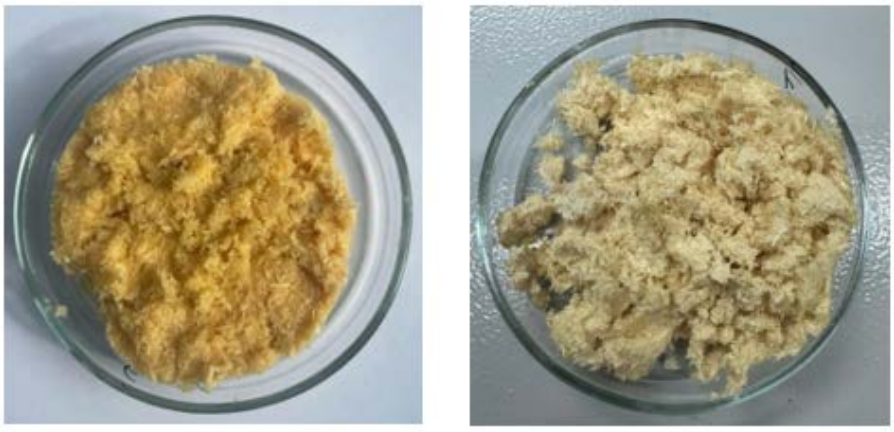
1 кесте – Биомассаның гексанмен жуғанға дейінгі және жуғаннан кейінгі массасының өзгерісі.

Реттік нөмері	Жуғанға дейін, г	Жуғаннан кейін, г
1	20,0803	18,9739
2	20,0153	19,0015
3	20,0158	19,0274
4	22,0466	20,5827
5	21,0644	20,1529
6	21,4651	19,9005

Делигнификациялаушы агент [4] – пероксисірке қышқылын (ПСҚ) алу үшін сірке қышқылы (58,0%) катализатор ретінде [6] концентрацияланған күкірт қышқылын қолдана отырып, 1,5:1 ($V_{мл}/V_{мл}$) қатынасында сутегі асқын тотығымен (15,0%) араластырылды.

Биомассадан МКЦ алу үшін 10 г шикізатты пероксисірке қышқылымен (шикізат/ПСҚ, г/мл) 1/14 қатынастары алынды.

Оны айналмалы суытқышы бар колбаға жалғады. Шикізат пен ПСҚ-н магниттік араластырғышқа орнатылды. Алынған МКЦ-ны $20 \pm 5°C$ температураға дейін суытып, сүзгі қағаз көмегімен, дистилденген сумен pH=6-7 болғанша жуылып, бейтараптанды (сурет 3). Бейтараптанған МКЦ-ны 60^0C температурада 6 сағат бойы массасы тұрақталғанша кептірілді. Делигнификациядан кейінгі биомассадан алынған МКЦ – түсі сарғыш, таза болып келеді (сурет 3).



а ә

3 сурет – Алынған МКЦ-ның бастапқы түрі (а), алынған МКЦ-ның кептірілген түрі.

МКЦ экологиялық таза және жаңартылатын ресурс болып табылады, өйткені ол ағаштан жасалған целлюлоза немесе тағамдық шикізат сияқты өсімдік шикізатынан өндіріледі. МКЦ-ның маңызды қолдануларының бірі гидрогельдер өндірісі болып табылады. Гидрогель – бұл өзінің беріктігі мен икемділігін сақтай отырып, құрылымында ылғалдың көп мөлшерін сіңіруге және сақтауға қабілетті материал. Ол сондай-ақ биологиялық ыдырайды және ластанбайды, сондықтан тұрақты дамуға және өнеркәсіптік қоршаған ортаға әсерді азайтуға ұмтылатын салада өте танымал. МКЦ жақсы биоүйлесімділігі бар, бұл оны әртүрлі медициналық және косметикалық қосымшаларда қолдануға қауіпсіз етеді. Жалпы, МКЦ көптеген салаларда, соның ішінде тамақ, фармацевтика және косметикада маңызды рөл атқарады.

Алғыс

Жұмыс Қазақстан Республикасы Ғылым және жоғары білім министрлігі Ғылым комитетінің гранттық қаржыландыруымен жүргізілді. ИРН AP19679937 - 2023-2025 жж.

ҚОЛДАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1 HAN, Song-Yi, PARK, Chan-Woo, KWON, Gu-Joong, KIM, Jong-Ho, KIM, Nam-Hun, LEE, Seung-Hwan. Effect of [EMIM]Ac Recycling on Salix gracilistyla Miq. Pretreatment for Enzymatic Saccharification. J. Korean Wood Sci. Technol. - 48(3). – 2020. 405~413.

2 WANG, B., SAIN, M. Isolation of nanofibers from soybean source and their reinforcing capability on synthetic polymers. Composites Science and Technology. - 67(11–12). – 2007. 2517–2521.

3 MORN, J. I., ALVAREZ, V. Extraction of cellulose and preparation of nanocellulose from sisal fibers. Cellulose. - 15(1). – 2008. 149–159.

4 ALENCAR, Bárbara Ribeiro Alves et al. Concentration of Alkaline Hydrogen Peroxide (AHP) Affects the Recycle of the Liquid Fraction in the Pre-treatment and Enzymatic Hydrolysis of Corn Stover. Waste and Biomass Valorization.

5 SILVA, André Rodrigues Gurge da, ERRICO, Massimiliano, RONG, Ben-Guang. Evaluation of organosolv pretreatment for bioethanol production from lignocellulosic biomass: solvent recycle. Biomass Conv. Bioref.

6 VAZ, F.L., LINS, J. da Rocha, ALENCAR, B.R. Chemical pretreatment of sugarcane bagasse with liquid fraction recycling. Renewable Energy. 174. – 2021. 666-673.

СЕКЦИЯ 5

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В НЕФТЕГАЗОВОЙ ОТРАСЛИ

МРНТИ 52.47.27

НОВЫЕ СРЕДСТВА БУРЕНИЯ ПРОТЯЖЁННЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ВЯЗКОЙ НЕФТИ

Н.С.Буктуков, Е.С.Гуменников, Э.С.Есбергенова
Филиал «РГП НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д.А.Кунаева», г.Алматы, Казахстан

Проблема бурения протяжённых скважин из боковых стенок подземных выработок возникает в процессе горной подготовки месторождения высоковязких нефтей объёмными горными выработками [1, 2, 3].

Научные исследования новых технологических методов в добыче и горном обустройстве промыслов высоковязкой нефти, в том числе и остаточной нефти в после консервационных периодах, в настоящее время выполняется с целью максимального извлечения нефти при минимальных затратах на капитальное строительство горной подготовки [3, 4].

Строительная часть исследований предусматривает сооружение двух фланговых стволов и две горизонтальные сбойки между ними, пройденные в обхват нефтяного коллектора по протяженной стороне. Высотный уровень сбоек соответствует верхнему и нижнему уровню залегания коллектора.

Из обеих сбоек по этим уровням бурятся взаимопараллельные скважины через 10-12 м, которые охватывают всю ширину граничных плоскостей коллектора.

Далее производится монтаж транспортной трубопроводной линии с насосной откачкой нефти по межстволовой сбойке и выдающему стволу на поверхность.

Горизонтальный ряд скважин, пробуренные в боковой стенке верхней сбойки, будет рассредотачивать в надколлекторной плоскости объёмное силовое воздействие, активизирующее нефтевыделение на нижний уровень коллектора.

Высокая стоимость горных работ в сравнении со скважинной добычей становится важной проблемой, требующей по экономическим соображениям выполнять их с минимальными физическими объёмами, например, за счёт максимально возможного уменьшения сечений подземных выработок.

Новая технология добычи высоковязкой нефти предлагается производить по приведённой схеме (Рисунок 1). Диаметры вертикальных стволов в свету от 2,2 до 2,5 м. Сечения горизонтальных сбоек 3,4 не более 6,5 м^2. Назначение этих сбоек – использование для вентиляции и для трубопроводной транспортировки добытой нефти к выдающему стволу на поверхность.

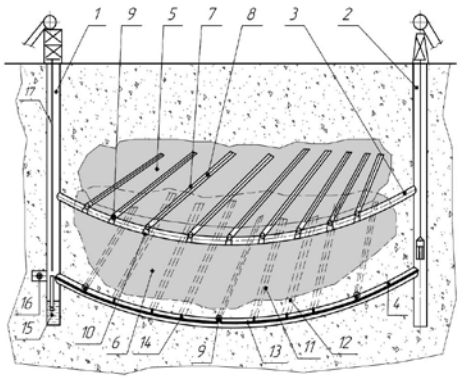


Рисунок 1 – Технологическая схема отработки остаточной нефти
1 - нефтевыдающий ствол; 2 - вентиляционный ствол; 3 - верхняя сбойка; 4 - нижняя сбойка; 5 - верхняя плоскость нефтяного пласта; 6 - нижняя плоскость пласта; 7 - верхний ярус горизонтальных скважин импульсного нагнетания; 8 - перфорированные паропроводы; 9 - импульсные парогенераторы; 10 - камерные буровые присечки; 11- нижний ярус добычных скважин; 12 - аварийный паропровод; 13 - нефтетранспортный трубопровод; 14 - трубные соединения скважинных паропроводов и транспортного; 15 - приёмный зумпф нефти; 16 - выдачной насос; 17 - выдачной трубопровод нефти на поверхность.

В таких условиях бурение подсечных скважин с использованием существующих средств бурения для отработки высоковязких нефтей становится весьма проблематичным и требуют значительной модернизации или создания принципиально новых средств.

Для нефтегазовой промышленности и геологоразведки бурение скважин выполняется сверху вниз из открытого пространства, что обеспечивает эффективную работу и полную безопасность для персонала.

Существующие технологии бурения глубоких скважин, которые в настоящее время по породам средней крепости используют вращательный способ, для крепких пород пневмоударный или гидроударный способы бурения. Буровые комплексы включают в себя привод для осевого нагружения буровой коронки, буровые коронки различной конструкции, приводы её вращения посредством трубчатой буровой колонны и средств обеспечения промывочным раствором.

Всё это располагается вне скважины на земной поверхности и для технологии добычи высоковязких нефтей вскрытием объёмными горными выработками неприемлемо.

Проведённые исследования в области техники и технологии бурения протяжённых скважин методом гидроударного и пневмоударного бурения в области техники и технологии бурения протяжённых скважин [6, 7], а также вращательного бурения [8, 9, 10] показали отсутствие в практике средств бурения скважин без буровых труб или штанг в качестве вращательного привода и привода осевой подачи бурового инструмента на забой скважины.

Разрабатываемый способ отработки нефти, неизвлекаемой вертикальными скважинами, включает в себя сооружение оконтуривающих нефтяной коллектор горизонтальных выработок, из которых выполняется скважинная подсечка коллектора. Размещение в них силовых приводов и штабелей коротких секций буровых труб одновременно нескольких буровых установок, учитывая большой объём буровых работ, создаст опасное условие с эвакуацией людей при возможном газожидкостном прорыве из какой-либо буримой скважины.

Институт горного дела им. Д.А Кунаева разработал конструкцию бурового снаряда для горизонтального бурения, исключаются наружные относительно скважины приводы вращения и осевой подачи бурового инструмента на забой, а также исключаются штанговые или трубчатые элементы силовой передачи от этих приводов на буровой инструмент.

Для работы устройства в целях экономии воды может использоваться водовоздушная смесь с давлением, например, 55 - 60 Бар и более.

Забуривание скважины из выработки малого сечения перпендикулярно стенке выработки осуществляется с временным распором, например, гидравлическими стойками, в противоположные стенки выработки и временными поддерживающими в горизонтальном положении переносными элементами.

Бурение скважины ходовыми шагами после полного погружения в неё всего механизма выполняется собственным механизмом подачи бурового инструмента на забой после освобождения временного распора с противоположной стенкой горизонтальной выработки.

Выводы: Новые средства бурения обеспечивают технологию эффективного бурения протяжённых горизонтальных скважин перпендикулярно боковым стенкам протяжённых горизонтальных выработок малого сечения, используя свойство погружного автономного режима своей работы и этим обеспечивает свободную эвакуацию людей в аварийных ситуациях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Буктуков Н.С., Молдабаева Г.Ж., Метакса Г.П. Способ добычи нефти с использованием сил гравитации. Патент РК №23703, 22.02.2010 г.

2 Балыхин Г.А. и др. Способ добычи вязкой нефти из пласта. Патент RU №2275499.

3 Владимиров И.В., Денисламов И.З. и др. Способ разработки высоковязкой нефти. Патент РФ № 2646151.

4 Н.С. Буктуков, Е.С. Гуменников, Г.Ж. Молдабаева, Б.Ж. Буктуков, Э.С. Есбергенова Новые решения по механизированной проходке шахтных стволов малого диаметра для добычи остаточной нефти. SOCAR Proceedings журнал, On-line ISSN: 2218-8622

5 Е.С. Гуменников, Н.С. Буктуков, Б.Ж. Буктуков, Э.С. Есбергенова Горная подготовка нефтепромыслов неглубоко залегающих месторождений вязкой нефти. Научно-инженерный центр «Нефть» Национальной инженерной академии РК. https://doi.org/10.37878/2708-0080/2023-4.06

6 Густафссон Пер. Султанов Б.З. и др. Ударник для бурения скважин, патент РФ №2167255.

7 Ударник для бурения скважин, патент РФ №2032807, 1991 г.

8 Горелов А.И., Матвеев Ю.В. Устройство для вращательного бурения скважин, патент РФ №2100562.

9 Ангелопуло О.К, Броун С.И. и др. патент РФ № 2009303, Способ ударно-вращательного бурения скважин и устройство для его осуществления.

10 Кузнецов В. Н, Буглов Н.А. и др. Способ вращательного бурения скважин, патент РФ №2215109.

УДК 622.279.4

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЕРДАХСКОГО ВАЛА СУДОЧЬЕГО ПРОГИБА УСТЮРТСКОГО РЕГИОНА И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ

Б.А. Оринбаев[1], О.Г.Хайитов[2], С.Э.Маллаев[3], А.И.Гадоев[3]
[1]Устюртское газодобывающее управление, г.Кунград, Республика Каракалпакистан
[2]Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан
[3]АО «Ўзбекнефтегаз», г.Ташкент, Узбекистан

Аннотация: газоконденсатные месторождения являются сложными природными комплексами, их свойства и характеристики имеют большое разнообразие. На сегодняшний день новые газоконденсатные месторождения открываются на глубинах в интервалах 2000-2950м и 4000-4500м. В общем случае система контроля разработки тем сложнее, чем больше глубина залегания месторождения, тем больше особенностей и осложнений в его разработке.

Ключевые слова: Устюртский регион, трудноизвлекаемые запасы, углеводороды, коэффициент газоотдачи, газоконденсатное месторождение, залежь, разработка.

Актуальные проблемы современной науки в области нефтегазопромысловой геологии, разработки и эксплуатации нефтяных, газовых и газоконденсатных месторождений является значительное отставание темпов добычи нефти, газа и газового конденсата от прироста запасов УВ, связанные с интенсивным ростом остаточных и разведанных геологических запасов в недрах. В связи с данной актуальностью на производственной практике необходимо разработать новые комплексные геолого-технологические мероприятия, направленные на форсированную выработку остаточных запасов до проектного значения и вовлечение в разработку трудноизвлекаемых недренируемых и слабодренируемых запасов углеводородов.

Газоконденсатные месторождения Устюртского региона представляют собой юрские, многозалежные, сложные природные резервуары, главным признаком которых является наличие скопления углеводородов в очень сложнопостроенном пористом терригенном пласте - коллекторе, ограниченном непроницаемыми покрышкой и основанием. Объемы скопления, состав, фазовое состояние и реологические свойства углеводородной смеси характеризуются большим разнообразием в разрезе верхне-, средне- и нижнеюрских залежей. Весьма разнообразны также коллекторские свойства, формы, глубины залегания, эффективные толщины и начальные термобарические параметры вмещающих углеводороды пород – коллектор. В целом, по рассматриваемым месторождениям нижне-средне-верхнеюрских отложений три мощных регионально выдержанных песчаных прослоев (J_1, J_2, J_3) и один мощный реперный аргиллит выдержанный пласт, над кровлю верхней юры, который выделяется во всех пробуренных скважинах, характеризующаяся как глина, с глубоким образованием каверны и с повышенным значением сопротивления по градиент и потенциал зондам, и радиоактивности по гамма-каротажу.

Месторождения Шарқий Бердақ, Шимолий Бердақ, Арслон, Ином и Сургил являются из крупнейших по запасами в Устюртском регионе, которые характеризуются специфическими горно-геологическими условиями, значительно осложняющими процесс разработки. Исходя из практического опыта промышленной разработки таких месторождений необходимо привести негативные промысловые факторы, усложняющие эксплуатацию верхне-, средне- и нижнеюрских залежей на постоянной и завершающей стадиях разработки:

1. Пластовые, неантиклинальные и многозалежные тектонически и литологически экранированные;
2. Высокая расчлененность и неоднородность;
3. Низкопористые и низкопроницаемые коллекторы;
4. Высокая начальная насыщенность коллектора с подвижной пластовой водой;
5. Взаимодействия соседних скважин и залежи, разделенных с тектоническими нарушениями.
6. Защемление объемов газа с пластовой водой и снижение активно дренируемых запасов;
7. Обводнение скважин пластовой и конденсационной водой;
8. Образование на призабойных зонах и забоях жидкостных и песчано-жидкостных пробок;
9. Истощение залежи с интенсивным падением пластовых давлений;
10. Высокая депрессия на пласт, связанная с заниженными коллекторскими свойствами;
11. Высокие значения фильтрационных сопротивлений А и В;
12. Нарушенное цементное кольцо за обсадными колоннами;
13. Физический износ скважинных обсадных колонн, насосно-компрессорных труб и устьевых оборудований;

Обобщая выше сформулированные негативные факторы, предлагается по величинам пористости, проницаемости и воданасыщенности, и структуре порового пространства отнести месторождения к трудноизвлекаемому типу, под влиянием которых формируется комплекс контролируемых и неконтролируемых параметров, и объединить их на две группы: геологические и технологические. Наиболее популярной и часто применяемой в практике является классификация песчано-алевролитовых пород-коллекторов по эффективной пористости и проницаемости, выполненная А.А.Ханиным в 1973 году [4]. Как отмечалось в работе И.Т. Мищенко [1], на примере Талинского нефтяного месторождения, продуктивные пласты представлены терригенными коллекторами с проницаемостью от 0,001 до 0,05 мкм^2, и значительно осложняющим фактором в процессе вовлечения в разработку залежей является низкопроницаемые коллекторы с существенной неоднородностью продуктивных пластов. Согласно классификации А.А. Ханина пласты-коллекторы Талинского месторождения можно отнести к слабо или к низкопроницаемому типу.

В данной работе приведены промысловые результаты проведенных на 50 скважинах газогидродинамических исследований на нестационарных режимах фильтрации на примере разработки сложнопостроенных газоконденсатных месторождениях Шаркий Бердак, Шимолий Бердак, Куйи Сургил, Куйи Шаркий Бердак, Арслон, Ином, Тиллали и Шагырлык (табл.№1). Данные месторождения состоят из юрских песчанистых коллекторов. Причем доля юрских коллекторов с проницаемостью:

- более 0,1 мкм^2 достигает 4%;
- от 0,01 до 0,1 мкм^2 достигает 12%;
- от 0,001 до 0,01 мкм^2 достигает 32%;
- от 0,0001 до 0,001 мкм^2 достигает 44%;
- менее 0,0001 мкм^2 достигает 2%.

Вышеприведенные промысловые данные подтверждают, что более 80% доля юрских залежей согласно классификации А.А. Ханина преимущественно с очень низкопроницаемыми и даже практически непроницаемыми коллекторскими свойствами. Но, эти низкие результаты не следует абсолютизировать при проведении поисково-разведочных, эксплуатационных бурений и доразведочных работ на практике, относительно хорошие коллекторы в разрезе нижне, средне и верхнеюрских отложениях имеются, но они встречаются неповсеместно на разрезах юрских месторождений. В период вторичного вскрытия залежей по результатам интерпретации ГИС, проведенных в закрытом стволе скважин, которые подтверждают, что коэффициенты газонасыщенности коллекторов колеблятся от 0,46 до 0,74 д.е., соответсвенно начальная водонасыщенность колеблятся от 0,26 до 0,54 д.е. В научно-исследовательской работе А.И. Гриценко отмечено, что в случае когда в песчанистом коллекторе содержится более 0,25 д.е. пластовой воды, относительная проницаемость для нее увеличивается, и вода будет себя вести как подвижная фаза [5]. Такие залежи называют недонасыщенным, и они представляют сложности для разработки и добычи из-за недостаточного количества геологического потенциала. Обычно, недонасыщенные залежи являются одним из типов нефтяных и газовых залежей, которые содержат нефть или газ в пористых и проницаемых горных породах, но в объеме, который значительного меньше, чем потенциальное пространство в коллекторах. Таким образом, Судочий прогиб, Бердахского палеограбена Устюртского региона на основании оценки критерия по насыщенности пород-коллекторов предлагается отнести юрские месторождения к недонасыщенному типу.

Сложность геологических строений Устюртских месторождений и действующие системы разработки обусловили некоторые особенности выработки балансовых запасов и форсированного обводнения эксплуатационного фонда скважин. В настоящее время при разбуренности месторождения на 90% и обводненности добываемой продукции (соотношение добытой объема воды к общему добытому объему – 70 тн/млн.м^3) текущий коэффициент газоотдачи не превышает 30% в целом. Не вызывает сомнений, что эффективность и степень выработки запасов углеводородов из неоднородных очень низкопроницаемых коллекторов зависят от технологического режима эксплуатации скважин, дренирования залежей и воздействия извне в нее [2]. Для повышения эффективности выработки запасов из неоднородных коллекторов в последние годы (2017-2023) предложено достаточно много геологических и технико-технологических решений. При этом чаще всего применялись: перфорация в газовых средах, гидравлический разрыв пласта, газодинамический разрыв пласта, солянокислотная обработка скважин, термобарохимическая обработка, зарезка второго ствола, бурение наклонно-направленных скважин и обработка забоя с поверхностно активным веществом. Промышленные испытания некоторых внедренных отечественных и зарубежных технологий, направленных на повышение пористости-проницаемости прискважинных зон, и вовлечение очень низкопроницаемых коллекторов в промышленную разработку, не всегда оказали приемлемую эффективность вышеупомянутых мероприятий.

В целом, конечный коэффициент газоотдачи при эксплуатации таких месторождений в режиме истощения существенно зависит от нескольких контролируемых и неконтролируемых параметров:

$$Кг=f(\mu,m,k,h_{эф},B,\ Sr,S_B,S_{скин},\ P_{пл},N,Q,\ kh/\mu,\ \chi)$$

где, μ – вязкость, m – пористость, %; k – проницаемость, мД; $h_{эф}$– эффективная толщина, м; B – обводненность, %; Sr – начальная газонасыщенность пласта; S_B – начальная водонасыщенность пласта; $S_{скин}$ – скин фактор; Рпл – начальное пластовое давление, МПа;N – количество газодобывающих скважин; Q – годовой отбор газа, млрд.м3; kh/μ - гидропроводность, Дм/сПз, χ – пъезопроводность, см^2/с.

Здесь следует отметить, что параметры kh/μ, χ, m, k, $P_{пл}$, N, $S_{скин}$ являются контролируемыми, но остальные параметры Q, B, μ, $h_{эф}$, Sr, S_B являются неконтролируемыми в процессе разработки залежи.

К первой группе следует отнести формы и размеры залежи и ее начальные параметры, геологическое строение продуктивного горизонта, тип залежи, физико - химические свойства пластовых флюидов и т.д. Эта же группа включает характер контакта газоконденсатных залежей с окружающими водонапорными бассейнами. Особенности этих водонапорных горизонтов, это объемы, формы, протяженность, пористость, проницаемость, гидропроводность, пъезопроводность, минерализованность и термобарические условия. Во вторую группу входят способ разработки залежи, стадия разработки, темп годового отбора газа из залежи и дебиты и обводненности отдельных скважин, и их рабочие давления и текущее геотехническое состояние, а также система первичного и вторичного вскрытия продуктивного горизонта и размещение скважин на структуре, наличие межпластовых перетоков газа и пр. Учитывается тот факт, что практически более 80% эксплуатационного фонда эксплуатируются компрессорным способом, и характеризуется низкими давлениями, небольшими дебитами, появлением пластовой воды в составе добываемый продукции скважин, отложением солей на забое, в НКТ, оборудовании скважин, шлейфах, образовании песчано-глинистых пробок на забое скважины. В компрессорный период эксплуатации скважин, газ выносит больше конденсационной и пластовой воды, механических взвесей, солей. При этих условиях практически невозможно найти

однозначное условие отбора газа и газового конденсата по добывающим скважинам.

Таким образом, осложняющие факторы, по сути, представляют собой геологические и технологические неопределённости месторождения и могут быть обусловлены:

1. Низкоразрешающим сейсморазведку с заниженной детальностью исследований;
2. Малым объемом комплекса каротажа, недостаточных для детального литологического расчленения вскрытых разрезов;
3. Малым объемом комплекса глубинных, газодинамических и газоконденсатных исследований в сочетании с геофизическими исследованиями в закрытом стволе;
4. Петрофизическим исследованием кернов, недостаточных для детального описания продуктивных пластов - коллекторов.

Обводнение газоконденсатных скважин – это естественный фильтрационный процесс, зависящий от конкретного расположения скважин по площади и разрезу газонасыщенной части залежей и годового отбора из нее газа.

В течение 2020-2023г.г. высокий процент возврата обводнившихся скважин в действующий фонд позволил осуществить увеличение отбора газа из месторождения со значительным вводом в эксплуатацию новых скважин. Практически все скважины законченных ремонтно-изоляционными работами дали положительные результаты. Не было получено только в не более 10% случаях, т.е. успешно отремонтированы более 90% скважин.

Ремонтно-изоляционные работы выполнены неселективным способом, т.е. закачки цементного раствора в скважину и установка его напротив продуктивного горизонта под высоким давлением, и перфорация выше или нижележащих горизонтов, разделенных несколькими глинистыми пропластками. Учитывая, отсутствие раздела газа и пластовой воды, т.е. течение двухфазных потоков в пласте в сторону перфорационных отверстий усложняют выделение обводненных зон и изоляцию водопритока имеющимися традиционными технологиями. Здесь традиционные методы отсечения притоков пластовых вод не приемлемы, так как вода вместе с газом фильтруется в пласте с первых же месяцев разработки залежей.

Эксплуатационный фонд скважин месторождений Устюртского региона из года в год увеличивается за счет ввода новых скважин из эксплуатационного, оценочно-эксплуатационного бурения, геологоразведочного бурения и сложного вида капитального ремонта скважин. Обеспечение выполнения годовых запланированных геолого-технических мероприятий позволило значительный рост годовой добычи газа и газового конденсата с одновременным увеличением отбора пластовой воды с последующим негативным влиянием на подъем жидкости с забоя, а также всей системе сбора и подготовки газа. Обводненность добываемого газа практически невозможно стабилизировать на одном уровне несмотря на массовое проведение капитального ремонта скважин с целью изоляции водопритоков с переходом на другие горизонты. В связи с возникновением на месторождениях производственных интересов касательно предотвращения самозадавливаний обводненных фондов и в целях максимальной добычи газа и газового конденсата с обильным притоком пластовых вод вместе с конденсатом, принято технологическое решение о необходимости эффективным способом бороться удалением пластовые воды со ствола скважины за счет снижения плотности скапливающихся пластовой воды в стволе скважин, и в настоящее время данная технология активно применяется на месторождениях Шарқий Бердақ, Шимолий Бердақ и Қуйи Шарқий Бердақ.

В результате внедрения технологии по удалению жидкости с забоя газоконденсатных скважин эффективность заключается в следующим:

1. Удаление столба жидкости и стабилизация технологического режима скважины;
2. Полностью остановка процесса продувки, предотвращающее создания многократной максимальной депрессии на пласт, усиливающий процесс деформации вызванное с напряженным состоянием геотехнологических систем;
3. Максимальная выработка зон дренирования остаточных запасов до снижения пластового давления равно которому давлению столб газа и противодавлению обусловленном гидравлическом сопротивлением системы: перфорационные отверстии - НКТ – Ф/А – шлейфы – ГСП – коллекторы;
4. Увеличение фактического коэффициента эксплуатации скважин;
5. Абсолютное прекращение загразнения охраны окружающей среды, путем полного прекращения процесса выброса технологических газов и газовых конденсатов в атмосферу.

По сути, обыкновенная технология по удалению жидкости с забоя обводняющийся скважин остается самым актуальным и эффективным методом борьбы удалением воды со ствола скважины за счет снижения удельного веса скапливающихся пластовой воды в стволе скважин.

Таким образом, результаты научно-исследовательских работ по месторождениям Устюртского региона показывают, что в ней объединены 13 осложняющих геологических и технологических факторов, в которых проницаемость и воданасыщенность являются критериями отнесения по запасу месторождений к трудноизвлекаемому запасу и по насыщению к недонасыщенному типу залежей. Такие залежи представляют сложности в разработке, и их рекомендуется использовать в среднесрочной перспективе при обосновании и принятия геолого-геофизических, технико-технологических и иных решений по выбору и освоению новых поисково-разведочных и эксплуатационных объектов, позволяющему учесть различные реальные физические явления, происходящие в коллекторе при добыче нефти и газа.

Таблица 1 -Результаты газогидродинамических иссследовании скважин, проведенных на нестационарных режимах фильтрации в период 2020-2023гг.

№№ п/п	Наименование месторождения	№№ скв.	Вид исследования	Дата проведения исследований	Интервал перфорации, м	Дебит, тыс.м^3/сут	Пористость (m) по РК, %	Насыщенность (S), %		Прони-цаемость (k) Д	Гидропроводность (kh/μ), Дм/сПз	Пьезопроводность (χ), см^2/с	Скин фактор (S скин)
								Газ	Пластовая вода				
1	Шимолий Бердак	50	КВД	октябрь-декабрь 2020	2545-2552 2558-2570	83,522	15,5	59	41	0,00032	0,4	16,39	2,700
2	Шимолий Бердак	62	КВД	октябрь-декабрь 2020	2290-2295 2325-2330	63,383	-	46	54	0,008566	6,88	283,18	0,800
3	Шимолий Бердак	82	КВД	октябрь-декабрь 2020	2620-2630	22,336	12,8	53	47	0,00013	0,09	7,24	3,000
4	Шимолий Бердак	83	КВД	октябрь-декабрь 2020	2592-2610	47,599	13,6	66	34	0,000061	0,07	3,57	2,800
5	Шаркий Бердак	62	КВД	октябрь-декабрь 2020	2206-2215 2240-2246 2259-2262 2264-2270	48,316	18	52	48	0,00021	0,39	11,23	2,700
6	Шаркий Бердак	67НН	КВД	октябрь-декабрь 2020	2170-2156	57,082	13,3	53	47	0,0108	12,38	363,49	1,000
7	Шаркий Бердак	76	КВД	октябрь-декабрь 2020	2577-2589 2597-2600	26,9	17,9	65	35	0,00018	0,18	9,9	2,900
8	Шаркий Бердак	79	КВД	октябрь-декабрь 2020	2000-2004 2039-2042 2059-2064	12,791	12,9	52	48	0,00072	0,7	26,81	2,800
9	Инам	10	КВД	октябрь-декабрь 2020	2468-2472	67,699	17	59	41	0,00191	0,57	120,05	3,700
10	Инам	14	КВД	октябрь-декабрь 2020	2470-2476	64,305	18,2	56	44	0,00084	0,38	59,28	3,400
11	Инам	17	КВД	октябрь-декабрь 2020	2802-2812	87,97	13	74	26	0,00087	0,39	45,5	3,200
12	Арслан	17	КВД	октябрь-декабрь 2020	3412-3453	30,024	10,6	54	46	0,000046	0,14	2,49	5,000
13	Арслан	23	КВД	октябрь-декабрь 2020	2210-2220 2229-2234 2259-2263 2274-2277 2498-2501	58,014	17,5	52	48	0,00081	1,51	42,15	2,500
14	Шимолий Бердак	52	КВД	июль-сентябрь 2021	1656-1661	60,564	24,4	56	44	0,00072	0,28	32,22	3,100

15	Шимолий Бердак	20	КВД	июль-сентябрь 2021	1574-1579	115,464	18	52	48	0,248	96,876	7878	-
16	Шимолий Бердак	62	КВД	июль-сентябрь 2021	2325-2330 2290-2295	43,387	-	46	54	0,00583	4,55	153,94	5,600
17	Шаркий Бердак	75	КВД	июль-сентябрь 2021	2058-2068 2259-2262	80,346	19,3	56	44	0,0059	0,6	36,67	3,800
18	Инам	2	КВД	июль-сентябрь 2021	2778-2786 2794-2806	120,608	18	58	42	0,00032	0,49	23,59	3,100
19	Куйи Сургиль	20	КВД	июль-сентябрь 2021	3998-4250 4250-4320	1003,39	12,5	71	29	0,07889	842,13	9793,62	-
20	Шаркий Бердак	96	КВД	июль-сентябрь 2021	4020-4300	1139,12	11	60	40	0,00271	25,83	330,97	-
21	Инам	14	КВД	июль-сентябрь 2021	2470-2476	55,83	18,2	56	44	0,00077	0,36	40,8	3,300
22	Шагырлык	4	КВД	июль-сентябрь 2021	2146-2151	36,493	-	-	-	0,00027	0,07	18,09	4,200
23	Куйи Сургиль	6	КВД	23.12.2021	4196-4497	1142,85	11,2	74	26	0,000201	2	33,4	1,100
24	Шаркий Бердак	66	КВД	26.10.2021	2054-2058	71,319	17,2	52	48	0,00698	1,79	359,32	3,400
25	Куйи Шаркий Бердак	2	КВД	октябрь-декабрь2021	4019-4500	132,187	8	-	-	$2x10^{-6}$	0,04	0,3	2,100
26	Куйи Сургиль	22	КВД	октябрь-декабрь 2021	3780-4300	512,359	10	-	-	0,0000002	0,004	0,03	-13,000
27	Арслан	9	КВД	25.12.2021	3491-3581	177,967	10	52	48	$1,23x10^{-4}$	0,43	12,54	-0,900
28	Куйи Сургиль	11	КВД	08-09.12.2021	3690-3709 3759-3794 3817-3874 3919-3980 3995-4006 4200-4346	19,546	-	-	-	$1,411x10^{-4}$	0,884	13,378	1,700
29	Шаркий Бердак	56 НН	КВД	08-09.01.2022	2187-2191 2197-2199 2218-2221 2266-2269	26,821	17	62	38,00	0,000206	0,163	8,54	3,100
30	Шаркий Бердак	65 НН	КВД	19-20.01.2022	2682-2688 2707-2717	50,873	15	54	46,00	$2,49x10^{-4}$	0,2	20,65	3,000
31	Куйи Сургиль	25	КВД	08.05.2023	4176-4300	406	10,8	56	44,00	0,36827	1936,31	55557,44	5,500

32	Запад. Куйи Сургиль	11	КВД	25.10.2023	4041-4283	97,23	11,75	72,00	28,00	0,0048	11,76	628,87	26,200
33	Куйи Шаркий Бердак	15	КВД	19.09.2023	3895-4309	185,73	13,00	66,00	34,00	0,00184	44,77	159,71	14,000
34	Шимолий Бердак	113	КВД	20.09.2023	2520-2623	83,83	13,40	62,00	38,00	0,00743	50,16	515,58	34,400
35	Шимолий Бердак	31	КВД	11.09.2023	2242-2246 2274-2278 2310-2315	29,73	19,00	67,00	33,00	0,02376	5,24	571,99	13,000
36	Шимолий Бердак	88	КВД	13.09.2023	1650-1654 1680-1684	153,93	18,20	54,00	46,00	0,0549	24,66	3290,53	4,600
37	Шимолий Бердак	51	КВД	26.09.2023	2172-2175	175,42	15,00	59,00	41,00	0,01917	3,08	2481,11	10,900
38	Шимолий Бердак	119	КВД	13.11.2023	2510-2599	44,87	12,90	57,00	43,00	0,00141	7,51	132,47	17,900
39	Шимолий Бердак	122	КВД	14.11.2023	2498-2623	73,01	11,10	55,00	45,00	0,00204	16,99	148,53	9,200
40	Куйи Шаркий Бердак	17	КВД	22.12.2023	4134-4500	597,82				0,00658	20,65	1089,6	14,600
41	Куйи Сургиль	29	КВД	16.10.2023	3844-3870 3990-4010 4165-4301	239,855	9	55	45,00	0,00479	8,84	750,41	4,000
42	Шимолий Бердак	67	КВД	08.10.2023	2221-2224 2237-2239 2241-2245 2251-2254	114,35	16,30	56,00	44	0,0005	0,35	26,58	2,500
43	Шимолий Бердак	116	КВД	09.10.2023	2501-2505 2529-2535 2562-2565 2584-2594	120,19	12,70	52,00	48	0,00154	1,42	63,59	-
44	Инам	2	КВД	16.07.2023	2778-2786 2794-2806	71,50	18	58	42	0,00025	0,55	18,62	3,200
45	Инам	10	КВД		2468-2472	15,80	17	59	41	0,00169	0,52	3144,63	5,700
46	Шимолий Бердак	54	КВД	18.09.2023	2146-2152 2157-2160 2167-2170	57,66	17,30	54,00	46,00	0,00023	0,24	27,63	2,800
47	Шаркий Бердак	100	КВД	25.06.2023	3994-4300	886,13	9,00	62,00	38,00	0,00127	4,24	301,22	1,200
48	Куйи Сургиль	30	КВД	06-07.08.2023	4207-4500	105,66	10,00	67,00	33,00	0,00014	0,51	0,51	-19,200
49	Куйи Шаркий Бердак	11	КВД	06.07.2023	3956-4299	712,43	10,00	63,00	37,00	0,00203	5,56	437,19	3,300

32	Запад. Куйи Сургиль	11	КВД	25.10.2023	4041-4283	97,23	11,75	72,00	28,00	0,0048	11,76	628,87	26,200
33	Куйи Шаркий Бердак	15	КВД	19.09.2023	3895-4309	185,73	13,00	66,00	34,00	0,00184	44,77	159,71	14,000
34	Шимолий Бердак	113	КВД	20.09.2023	2520-2623	83,83	13,40	62,00	38,00	0,00743	50,16	515,58	34,400
35	Шимолий Бердак	31	КВД	11.09.2023	2242-2246 2274-2278 2310-2315	29,73	19,00	67,00	33,00	0,02376	5,24	571,99	13,000
36	Шимолий Бердак	88	КВД	13.09.2023	1650-1654 1680-1684	153,93	18,20	54,00	46,00	0,0549	24,66	3290,53	4,600
37	Шимолий Бердак	51	КВД	26.09.2023	2172-2175	175,42	15,00	59,00	41,00	0,01917	3,08	2481,11	10,900
38	Шимолий Бердак	119	КВД	13.11.2023	2510-2599	44,87	12,90	57,00	43,00	0,00141	7,51	132,47	17,900
39	Шимолий Бердак	122	КВД	14.11.2023	2498-2623	73,01	11,10	55,00	45,00	0,00204	16,99	148,53	9,200
40	Куйи Шаркий Бердак	17	КВД	22.12.2023	4134-4500	597,82				0,00658	20,65	1089,6	14,600
41	Куйи Сургиль	29	КВД	16.10.2023	3844-3870 3990-4010 4165-4301	239,855	9	55	45,00	0,00479	8,84	750,41	4,000
42	Шимолий Бердак	67	КВД	08.10.2023	2221-2224 2237-2239 2241-2245 2251-2254	114,35	16,30	56,00	44	0,0005	0,35	26,58	2,500
43	Шимолий Бердак	116	КВД	09.10.2023	2501-2505 2529-2535 2562-2565 2584-2594	120,19	12,70	52,00	48	0,00154	1,42	63,59	-
44	Инам	2	КВД	16.07.2023	2778-2786 2794-2806	71,50	18	58	42	0,00025	0,55	18,62	3,200
45	Инам	10	КВД		2468-2472	15,80	17	59	41	0,00169	0,52	3144,63	5,700
46	Шимолий Бердак	54	КВД	18.09.2023	2146-2152 2157-2160 2167-2170	57,66	17,30	54,00	46,00	0,00023	0,24	27,63	2,800
47	Шаркий Бердак	100	КВД	25.06.2023	3994-4300	886,13	9,00	62,00	38,00	0,00127	4,24	301,22	1,200
48	Куйи Сургиль	30	КВД	06-07.08.2023	4207-4500	105,66	10,00	67,00	33,00	0,00014	0,51	0,51	-19,200
49	Куйи Шаркий Бердак	11	КВД	06.07.2023	3956-4299	712,43	10,00	63,00	37,00	0,00203	5,56	437,19	3,300
50	Тиллали	2	КВД	03-05.02.2023	2640-2648 2688-2692 2696-2700 2714-2722	51,115	14	59	41	0,00029	0,69	44,36	-9,700

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мищенко И.Т., А.Т. Кондратюк. Особенности разработки нефтяных месторождений с трудноизвлекаемыми запасами. Москва, Издательство «Нефть и газ», 1996, 190с.
2. Тер-Саркисов Р.М. Разработка и добыча трудноизвлекаемых запасовуглеводородов. Москва, ООО «Недра - Бизнесцентр», 2005. 407 с.
3. Тер-Саркисов Р.М. Разработка месторождений природных газов. Москва, ОАО Издательство «Недра», 1999. 659 с.
4. Гриценко А.И., Тер-Саркисов Р.М. и др. Методы повышения продуктивности газоконденсатных скважин. Москва, ООО «Издательство недра», 1997. 364 с.
5. Хайитов О.Г., Орынбаев Б.А., Бекманов Н.У., Давлатбоев Ж.Т. Новая классификация месторождений углеводородов Устюртского региона // Вестник Университета геологических наук - Т.: 2023. - №6. - С.11–18.
6. Хайитов О.Г., Орынбаев Б.А. Результаты исследований изменения пластовых мощностей покрывающих отложений на примере изученности Устюртского региона. // Сборник материалов XVI международных научных надировских чтений «Яркий пример преемственности научных традиций и верности профессии» от 25 февраля 2022 года «История философии, науки и техники». - г. Атырау. 2022 - С. 767-771.
7. Хайитов О.Г., Бурлуцская И.П., Зуфарова Ш.Х. Нефтегазопромысловая геология. Тошкент.«TALQIN», 2007. 384 с.
8. Абдуллаев Г.С., Хайитов О.Г., Агзамова С.А., Сонаев С.Н. Результаты интенсификации притока газа при освоении поисковых скважин месторождения Дарахтли. Горный журнал Казакстана. –Алма-Ота. 2021. –№11. –С.35–44.

Код МРНТИ 52.47.15

ЭФФЕКТИВНОСТЬ БУРЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН

М. Бисенгалиев[1], М. Сарбопеева[2], А. Тогашева[2], Р. Баямирова[2], А. Жолбасарова[2]
[1]Атырауский университет нефти и газа имени Сафи Утебаева, г. Атырау, Казахстан
[2] Каспийский государственный университет технологии и инжиниринга имени Ш.Есенова, г. Актау, Казахстан

Развитие нефтяной и газовой промышленности в Республике Казахстан характеризуется не только расширением районов добычи нефти и газа и открытием новых типов месторождений, но и дальнейшим совершенствованием и развитием эффективности разработки эксплуатируемых нефтяных месторождений.

Процесс вытеснения нефти из порового пространства при постоянном пластовом давлении путем закачки в пласт воды (холодной, горячей), пара и создания постепенно продвигающегося фронта вытеснения получил повсеместное распространение. Этот метод обеспечил более высокую нефтеотдачу пласта по сравнению с ранее использовавшимися пассивными методами вытеснения нефти – за счет притока вод из окружающих месторождение водных коллекторов, энергии газа в газовых шапках и газа, выделяющегося из нефти.

Анализируя состояние разработки месторождений, находящихся продолжительное время в эксплуатации, не трудно убедиться, что в результате неравномерного фронта вытеснения нефти по различным причинам в продуктивном пласте остаются целики нефти, практически не тронутые разработкой. На выявление этих зон и должны быть направлены в первую очередь предварительные исследования геологов. Конечно же, целесообразность бурения горизонтальных скважин не определяется лишь этим изучением. Во внимание принимается целый ряд других обстоятельств, в том числе наличие слаборазобщенных подошвенных вод, близость ВНК, наличие верхних вод и газовых шапок, коллекторские свойства продуктивного пласта, градиента давления внутри залежи, текущая обводненность продукции близлежащих скважин, проницаемость и трещиноватость разобщающих пропластков. Особое значение при этом уделяется анизотропии пласта по проницаемости, т. е. отношение вертикальной проницаемости к горизонтальной проницаемости. С учетом повышенной стоимости бурения горизонтальных скважин проводится технико-экономическая оценка доизвлечения указанных объемов нефти существующими новыми методами повышения нефтеотдачи и сопоставление этих данных при горизонтальном бурении.

При оценке стоимости строительства горизонтальных скважин учитываются опыт и особенности бурения горизонтальных скважин в зависимости от таких факторов, как:

- наличие неустойчивых пород и их толщины при вхождении в интервал горизонтального ствола;
- возможность оставления без изоляции и разобщения нижней части разреза;
- необходимость обсаживания горизонтальной части ствола.

Требуется также оценить коэффициент удорожания проведения исследовательских, ремонтных, а также геолого-технических мероприятий в горизонтальном стволе скважин в сравнении с вертикальными скважинами. Это, очевидно, можно сделать на основе предварительного анализа стоимости указанных мероприятий на месторождениях, разрабатываемых с использованием горизонтальных скважин.

Одними из основных вопросов, которые требуется решить при проектировании горизонтального бурения, являются оценка и прогноз технологической и экономической эффективности. Поскольку горизонтальная скважина (ГС) бурят вместо привычных вертикальных, их эффективность определяют по отношению к вертикальным.

С учетом накопленного опыта бурения горизонтальных скважин, рассмотрен вариант разработки месторождения Узень. Предложено к бурению 15 горизонтальных скважин с начальными приростами нефти от 6,3 т/сут. до 9,5 т/сут.

Относительная технологическая эффективность ГС характеризуется соотношением текущих дебитов или накопленной добычи нефти при разработке месторождения горизонтальными и вертикальными скважинами. Разность этих показателей определяет дополнительную добычу нефти, полученную за счет бурения ГС.

Экономическое обоснование горизонтального бурения базируется на сравнении себестоимости добываемой нефти, получаемой прибыли от ее реализации, срока окупаемости капитальных вложений с аналогичными показателями при разработке месторождений без такого бурения. Используются общепринятые формулы:

$$C_{(t)} = \frac{Э_{(t)}}{Q_{H(t)}} \tag{1}$$

$$П_{(t)} = B_{(t)} - Э_{(t)} - H_{(t)} \tag{2}$$

где C(t) - себестоимость тонны нефти за данный период времени t;
Э(t) - эксплуатационные затраты с учетом амортизационных отчислений за
этот же период
I этот же период;
$Q_H(t)$ - добыча нефти за время t;
II(t) - прибыль от реализации продукции за данный период;
B(t) - выручка от реализации продукции;
H(t) - сумма налогов за соответствующий период.

Период окупаемости капитальных вложений определяется из условия:

$$\sum_{i=1}^{n}\left(П_i + A_i\right) \geq \sum_{i=1}^{n} K_i \tag{3}$$

где Aj — амортизационные отчисления в i-м году; Kj - капитальные вложения в i-ом году.

Из формулы (3) следует, что период окупаемости составляет *n* лет, т.е. определяется тем временем, за которое произойдет полный возврат вложенного капитала.

Подходы к оценке технологической эффективности горизонтальных скважин или скважинных систем должны учитывать стадийность разработки месторождения.

Если горизонтальное бурение проектируется на новом объекте, то прогнозирование технологической эффективности основывается на теоретических оценках.

Поскольку ГС бурят вместо привычных вертикальных, их эффективность определяют по отношению к вертикальным.

Относительная технологическая эффективность ГС характеризуется соотношением текущих дебитов или накопленной добычи нефти при разработке месторождения горизонтальными и вертикальными скважинами. Разность этих показателей определяет дополнительную добычу нефти, полученную за счет бурения ГС.

Рассмотрим на примере по XIII и XIV горизонтам месторождения Узень, во сколько раз применение горизонтальных скважин позволяют увеличить отбор углеводородов из продуктивных пластов.

Обычно у нефтяных пластов определяют две толщины: общую и эффективную, причем общая бывает значительно больше эффективной, поскольку общая, кроме эффективной включает в себя неэффективную толщину. Нефтяные пласты XIII и XIV горизонтам месторождения Узень состоят из нескольких проницаемых слоев (это эффективная толщина) и их разделяющих прослоев (неэффективная толщина), в два – три раза превосходящая толщину проницаемых слоев. По нижеприведенным данным проведем расчеты:

Гидропроводностьпласта равна $\frac{kh}{\mu}$=1, а эффективная общая и толщины этого пласта равны h= 10 м и $h_{об}$ = 20 м. радиус скважины r_c=0,1м. разность забойных давлений нагнетательных и добывающих скважин $P_{сн} - P_{сэ}$ = 100. сетка скважин равномерная квадратная 2 $\sigma_н$=2 σ = L=400 м. Общее число нагнетательных скважин $n_н$=100. Общая горизонтальная длина скважины $l_г$=200 м. а число проницаемых нефтяных слоев может быть $n_{сл}$: 2,4 или 8.

Сначала определим общий дебит нефтяной площади для варианта вертикальных скважин.

Фильтрационные сопротивления:

$$\omega_н = \frac{1}{n_н} \cdot \frac{\mu}{k \cdot h} \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot \ln \frac{2\sigma}{2\pi r_c} = \frac{1}{100} \cdot 1 \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot \ln \frac{400}{2\pi \cdot 0.1} = \frac{1}{100} \cdot 1.0275 = 0.01$$

$$\omega = 0.01; \quad \Omega = \frac{\mu}{k \cdot h} \cdot \frac{L}{2\sigma \cdot n} = 1 \cdot \frac{400}{100 \cdot 400} = 0.01$$

Общий дебит нефтяной площади:

$$q_o = \frac{P_{сн} - P_{сэ}}{\omega_н + \frac{1}{2} \cdot \Omega + \omega} = \frac{100}{0{,}01 + 0{,}005 + 0{,}01} = 4000$$

Теперь определим общий дебит нефтяной площади для варианта горизонтальных скважин.
Фильтрационные сопротивления:

$$\omega_н = \frac{1}{n_н} \cdot \frac{\mu}{k \cdot h} \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot \left[\ln \frac{2\sigma \cdot h_{об} \cdot n_{сл}}{l_г \cdot h} + \frac{h_{об}}{l_г} \frac{h}{n_{сл} \cdot 2\pi \cdot r_c} \right] =$$

$$\frac{1}{100} \cdot 1 \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot \left[\ln \frac{400 \cdot 20}{200 \cdot 10} + \ln n_{сл} + \frac{20}{200} \cdot \ln \frac{10}{2\pi \cdot 0.1} - \frac{20}{200} \cdot \ln n_{cl} \right] = \frac{1}{100} \cdot 1 \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot$$

$$\cdot \left[\ln \frac{400 \cdot 20}{200 \cdot 10} + \ln n_{сл} + \frac{20}{200} \cdot \ln \frac{10}{2\pi \cdot 0.1} - \frac{20}{200} \cdot \ln n_{сл} \right] = \frac{1}{100} \cdot \frac{1}{2\pi} \cdot \left[1{,}3863 + 0{,}2767 + 0{,}9 \ln n_{сл} \right] =$$

$$= 0{,}002647 + 0{,}001432 \cdot \ln n_{сл}$$

$$\omega = 0{,}002647 + 0{,}001432 \ln n_{сл}; \quad \Omega = \frac{\mu}{k \cdot h} \cdot \frac{L}{2\sigma \cdot n} = 1 \cdot \frac{400}{100 \cdot 400} = 0.01$$

Общий дебит нефтяной площади:

$$q_o = \frac{P_{сн} - P_{сэ}}{\omega_н + \frac{1}{2} \cdot \Omega + \omega} = \frac{100}{0.002647 + 0.001432 \cdot \ln n_{сл} + 0{,}005 + 0{,}002647 + 0{,}001432 \ln n_{сл}} =$$

$$= \frac{100}{0{,}010294 + 0{,}002864 \cdot \ln n_{сл}}$$

$n_{сл}$	2	4	8
q_o ……..	8144	7010	6154

Заключение.

Экономические показатели можно улучшить на основе сокращения эксплуатационных затрат и капитальных вложений. Поэтому основу экономической политики нефтедобывающей организации должны составлять мероприятия, направленные на уменьшение указанных статей расходов. Например, принимаемые меры по обустройству объектов, материально-техническому снабжению, закупке оборудования для горизонтального бурения уже сейчас приводят к сокращению нормативов затрат, составляющих основу для определения себестоимости и капитальных вложений.

Таким образом, методика оценки технико-экономических показателей горизонтальных скважин и боковых горизонтальных стволов позволяет на этапе проектирования проводить оценку продуктивности и определять целесообразность вложения средств в бурение скважины.

И также, для рассматриваемой площади Узень при прочих равных условиях прменение горизонтальных скважин вместо вертикальных приводит к увеличению общего дебита в 1,539 – 2,036 раза.

А если бы длина горизонтальной скважины была бы втрое больше, то дебит горизонтальной скважины дополнительно увеличился бы втрое.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Борисов Ю.П., Пилатовский В.П., Табаков В.П. Разработка нефтяных месторождений горизонтальными и многозабойными скважинами Москва «Недра» 1964г.

2 Беликова В.А “Давления насыщения в нефтяных залежах XIII-XVIII горизонтов месторождения Узень “ НТС №42 1968г.

3 Ефремова Л.Н. «Изучение глинистых минералов в породах XIII-XVIII продуктивных горизонтов месторождения Узень» Недра М, 1968г.

4 Закиров И.С. Развитие теории и практики разработки нефтяных месторождений. - М: Регулярная и хаотическая физика, 2006. - 357 с.

5 Закиров И.С. Коррекция структуры формулы для КИН / И.С. Закиров, В.И. Корпусов // Нефтяное хозяйство, № 1,2006. — С. 62-63

6 Иктисанов В.А. Определение оптимальной длины горизонтальных стволов скважин на двух залежах Ромашкинского месторождения / В.А. Иктисанов, Д.Г. Яраханова // Нефтяное хозяйство. - 2007. - № 3. — С. 65-67.

Код МРНТИ 52.47.19

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РЕКОМЕНДУЕМЫХ СПОСОБОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ СКВАЖИН

М.Бисенгалиев, Г. Абдешова, А.Шамшенова, Ж.Сарсен
Атырауский университет нефти и газа имени Сафи Утебаева, г. Атырау, Казахстан

При составлении данной статьи «Обоснование выбора рекомендуемых способов эксплуатации скважин» месторождения Узень использовались геолого-промысловые данные, полученные в процессе опытно-промышленных исследований. С начала разработки месторождения Узень ограниченные возможности пластовой энергии, значительный фонд малодебитных скважин, проблемы подъема и промыслового сбора высокопарафинистых застывающих нефтей требовали решения сложных задач выбора и организации внедрения рациональных способов механизированной добычи.

Эффективным способом механизированной добычи на месторождении Узень, являлся газлифтный. Газлифтный способ эксплуатации скважин на месторождении применялся с самого начала разработки, а с 1970 года началось его широкое промышленноевнедрение, когда в систему газлифта был подан природный газ высокого давления месторождения Тенге. В последующие годы велись дальнейшие работы по наращиванию газлифтной добычи. Однако позже, с увеличением обводненности продукции и снижениемресурсов попутного газа, потребовалось сокращение газлифтной добычи вплоть до полнойликвидации данного способа эксплуатации скважин.

С ликвидацией газлифта вся нагрузка на реализацию плановых отборов нефти леглана установки плунжерных штанговых насосов.

В настоящее время на месторождении Узень выбор рациональных способов механизированной добычи приобрел особую остроту. С учетом дальнейшей разработки месторождения, проведения различных геолого-технических мероприятий по интенсификации добычи нефти, проведения опытно-промышленных испытаний (далее ОПИ) новых техник и технологий, фонд продуктивных скважин возрастает. Ведутся активные работы по испытанию более производительных установок механизированной добычи, нового подземного и глубинно-насосного оборудования, новых технологий.

По состоянию на 01.01.2022г., добывающий эксплуатационный фонд месторождения Узень составляет 3698 скважин, втом числе в действующем фонде - 3447, в бездействующем – 250 и в освоении/обустройстве– 1 скважина.

Выбор техники и технологии добычи нефти основан на условиях эксплуатации скважин, которые определяются исходя из геолого-промысловой характеристики продуктивных пластов, физико-химических свойств флюида и заданных условий эксплуатации скважин, рекомендуемого варианта разработки. Анализ данных эксплуатаций скважин позволил выделить основные условия, характерные для данного месторождения и влияющие на выбор способа эксплуатации:

- средняя глубина залегания продуктивных горизонтов 1464.4 м;
- среднее пластовое давление по данным замеров составило 14.04 МПа;
- давление насыщения нефти газом в пределах от 5.2 МПа до 14.87 МПа;
- газосодержание нефти по залежам изменяется от 34.9м^3/т до 104.33м^3/т;
- вязкость нефти в пластовых условиях изменяется от 2.13мПа*с до 5.47мПа*с.;
- скважины характеризуются средней и низкой продуктивностью.

Для выбора рекомендуемого способа эксплуатации добывающих скважин необходимо рассмотреть различные способы, начиная с самого экономически выгодного – фонтанного. Фонтанирование скважин обусловлено гидростатическим напором пласта и энергией выделившегося из нефти газа. Фонтанный способ эксплуатации является наименее затратным и наименее трудоёмким способом извлечения нефти из скважин с использованием естественной пластовой энергии. Но при недостаточном наборе факторов,обуславливающих стабильное фонтанирование (высокое пластовое давление, газовый фактор, коэффициент продуктивности скважин) – достижение проектных дебитов фонтанным способом не будет обеспечено. В том случае, когда режим пласта не позволяетподдерживать приемлемый отбор, а в ряде случаев вообще не обеспечивает приток пластовых флюидов к скважине, необходим перевод скважин на механизированную добычу.

Правильность эксплуатации и обеспечение более длительного и бесперебойного фонтанирования скважин заключается в том, чтобы обеспечить оптимальный дебит при возможно меньшем газовом факторе с минимальными потерями давления в подъемнике (фонтанирование на оптимальном режиме). Для создания таких условий фонтанирования и определения условий перевода скважин на механизированную добычу, необходимо оценить предельные (минимальные) давления фонтанирования скважин (при условиях $Р_{заб} < Р_{нас}$ и $Р_{заб} \geq Р_{нас}$) и предельную обводненность (при которой скважины прекращают фонтанировать), а также обосновать выбор соответствующего наземного и подземного оборудования.

Минимальные забойные давления фонтанирования определяются условиями и показателями варианта разработки, технологическими особенностями системы сбора и подготовки добываемых углеводородов.

Определение и установление оптимальных режимов работы добывающих скважин основывается на согласовании работы пласта и подъёмника, определяемое в результате расчёта гидродинамического движения газожидкостного потока в подъёмных трубах.

В зависимости от соотношений устьевых и забойных давлений, дебитов, газового фактора и пр. в скважинах будут устанавливаться необходимые технологические режимы путем переключения их на соответствующее давление на устье (с использованием штуцеров различных диаметров).

Для расчета и обоснования предельных забойных давлений и предельную обводненность, произведены гидравлические расчеты по методике И. Т. Мищенко.

Минимальное давление на забое скважины, обеспечивающее процесс фонтанирования при заданных условиях составляет по:

- основному своду: 8,8 - 11,2 Мпа;
- хумуруну: 10,4-15,4 Мпа;
- северо-западу: 10,1-14,8 Мпа;
- парсумуруну: 10,3-17,0 Мпа.

При увеличении обводненности эффективный газовый фактор пропорционально уменьшается, а оптимальный удельный расход газа несколько увеличивается за счет увеличения плотности водонефтяной смеси. Таким образом, при увеличении обводненности минимально необходимое для фонтанирования давление на забое скважиныувеличивается.

Гидродинамические расчёты показали, что при высоком темпе обводнения не обеспечивается длительная устойчивая эксплуатация скважин. Поэтому для реализации потенциальных дебитов скважины целесообразно переводить на механизированный способэксплуатации.

Фонтанная арматура предназначена для герметизации фонтанных скважин, контроля и регулирования режима их эксплуатации. Через фонтанную арматуру осуществляются технологические операции и спуск скважинного оборудования, инструментов и приборов.

Фонтанная арматура выбирается (по условиям принятого варианта разработки и условиям эксплуатации месторождения) крестового типа на рабочее давление 21 МПа (3000PSI по АНИ) типа «АФК1-65х21», по ГОСТ 13846-89 или соответствующая ей по классификации АНИ.

Фонтанная арматура включает трубную головку, фонтанную ёлку с двумя стволовыми запорными устройствами, а также с двумя задвижками на каждом боковом отводе. Боковые отводы фонтанной ёлки оборудованы штуцердержателями постоянного сечения и нагнетательными фланцами. Размер трубы и номинальное значение давления выше и ниже штуцера одинаковы.

Всё оборудование, спускаемое в скважину, должно изготавливаться из материала в соответствии с условиями работы скважин, в составе продукции которых содержитсяуглекислый газ и сероводород. При переводе скважин с фонтанной на механизированный способ добычи, это будет связано с увеличением обводненности продукции скважин, применяемые подъемные трубы (НКТ) можно использовать и в дальнейшем с соответствующим внутрискважинным оборудованием.

Рассчитать газожидкостной (фонтанный) подъёмник - это значит выбрать его диаметр, длину и оптимальный режим работы, соответствующий промысловым условиям.Основным критерием при выборе компоновки НКТ и режима работы скважины является достижение минимальных потерь давления при движении флюида по колонне НКТ, т.е. перепад давления по длине подъёмника должен быть минимальным, а его пропускная способность и соответственно добыча максимально возможной.

Компоновка НКТ диаметром 73 мм по стоимости обходится дешевле компоновки НКТ диаметром 89 мм, наиболее рекомендуемый вариант - это применение НКТ диаметром73 мм. Однако для каждой конкретной скважины (особенно при обводнённой продукции) спуск колонны НКТ большого диаметра обуславливается рентабельностью, если это не определяется другими более приоритетными факторами (необходимость спуска через колонну НКТ оборудования и приборов большого диаметра, и т.п.).

Выбор компоновок лифтовой колонны (размер и длина секций) основаны на том, чтоони обеспечивают:

- максимальную отдачу скважины;
- установку в скважине подземного оборудования, обеспечивающего эффективную и безопасную эксплуатацию скважины (клапан безопасности и пакер);
- проведение необходимых геофизических исследований;
- достаточную сопротивляемость всем нагрузкам, возникающим в ходеразличных операций, которые могут производиться в течение всего срока службы скважины.

Глубина спуска насосно-компрессорных труб приближенным к интервалам перфорации (≈ 50 м), обусловлено

тем, что при этом уменьшается риск эрозии башмака колонны песком, по сравнению с прямым воздействием поступающего из пласта флюида, при расположении НКТ сразу над интервалом перфорации и особенно перекрывая его. Кроме того, при отсутствии хвостовика (труб меньшего диаметра под пакером) и спуск НКТнад перфорацией не возникает опасность прихвата башмака колонны НКТ на забой.

Потенциальная опасность, связанная с высокими рабочими давлениями, требует установки скважинной системы безопасности безотказного типа. Эта система должна эффективно действовать при возникновении аварийной ситуации, например, такой как полное уничтожение фонтанной арматуры и устья скважины.

Рекомендованные конструкции эксплуатационных колонн диаметром 168 мм с диаметром подъемных труб 73 мм позволяют оборудовать их клапаном-отсекателем с наружным диаметром 117,48 мм (внутренний диаметр 60,43 мм) на рабочее давление 25 МПа. Наиболее надежными являются трубные, съемные, механические. Над пакером располагается разъединитель колонны с замком, позволяющий осуществить отсоединение или соединение НКТ и пакера. Надпакерное кольцевое пространство заполняется жидкостью, обработанной ингибитором коррозии, поглотителем кислорода и антибактериальным средством. Под пакером устанавливается хвостовик с воронкой для посадки в ней измерительных приборов и пробки с помощью канатной техники.

Расчет режимов работы скважин проводится для подъемника с наружным диаметром 73 мм и внутренним 62 мм. Выбор лифта диаметром 73 мм проводится с учетомсоответствия фактической производительности скважин и возможности проведения различных технологических операций. Спуск НКТ рекомендуется на 10 м выше интервалаперфорации.

Устье фонтанных скважин рекомендуется оборудовать фонтанной арматурой АФК1-65×65×21 на рабочее давление 21 МПа с проходным диаметром ствола 65 мм и проходным диаметром боковых отводов 65 мм с ручным способом управления. Боковой отвод арматуры оборудуется штуцером для поддержания соответствующего давления и установления оптимального режима работы скважины.

Рабочее давление фонтанной арматуры должно соответствовать максимальному давлению, ожидаемому на устье скважины, и быть не менее давления опрессовки эксплуатационной колонны. Серийное производство фонтанных арматур рассчитано на следующие рабочие давления: 7 МПа, 14 МПа, 21 МПа, 35 МПа, 70 МПа.

При неустойчивом режиме работы скважин фонтанным способом, не реализации потенциальных возможностей в процессе эксплуатации, вследствие падения пластового давления и роста обводненности, дебиты фонтанных скважин снижаются и скважины целесообразно переводить на механизированный способ эксплуатации.

Решая вопрос выбора способа добычи нефти, необходимо отметить, что фонтанныйспособ является наиболее производительным, простым и зачастую самым дешёвым способом эксплуатации скважин. Однако не всегда скважины на месторождении с вводом в эксплуатацию обеспечивают фонтанный приток, а в ряде случаев фонтанный способ не реализует потенциальные возможности скважин. В этом случае скважины переводят на механизированные способы добычи нефти.

Выбор наиболее предпочтительного способа механизированной эксплуатации определяется глубиной залегания продуктивного горизонта, продуктивностью скважины, совокупностью осложнений характерных для эксплуатации конкретной скважины, а также экономической целесообразностью внедрения того или иного вида оборудования.

Результаты расчетов показали, что фонтанные скважины, с учетом падения пластового давления и увеличения обводненности, будут планомерно, переводится намеханизированный способ добычи. Реализовать потенциальные возможности скважины представляется возможным, оказывая достаточно высокую депрессию на пласт. На основании прогнозируемых отборов производится оценка возможности достижения прогнозных дебитов располагаемым оборудованием механизированной добычи.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 ГОСТ 30196-94 Колонные головки. Типы, основные параметры, присоединительныерезьбы.

2 Лысенко В.Д., Грайфер В.И. «Разработка малопродуктивных нефтяных месторождений», М.,Недра, 2001 г.

3 ГОСТ 13862-2003. Оборудование противовыбросовое. Типовые схемы, основные параметры и общие технические требования к конструкции.

4 ГОСТ 13846-2003. Арматура фонтанная и нагнетательная. Типовые схемы, основные параметры и технические требования к конструкции.

5 «Подсчет запасов нефти и газа 13-18 горизонтов месторождения Узень Мангистауской области», 2006 г., г.Актау, АО «КазНИПИМунайгаз».

6 Cheng J., Xu D. & Wenguang B., 2008. Commercial test of ASP Flooding in Daqing Oil Field. https://doi.org/10.2118/117824-ms

7 D.Wang, R.S.Seright, Zh.Shao, J.Wang. Key Aspects of Project Design for Polymer Flooding at the Daqing Oil Field, 2008. SPE 109682.

8 «Правила обеспечения промышленной безопасности для опасных производственных объектов нефтяной и газовой отраслей промышленности», Астана, 30.12.2014 г.

9 «Прирост и перевод запасов нефти и растворенного газа из категории C_2 в категориюC_1 по месторождению Узень в Мангистауской области Республики Казахстан по состоянию изученности на 02.01.2016 г.» (Протокол №1757-16-У от 15.12.2016 г.).

Код МРНТИ 52.47.19

МЕХАНИЗМ ДЕЙСТВИЯ ДЕПРЕССОРНЫХ ПРИСАДОК НА ВЫСОКОПАРАФИНИСТЫЕ НЕФТИ

М.Бисенгалиев[1], Г. Абдешова[1], М. Елешев[1], А.Тогашева[2], Р.Баямирова[2]

[1]Атырауский университет нефти и газа имени Сафи Утебаева, г. Атырау, Казахстан.

[2]Каспийский государственный университет технологии и инжиниринга имени Ш.Есенова, г. Актау, Казахстан.

Высокопарафинистые нефти при температуре перекачки по трубопроводам обычным способом (0-30 °С) состоят из двух фаз: жидкой и твердой [1]. Жидкую фазу составляют низкомолекулярные парафиновые, нафтеновые и ароматические углеводороды; твердую – высокомолекулярные парафиновые углеводороды ($C_{17}H_{35}$ и выше), составляющие основную часть твердой фазы, и асфальтены. Твердая фаза нефти может находиться в свободно- и связнодисперсионном состоянии [2].

На тип дисперсной системы существенное влияние оказывает концентрация дисперсной фазы.

В свободнодисперсной системе концентрация твердой фазы невелика и нефть проявляет способность к течению под воздействием очень малых напряжений сдвига.

В связнодисперсной системе концентрация твердой фазы достаточно велика, и это приводит к образованию пространственных структур за счет сил взаимодействия между частицами, особенно сильно проявляемых в условиях их сближения. При этом нефть теряет основное свойство жидкости – подвижность, а образовавшийся пространственный каркас придает системе свойства твердого тела.

Поскольку концентрация твердого парафина в нефти зависит от температуры, то одна и та же нефть при различных температурах или при искусственном управлении процессом кристаллизации (применение депрессорных присадок, термообработка и др.) проявляет свойства, характерные для обеих систем.

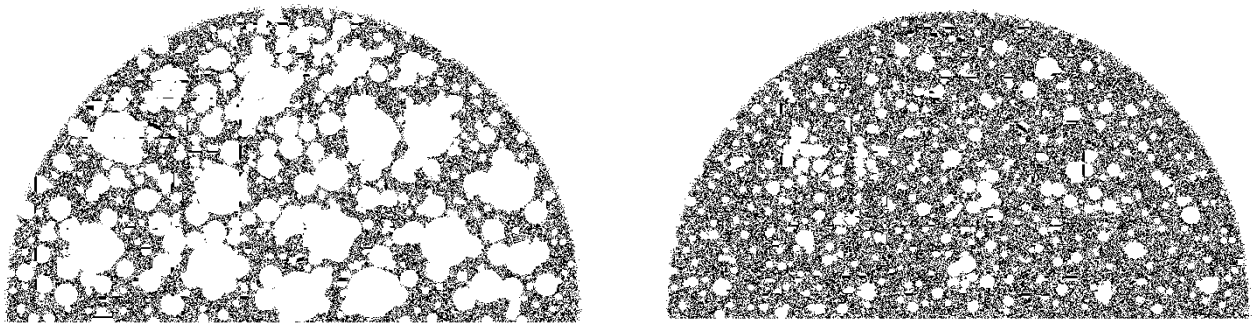
Существенное влияние на способность кристаллов парафина образовывать пространственные структуры оказывают размеры и форма кристаллов. Эти параметры зависят от температурных и динамических условий охлаждения нефти, наличия асфальто-смолистых веществ, величины вязкости нефти и многих других параметров, в результате воздействия которых возможно образование различных пространственных структур – от мелкокристаллических до крупнокристаллических. Поскольку агрегативная неустойчивость дисперсной системы обусловлена наличием поверхностной энергии, сосредоточенной на межфазной поверхности, то мелкокристаллическая система более склонна к коагуляции, чем крупнокристаллическая и, следовательно, она обладает большей прочностью [3,4,5,7,8].

Таким образом, для того, чтобы уменьшить реологические параметры высокопарафинистой нефти нужно повысить ее агрегативную устойчивость либо уменьшением концентрации твердого парафина в нефти, либо уменьшением межфазного натяжения.

Механизм действия депрессорных присадок на высокопарафинистую нефть осуществляется по третьей схеме, т.е. путем уменьшения межфазного натяжения. Проведенные исследования показали, что добавление в мангышлакскую нефть депрессорных присадок ЕСА существенно влияет на процесс кристаллизации парафина (см. рисунок 1).

Влияние присадок осуществляется двояким путем:

- повышением степени дисперсности кристаллов парафина за счет адсорбции присадок на начальной стадии их образования, приводящим к замедлению роста кристаллов;
- уменьшением межфазного натяжения, способствующим предотвращению агрегации кристаллов парафина.



а б

Рисунок 1- Микрофотография мангышлакской нефти
а – нефть исходная; б – нефть с добавкой депрессорной присадки ЕСА 4242.

Очевидно, что суммарная, свободная, поверхностная энергия дисперсной системы уменьшается, поскольку прочность парафиновой структуры, характеризующаяся величиной статического напряжения сдвига, уменьшается во много раз.

При повышении температуры нефти агрегативная устойчивость дисперсной системы повышается за счет уменьшения концентрации твердого парафина, снижая тем самым влияние депрессорной присадки и сводя ее к нулю при переходе нефти в свободнодисперсную систему и далее в однородную жидкость.

Большое влияние на депрессорное действие присадок оказывают асфальтосмолистые вещества, которые способны образовывать с присадками определенные соединения, в результате чего активность присадок снижается [9].

На реологические свойства нефти с добавлением депрессорной присадки оказывает влияние также скорость охлаждения нефти после добавления депрессорной присадки. С целью определения величины скорости охлаждения, обеспечивающей наибольший депрессорный эффект, были проведены следующие эксперименты: нефть с добавкой депрессорной присадки охлаждали до температуры опыта с различными скоростями охлаждения – 5, 10, 20, 30, 40 °С. Остальные гидро- и термодинамические параметры обработки нефти присадкой и концентрация присадки в нефти.

Результаты экспериментов мангышлакских нефтей скорость охлаждения 20 °С в час обеспечивает наибольший депрессорный эффект присадок. Уменьшение или увеличение скорости охлаждения ухудшает реологические свойства нефти, причем при увеличении скорости охлаждения реологические свойства нефти ухудшаются медленнее, чем при уменьшении.

Выводы:

1. Установлено, что применение депрессорных присадок позволяет значительно снизить гидравлические потери при перекачке высокопарафинистых нефтей

2. Раскрыт механизм действия депрессорных присадок на высокопарафинистые нефти.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Тронов В.П. Механизм образования смоло-парафиновых отложений и борьба с ними., «Недра», 1970, 191 с.

2 Воюцкий С.С. Курс коллоидной химии. М., «Химия», 1964, 574 с.

3 Богданов Н.Ф. Физико-химические основы процесса кристаллизации парафина. Тр. ГрозНИИ // Проблемы переработки нефти, Гостоптехиздат, 1949, С.15-19.

4 Ребиндер Я.А. Физико-химическая механика дисперсных структур. М., «Наука», 1966, 400 с.

5 Веларович М.П. Коллоидный журнал, т. XУI, вып. 3, 1954.

6 Белкин И.М., Виноградов Г.В., Леонов А.И. Ротационные вискозиметры. Измерение вязкости и физико-химических характеристик материалов. М., «Машиностроение», 1968, 272 с.

7 Уилкинсон У.Л. Неньютоновские жидкости. М., «Мир», 1964, 216 с.

8 Тронов В.П. Образование в нефти парафиновой суспензии и ее свойства. Труды ТатНИИ, вып 5, С.209-222.

9 Сковородников Ю.А., Емков А.А., Бриль Л.М. О взаимодействии депрессорных присадок с ПАВ. НТС // Транспорт и хранение нефти и нефтепродуктов, №6, М., ВНИИОЭНГ, 1974, С. 3-5.

УДК 622.245.422.6

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ВЫБОРУ СОСТАВА СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ОБЛЕГЧЕННОГО ТАМПОНАЖНОГО РАСТВОРА

Н.Н.Ёдгоров, А.А.Абдиназаров, А.М.Низамов, Х.Ж.Кузиев

Ташкентский государственный технический университет, г. Ташкент, Узбекистан

Одним из важнейших факторов повышения качества разобщения пластов является обязательное применение стабилизированных седиментационно – устойчивых, обладающих пониженной водоотдачей тампонажных растворов в различных геолого-технических условиях. Обычные необработанные химическими реагентами тампонажные растворы имеют высокий показатель фильтрации, что приводит к потере значительного количества жидкости затворения вследствие отфильтровывания в проницаемые пласты и уменьшению общего объема раствора. По мере потери водной фазы тампонажная смесь становится более вязкой, для перемещения ее в затрубном пространстве требуется более высокое давление.

Следствием этого могут быть гидроразрыв проницаемых пород и недохождение тампонажного раствора до проектной отметки. При поглощении цементная суспензия уходит в глубь образовавшихся трещин, на стенках которых нет фильтрационной корки, предотвращающей проникновение фильтрата в пласт.

Кроме того, высокая водоотдача тампонажного раствора приводит к нарушению эксплуатационных характеристик пород коллекторов вследствие проникновения фильтрата различной степени минерализации и высокой щелочности (pH = 11,0…13,5). Если коллектор содержит глинистый материал, то гидроксильный ион может вызывать их расслоение с образованием мелких закупоривающих частиц [1, 2]. Если же глинистый материал отсутствует, то и в этом случае проникшая щелочная водяная фаза вызывает растворение силикатной матрицы песчаника, из которых сложена продуктивный горизонт.

В результате этого в продуктивном пласте образуются мелкие подвижные частицы. Смешение в зоне проникновения фильтрата тампонажного раствора с водной фазой бурового раствора и пластовыми флюидами также приводит к осаждению высокодисперсных частиц и снижению проницаемости при скважинной части продуктивного пласта.

Задача сохранения коллекторских свойств пласта от воздействия фильтрата тампонажного раствора может быть решена уменьшением объема фильтрата, проникающего в породу, а это в свою очередь зависит как от качества бурового раствора, образующего фильтрационных свойств самого тампонажного раствора. Снизить фильтрацию тампонажных растворов можно путем добавления в них тонкодисперсных гидрофильных материалов, либо путем связывания

дисперсной фазы добавками химических реагентов. Второе направление получило развитие в последние годы, когда для целей крепления скважин было разработано множество полимерных реагентов различного функционального назначения [3].

Использование полимерных реагентов в определенных условиях предпочтительнее, поскольку наряду с повышением стабильности, седиментационной устойчивости, снижения водоотдачи, проявляются такие факторы, как лучшее заполнение затрубного пространства за счет возможности осуществления более легкого пробкового режима продавливания, повышения устойчивости цементного камня к ударным нагрузкам значительное снижение газопроницаемости цементного камня. Проблема выбора и оптимизации составов тампонажных растворов для разобщения продуктивных пластов обусловливается отсутствием достаточно обоснованных рекомендаций относительно допустимых значений показателя фильтрации, позволяющих с одной стороны, предотвратить глубокое проникновение жидкости затворения в коллекторы, а с другой – формировать камень в заданные сроки с требуемыми прочностными характеристиками. Как правило, количество реагентов выбирается исходя из необходимости получения наименьших значений показателя фильтрации за 30 минут допустимом ухудшении остальных параметров. Требования к показателю фильтрации устанавливаются только при цементировании пластов с проницаемостью $К_{пр} > 5$ мД (не более 150 $см^3$ за 30 минут при $\Delta Р = 0,7$ МПа) и при цементировании колонн с расхаживанием, оснащенных скребками и для производства изоляционных работ под давлением (не более 50 $см^3$ за 30 мин) [4].

Для других условий водоотдача тампонажных растворов не регламентируется. Согласно рекомендациям зарубежных исследователей водоотдача тампонажных растворов при моделируемых забойных условиях должна быть не более 100 $см^3$ за 30 мин.

Следует иметь в виду, что наличие в интервалах песчаников низкопроницаемого гидроизоляционного экрана в виде зоны кольматации и тонкой, прочной фильтрационной корки бурового раствора позволяет предъявлять менее жесткие требования к показателю фильтрации тампонажного раствора. Специальными исследованиями установлено, что в этом случае ограничение водоотдачи суспензий портландцемента до 120…150 $см^3$ за 30 мин добавками солестойких полимерных реагентов исключает коагуляцию и увеличение проницаемости системы зона кольматации – корка, а скорость фильтрации сохраняется невысокой [1, 2].

Кроме вышеперечисленного, применение полимерных реагентов для снижения водоотдачи тампонажных растворов способствует получению цементного камня с низкой газопроницаемостью. Добавки с большой удельной поверхностью, которые применяются при приготовлении облегченных тампонажных растворов, обладают способностью обезвоживания во время твердения цементного камня [5].

Учитывая эти обстоятельства, нами при проведении лабораторных исследований по разработке составов облегченных тампонажных растворов с удельным весом 1400-1600 $кг/м^3$, особе внимание уделялась получению тампонажных растворов с минимальным значением показателя водоотдачи с целью обеспечения низкой газопроницаемости образуемого цементного камня. В частности, при проведении лабораторных исследований использовались полиакриламид (ПАА) и КМЦ-700, а также облегчающие добавки – ракушечный известняк, зола уноса ТЭЦ «Нуробод», вспучий вермикулит, которые были подобраны на основанье лабораторных работ в прошлом этапе договора.

Для исследования влияния КМЦ-700 и ПАА на свойства облегченных тампонажных растворов использовались водные растворы полимерных реагентов в количестве от 0,1 до 2,0% объема сухой смеси. Результаты проведенных лабораторных исследований приводятся в табл. 1, 2 и 3.

Таблица 1 - Свойства облегченного тампонажного раствора на основе золы уноса ТЭЦ «Нуробод» с полимерным реагентами

Показатели	**Т, ^{0}С**	**КМЦ – 700, %**						**ПАА, %**					
		0	***0,1***	***0,25***	***0,5***	***1,0***	***2,0***	***0***	***0,1***	***0,25***	***0,5***	***1,0***	***2,0***
Растекаемость, см	20	22	21	20	21	22	22	22	21	21	21	22	22
Удельный вес, $кг/м^3$	20	1560	1560	1560	1210	1450	1400	1560	1550	1500	1470	1420	1350
Водоотдача, $см^3$/30мин	20	40	40	40	25	18	10	40	40	35	20	14	8,0
Время загустевания, ч-мин	75	1-10	2-20	3-00	3-30	4-00	5-00	1-10	2-30	3-20	3-50	4-30	6-00

Таблица 2 - Свойства облегченного тампонажного раствора на основе ракушечного известняка с полимерным реагентами

Показатели	**Т, ^{0}С**	**КМЦ – 700, %**						**ПАА, %**					
		0	***0,1***	***0,25***	***0,5***	***1,0***	***2,0***	***0***	***0,1***	***0,25***	***0,5***	***1,0***	***2,0***
Растекаемость, см	20	22	21	20	21	21	21	22	21	21	21	22	22
Удельный вес, $кг/м^3$	20	1600	1600	1600	1550	1490	1450	1600	1590	1570	1510	1470	1450
Водоотдача, $см^3$/30мин	20	40	40	35	20	15	8,0	40	40	32	18	12	7,0
Время загустевания, ч-мин	75	1-00	2-20	2-40	3-10	4-50	4-40	1-00	2-20	3-00	4-50	4-50	6-10

Таблица 3 - Свойства облегченного тампонажного раствора на основе вспучего вермикулита с полимерным реагентами

Показатели	Т, ^{0}С	КМЦ – 700, %						ПАА, %					
		0	*0,1*	*0,25*	*0,5*	*1,0*	*2,0*	*0*	*0,1*	*0,25*	*0,5*	*1,0*	*2,0*
Растекаемость, см	20	22	22	21	21	22	22	22	22	21	22	22	22
Удельный вес, кг/м^3	20	1400	1400	1400	1350	1300	1250	1400	1400	1390	1340	1280	1230
Водоотдача, см^3/30мин	20	40	40	40	25	18	10	40	40	35	20	16	8,0
Время загустевания, ч-мин	75	1-00	1-40	2-30	3-00	3-40	4-20	1-00	1-50	2-40	3-40	4-40	5-40

Как видно, из данных табл. 1 - 3, увеличение содержания полимерных реагентов способствуют уменьшению показателя фильтрации облегченных тампонажных растворов. Однако в месте с этим для сохранения прокачиваемости тампонажных растворов увеличивается содержание жидкости затворения, которое в значительной мере снижает показатель удельного веса исследуемых растворов.

При повышении содержания полимерных реагентов КМЦ-700 и ПАА прочность цементного камня возрастает и при концентрации 1,0 % от веса смеси наблюдается максимум прочности. Дальнейшее повышение количества полимерных реагентов приводит к уменьшению прочности цементного камня.

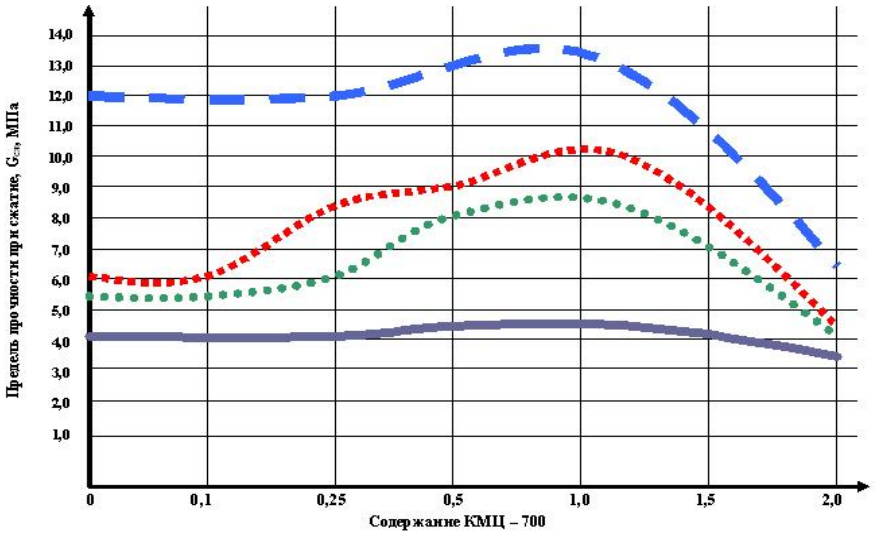


Рисунок 1 - Влияние полимерного реагента КМЦ-700 на прочности при изгибе цементного камня тампонажных растворов:

1 – тампонажный раствор из чистого портландцемента; 2 – облегченный тампонажный раствор на основе золы уноса ТЭЦ «Нуробод»; 3 – облегченный тампонажный раствор на основе ракушечного известняка; 4 – облегченный тампонажный раствор на основе вспучего вермикулита

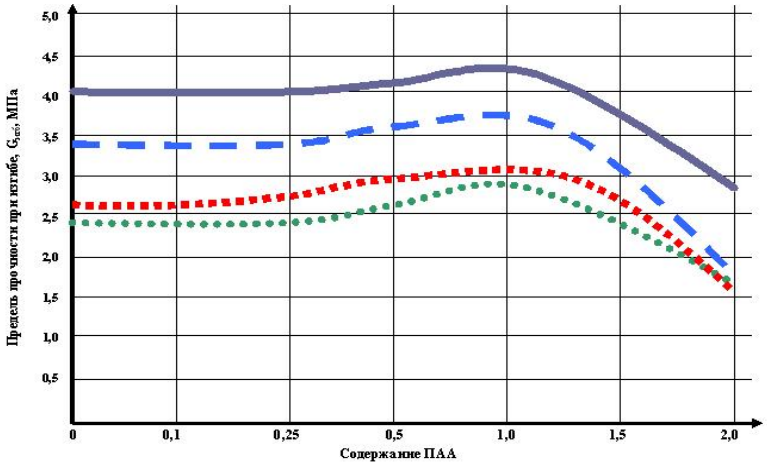


Рисунок 2 - Влияние полимерного реагента ПАА на прочности при изгибе цементного камня тампонажных растворов: *1 – тампонажный раствор из чистого портландцемента; 2 – облегченный тампонажный раствор на основе золы уноса ТЭЦ «Нуробод»; 3 – облегченный тампонажный раствор на основе ракушечного известняка; 4 – облегченный тампонажный раствор на основе вспучего вермикулита*

Влияния полимерных реагентов КМЦ-700 и ПАА на прочностные характеристики облегченных тампонажных растворов, а также тампонажного раствора на основе чистого портландцемента представлены на рис. 1- 2.

Данные рис. 1-2 свидетельствуют о том, что снижение механической прочности цементного камня характерны для всех исследованных составов тампонажных растворов, включая растворов на основе портландцемента.

Вывод. Результаты проведенных лабораторных исследований показали, что применение полимерных реагентов таких как КМЦ-700 и ПАА способствуют получению стабильных тиксотропных тампонажных растворов с минимальными значениями показателя фильтрации. Однако, перед приготовлением тампонажных растворов с пониженной плотностью следует приготовить водные растворы вышеуказанных полимерных реагентов на глиномешалке или гидромешалке буровой установки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Аминов А.М., Султанмуратов Ш.С. Махаматходжаев Д.Р., Назарбекова Д.К. Бурғлаш эритмалари ва тампонаж қоришмалари. Маълумотнома/«START-TRACK PRINT», Т.: 2012, -Б. 479.

2 Матыцин В.И. и др. К вопросу о контроле буровых растворов для горизонтального и наклонного бурения // НТЖ. Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море, 2002. -№3.

3 Мыслюк М.А. и др. О выборе оптимальной рецептуры обработки бурового раствора // НТЖ. Строительство нефтяных и газовых скважин на суше и на море, 2003. -№4.

4 Михеев В.Л. Технологические свойства буровых растворов. –М.: Недра, 1979.

5 Ahmed A., Elkatatny S., Gajbhiye R., Rahman M.K., Sarmah P., Yadav P. SPE Section Energy Resources Conference. 2018. –P. 20189.

ӘОЖ 696.2 (031)
ҒТАХР 06.91

ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ МҰНАЙ-ГАЗ САЛАСЫНДАҒЫ МӘСЕЛЕЛЕР МЕН ОЛАРДЫ ШЕШУ ЖОЛДАРЫ

М. Ж.Сексенбай

М.Х.Дулати атындағы Тараз өңірлік университеті, Тараз қаласы

Соңғы жылдары пайдалы қазбалар қорының азаюы, экологиялық мәселелердің (соның ішінде ауыз су мәселесінің) ушығуы, дүниежүзілік энергия тапшылығы және халықтың экономикалық, әлеуметтік жағдайларының тұрақсыздығы үрдістері күннен күнге ушығып келеді. Әрине, оның бірден-бір себебі тұтынушылар санының артуы болса, екіншіден табиғи ресурстарды тиімсіз пайдаланудың әсері екені белгілі.

Статистика бойынша 1910ж. жер бетінде 1,5 млрд. халық болса, бүгінде 8 млрд-қа жуықтады, яғни 100 жылда халық саны 5 есеге артып отыр. Бұл әрине тек энергия тұтынуды арттырып қана қоймай, сонымен қатар, басқа да салаларға жүктеме салатыны белгілі**. (мысалы: бүгінде әлемдегі 85% қуат көзі мұнай мен газдан алынса, бізде 40% –көмірден, 35% – мұнай өнімдерінен, 20% – газдан алынады, ал баламалы энергия көздерінің үлесі тек 5%-7% ғана құрайды бұл ойландыратын үлкен мәселе).**

Аталған мәселелердің алдын-алу және болдырмаудың бірден-бір жолы табиғи ресурстарды тиімді пайдалану, балама энергия көздерін айқындап, олардың қорларын тиімді пайдалану екені бүгінде дау тудырмайды.

2013ж. Қазақстан «Жасыл» экономикаға ауысу туралы тұжырымдамасы әзірленді. *«Жасыл экономика» ұғымы* – бұл елдің әл-ауқатын көтеретін, әлеуметтік әділдікті орнататын және қоршаған орта тәуелділігін төмендететін тұжырымдамада бірінші кезекте міндетті түрде экономиканың белгілі бір салаларын реформалауға бағытталған *басым міндеттер* ұсынылды, солардың ішінде:

- *табиғи қорлардың тиімділігін арттыру;*
- *халықтың әл-ауқатын жақсарту;*
- *отандық инфрақұрылымды дамыту.*

Сол жылдары «Жасыл экономика» тұжырымдамасы – Қазақстанның статегиялық дамуының негізгі бағдарламасы ретінде саналды, яғни 2050 жылға қарай экономикалық, әлеуметтік, саяси құндылықтарының жүйелі дамуының арқасында әлемнің дамыған 30 мемлекетінің қатарына қосылуының басты шарты болып саналды. *Жасыл экономика негізінде - таза немесе «жасыл» технологиялар жатқаны белгілі. Бұл тұжырымдаманы үш кезеңмен іске асыру жоспарланған:*

-бірінші кезең - 2013-2020 жж. - *қорларды пайдалануды оңтайландыру және табиғатты қорғау қызметінің тиімділігін арттыру;*

-екінші кезең -2020-2030 жж. - *табиғи қорларды тиімді пайдалану, жоғары технологиялар негізінде жаңартылатын энергетиканы енгізу;*

- үшінші кезең – 2030-2050 жж. *–жаңартылудың арқасында ұлттық экономиканың «үшінші өнеркәсіптік революция» қағидаттарына ауысуы.*

Жалпы «Жасыл технологиялар» - табиғи ресурстарды сақтауға және жер қойнауын ұтымды пайдалануға, қазып алынатын отынды тұтынуды қысқартуға бағытталған технологиялар. Сонымен қатар, өнімдерді қайта өңдеу мен қайтадан пайдалану және қалдықтарды кәдеге жарату, жаңартылатын энергия көздерін пайдалану болып табылады.

Сондықтан, *Қазақстан Республикасы мұнай-газ саласының «жасыл экономика» тұжырымдамасына көшуін жүзеге асыру барысында табиғи қорларды тиімді пайдаланатын және қоршаған ортаға зиянын тигізбейтін технологияларды қолдану қажет.*

Яғни, *«Жасыл» экономика*- табиғи қорларды тиімді пайдалану арқылы қоғамның әл-ауқатын сақтауға бағытталған, сондай-ақ соңғы пайдалану өнімдерін өндірістік циклге қайтаруды қамтамасыз ететін экономика. Бірінші кезекте, бұл бағдарламаны қазіргі уақытта сарқылуға жақындаған ресурстарды (пайдалы қазбалар – мұнай, газ) үнемді тұтынуға және сарқылмайтын ресурстарды тиімді пайдалануға бағытталған экономика деп түсіну қажет.

Сонымен қатар, аталған тұжырымдама елімізде күрделі экологиялық дағдарыстардың алдын -алуға мүмкіндік береді десек те болады. «Жасыл экономика» тұжырымдамасының қабылданғанына да міне он жылдан астам уақыт өтті.

Дегенмен, бұл салада әлі де қордаланған мәселелер аз емес. Осы орайда алдымен мұнай-газ саласының еліміздің саяси және әлеуметтік дамуындағы рөлін айқындап алуымыз қажет, яғни біріншіден, мұнай-газ кешені ел тәуелсіздігінің, оның экономикалық қауіпсіздігі мен ішкі саяси тұрақтылығының басты құрамдас бөлігі екенін, екіншіден, мұнай мен газ халықаралық сауда, ынтымақтастық және бәсекелестік мәні болып табылатынын мойындауымыз қажет. Бұл дегеніміз тек экономикалық мүдделерді қанағаттандыру емес, сонымен қатар саяси мақсаттарды жүзеге асыру екендігін білдіреді.

Демек, Қазақстан халқының әл-ауқатын, өмір сүру сапасын арттыру және қоршаған ортаға түсетін жүктемені азайту және табиғи ресурстардың сарқылуының алдын-алу арқылы экономикалық өсудің жаңа негізін құру деп түсіну қажет.

Экономикалық өсудің тиімді әрі оңтайлы бағытына көшу мақсаты күннен-күнге өзекті болып отыр. Себебі, таяудағы 5-10 жыл ішінде Қазақстанда инфрақұрылымды айтарлықтай жаңарту және дамыту жоспарлануда. Демек, еліміз үшін ресурстарды тиімді пайдаланатын жаңа инфрақұрылым құрудың бірегей мүмкіндігі туындайды. Олай болмаған жағдайда, қандай да бір іс-әрекет жасалмаса, мемлекет жуық арада ескірген әрі бәсекеге қабілетсіз, артта қалған инфрақұрылым проблемасымен бетпе-бет келетіні айқын.

Экономикалық дамудың негізгі қағидаттарына тоқталатын болсақ келесі негізгі бағыттарды атап өту қажет:

1) *ресурстардың өнімділігін арттыру*;

2) *ресурстарды пайдаланудағы жауапкершілікті арттыру*;

3*) неғұрлым тиімді технологияларды пайдалана отырып экономиканы жаңғырту;*

4) *ресурстарды тиімді пайдалану жөніндегі іс – шаралардың инвестициялық тартымдылығын қамтамасыз ету;*

5) *бірінші кезекте экономикалық тиімді іс-шараларды іске асыру*;

6)*бизнес пен халық арасын байланыстыру және экологиялық мәдениетті қалыптастыру*, *осы орайда еліміздің білім беру және кадрлар даярлау жүйесіндегі ресурстарды ұтымды пайдалану және қоршаған ортаны қорғау туралы қолданыстағы білім беру бағдарламаларын жетілдіріп, заман талабына сай әзірлеу қажеттігіне аса назарлар аудару қажет*.

Ал, мұнай-газ саласындағы әлемдегі жаңа технологияларға келсек, бүгінде әлемде *«Ақылды кен орны»* **(**Smart Field) тұжырымдамасын айтуға болады. Ол мұнай-газ саласын жаңа деңгейге шығаруға, өндіруші компаниялардың, тіпті қиын алынатын қорлармен жұмыс істеу кезінде бәсекеге қабілеттілігін қамтамасыз етуге және қоршаған ортаға теріс әсерді төмендетуге бағытталған.

Әлемдегі бірлі-жарым кен орындары ғана фонтанды ұңғыларды пайдаланады, оларда тиімділікті арттыру міндеті соншалықты өзекті емес. Көптеген өндіру аймақтарында, әсіресе жер қойнауы туралы айтатын болсақ, «жеңіл мұнай» уақыты артта қалғаны белгілі. Игрелуі жарты ғасыр бұрын басталған бірталай кен орындары қазір құлдырау кезеңінде тұрса, бұл үрдіс тек күшейе түсетіндігі мәлім.

Сондықтан, Smart Field («ақылды кен орны», SF) - бұл көмірсутектерді өндіру көрсеткіштерін арттыру мақсатында мұнай қабатын басқаруға мүмкіндік беретін бағдарламаның және техникалық құралдар кешенінің орны бөлек. Жүйенің негізінде кен орнын ұқыпты пайдалану, оны пайдалану мерзімін барынша ұзарту туралы идея жатыр. Яғни, жер қойнауын аяусыз пайдалану емес, өндіріс көлемін ақылға қонымды шекте арттыруға бағытталған.

SF тағы бір маңызды міндеті - жабдықтар мен технологиялық процестердің энергия тиімділігін арттыру. Осылайша, осы тұжырымдаманы енгізу компанияларға энергия ресурстарына жұмсалатын шығындарды қысқартуға көмектеседі және атмосфераға көмірқышқыл газының шығарындыларының төмендеуіне әкеледі.

Сонымен қатар, SF жеке ұңғыны, дәлірек айтқанда - сорғылардың жұмыс режимдерін - қашықтан телемеханика есебінен басқара алады. Оның қарамағында мұнай мен газды өндіру мен дайындауға қатысты барлық жүйелерді (оның ішінде сығымдағыш сорғы бекеттері, факел жүйелері және т.б. бар. SF қабаттық қысымды ұстап тұру жүйелерін, оның ішінде су жинау станцияларын, суды есепке алу тораптарын, айдау ұңғымаларын басқара алады; мұнай айдау станциялары мен резервуарлық парктерді диагностикалауға) тиімділеуге мүмкіндік беретін бағдарламалар мен техникалық құралдар бар.

Осы бағыттағы негізгі технологиялардың бірі ретінде қытайлық- Цзилинь (Jilin) мұнай-газ кен орнының қабаттарына CO_2 көмірқышқыл газының өнеркәсіптік көлемін айдау жөніндегі CNPC жобасын айтуға болады.

Қоршаған ортаға CO_2 үлкен қауіп болып табылатыны баршаға мәлім, себебі көмірқышқыл газы атмосфералық баланстың бұзылуына және озон тесігінің пайда болуына тікелей әсер етеді. Ұсынылып отырған технологияның инновациялық сипаты CNPC-дің зиянды CO_2 көлемін кәдеге жаратуды қамтамасыз ету ғана емес, сонымен қатар қабаттардың мұнай беруін едәуір арттыру. Себебі, CO_2 мұнайда ериді және ең маңыздысы, тұтқыр битум мұнайында - суда қарағанда 5-10 есе жақсы ерді. *Әсіресе, көмірқышқыл газымен ығыстырудың тиімділігі әлсіз өткізбейтін мұнай*

қабаттарын игеру үшін қолданылады, қоспаның тұтқырлығы мен тығыздығы диоксидтің әсерінен азаяды. Газ қабатта энергияны арттырып қана қоймайды, сонымен қатар ол мұнайдың аққыштығын арттырады.

Сонымен қатар, Австриялық Solid компаниясының гелиожүйелерін де атап кетуге болады. Оның жабдықтарын тек ғимаратты жылыту үшін ғана емес, қосымша салқындату үшін де пайдалануға болады.

Словакиялық Ecocapsule, жобасы автономды режимде магистралды құбырларда пайдалануға болатындығымен ерекшеленеді. Олар қолданыстағы жабдықтарды коммуникацияларды пайдаланбай-ақ желіде қандай да бір апаттың-алдын алу жұмыстарын жүргізу қажет болған жерлерде қолдануға қолайлы.

Бұрғылау үрдісі мұнай-газ кен орындарын іздеу-игеру және өндіру тізбегіндегі ең қымбат буын екені белгілі, ол қымбат болып қала да береді. Дегенмен, мұнда да шығындарды айтарлықтай төмендетуге ықпал ететін технологиялар бар. Солардың бірі шағын диаметрлі ұңғыларды қолдану операциялық шығындар мен күрделі салымдарды 40% -ға төмендетеді, сонымен қатар экологиялық таза. Көлденең және көлбеу ұңғылар көмірсутектерді өнеркәсіптік өндіруді ұйымдастыруда да жиі қолданылуда. Олар ұңғылар санын азайтуға және өндірілетін мұнай көлемін арттыруға көмектеседі. Бұрғылау жабдықтарын жетілдіру бұрғылау уақытын 40% - дан астам қысқартуға әкелуі мүмкін. Мұндағы жаңа технологияларға бұрғылау ерітіндісін қысым ағынын басқару арқылы бұрғылау, бағытталған бұрғылаудың айналмалы жүйелері және т. б.

Осы орайда әлемдегі озық технологияларды зерделеп, кен орындарымыздың күрделі геологиялық ерекшеліктеріне бейімделетін заманауи технологияларды әзірлеу және қолдану қажет.

Бүгінгі таңда көптеген отандық мұнай-газ компаниялары зияткерлік технологиялардың артықшылықтарын түсініп, оларды пайдалану мүмкіндігіне қызығушылық танытуда. Себебі, жаңа технологияларсыз теңіздер мен мұхиттардың терең теңіз кен орындарын, сондай-ақ өте ауыр мұнайды алу және өңдеу мүмкін емес екендігін түсінуде.

Сонымен қатар, бүгінде әлем елдерінің алдындағы ең өзекті мәселелерінің бірі - көміртегі шығарындыларын азайту және ұлттық энергетикалық баланста жаңартылатын энергия көздерінің үлесін арттыру.

Осы орайда біздегі мұнай-газ компанияларының неғұрлым тұрақты болуға, шығындарды азайтуға және көміртекті шығындарын қысқартуға көмектесетін технологияларды қалыптастыру керектігін көріп отырмыз. Осы орайде келесі негізгі бағыттарды іске асыру қажет:

1. Деректерді жедел әрі сауатты пайдалану. Ақпараттық деректерді дұрыс талдау арқылы шығындарды азайту, апаттардың алдын-алу және өндірістің қоршаған ортаға кері әсерін төмендету сияқты шараларды іске асырамыз.

2. Тұщы суды пайдалануды азайту. Су, мұнайды бөліп алуға дейінгі мұнай өндірудің әртүрлі процесстерінде маңызды элемент болып табылатыны белгілі. Күн сайын әлемде жүздеген миллион баррель су пайдаланылады, ал әлемдік мұнай-газ өнеркәсібі қазіргі уақытта осы судың басым көпшілігін (80-нен 95% - ға дейін) қайта өңдеуге мүмкіндік береді, сол үшін алдымен тұщы су көлемін қысқартуды мақсат ету қажет.

3. Суды өңдеу технологияларын жетілдіру. Тұщы суды пайдалануды азайту үшін, суды химиялық тазалауға арналған озық шешімдерді (рециркуляция) пайдалануға көшу қажет.

4.Пайдаланылған майды қайта өңдеу. Көптеген компаниялар, пайдаланылған майды дизель отынына айналдыратын, қайта өңдеу бойынша шағын қондырғыларды пайдаланады. Бұл тәсіл арзан отын көзі болып қоймай, сонымен қатар мұнай қалдықтарын кәдеге жарату әдістеріне балама болып табылады.

5. Үдерістерді оңтайландыру. Неғұрлым үнемді процестерді қамтамасыз ету есебінен саланың жалпы тұрақтылығын арттыруға мүмкіндік туады. Мысалы, жаңа ультрадыбыстық технология компанияларға анағұрлым негізделген және экономикалық тиімді өндірістік шешімдер қабылдауға мүмкіндік бере отырып, мұнай ұңғыларының ішінде үш өлшемді бейнелер жасауға мүмкіндік береді, ол жұмыстың тиімсіздігін табуға және жоюға көмектесе алады.

6. Цифрлық кен орындарын құру. Мұнай-газ саласын цифрландыру «цифрлық мұнай кен орнын» құруға мүмкіндік берді, бұл соңғы кезде жиі айтылып келетін үдеріс. Деректерді жедел бақылауға, талдауға және пайдалануға мүмкіндік береді, бұл неғұрлым қауіпсіз және анағұрлым тұрақты шешімдер қабылдауға әкеледі.

7. Жаңартылатын энергия көздерін кеңінен пайдалану. Қазіргі таңда көптеген мұнай-газ компаниялары шығарындыларды төмендетуге тырыса отырып, көпшілігі жаңартылатын энергия көздері нарығын әртараптандыруға ұмтылу қажет, бұл кәсіпорынның энергия үнемдеуіне үлкен мүмкіндік.

Бүгінде екінші кезектегі энергия көздерін пайдалануда бірқатар жетістіктер бар, соның бір дәлелі ретінде магистралды газ құбырларының жанындағы АГТБ жоғары қысымды газ ағынының энергиясын (7-9 МПа) электр энергиясына түрлендіру жобасын айтуға болады) бұл технологиялар тек энергия үнемдеуге ғана емес, сол арқылы табиғи ресурстарды тиімді пайдалануға қол жеткізуге әкелетіні белгілі.

Жоғарыда келтірілген деректерді қорыта келе мұнай-газ саласын дамытуға бағытталған негізгі шарттарды айқындауға болады:

1.Мұнай-газ өндіру саласындағы энергияның көп бөлігі механикаландырылған өндіруге және жер үсті инфрақұрылымын пайдалануға жұмсалады, яғни дәл осы салаларда ең алдымен шығындарды азайтуды қамтамасыз ететін қазіргі заманғы технологияларды енгізу қажет;

2.Қазақстан Республикасы мұнай-газ саласының «жасыл экономика» тұжырымдамасына көшуін жүзеге асыру және табиғи қорларды тиімді пайдалану негізінде «энергия тиімді және энергия үнемдеуші» технологияларды қалыптастыруымыз қажет;

3.*Неғұрлым тиімді технологияларды пайдалана отырып, экономиканың мұнай-газ саласын жаңғыртумен қатар, қоршаған ортаның ластануын төмендету, көмірсутек ресурстарын тиімді пайдалану;*

4.Әлемдегі көмірсутекті шикізатты пайдаланумен байланысты туындаған көптеген мәселелердің саяси, экономикалық, әлеуметтік және әсіресе экологиялық сипатын ескере отырып, қоршаған ортаның мұнай өнімдерімен ластану деңгейін төмендету.

Осы шарттарға қол жеткізу үшін, табиғи қорларды тиімді пайдалану арқылы қоғамның әл-ауқатын арттыруға негізделген технологияларды жүзеге асырып, соның арқасында қазіргі уақытта сарқылуға ұшыраған табиғи ресурстарды үнемді тұтынуға және жаңартылатын табиғи ресурстарды тиімді пайдалануға бағытталған заманауи технологияларды пайдалануымыз қажет.

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 Закон Республики Казахстан «Об энергосбережении и повышении энергоэффективности» // Казахстанская правда. -2012. - 26 янв. - С. 9.

2 Указ Президента Республики Казахстан от 30 мая 2013 года «Концепция по переходу Республики Казахстан к «зеленой экономике» [Электрон. ресурс]. – 2013. – URL: http://www.eco.gov. kz/files/Concept_Rus.pdf.

3 Что такое «зеленая» экономика? [Электрон. ресурс]. – 2016. – URL: https://greenkaz.org/ index.php/informatsiya/zelenaya-economika.

4 Қазақстан Республикасының "жасыл экономика тұжырымдамасы», http://adilet.zan.kz

5 Нефтяники на ЭКСПО [Электрон.ресурс]. – 2017. – URL: http:// kzenergy. kz/2018/03/13/ neftyaniki-na-ekspo-2-2/.

6 Инновации в нефтяной и газовой отраслях, реализующих идеи «зеленого моста» и увеличение казахстанского содержания в нефтегазовых проектах» [Электрон. ресурс]. – 2014. – URL: http://nomad.su/?a=4-201405200013.

7 «Умные» технологии в нефтегазовой отрасли [Электрон.ресурс]. – 2015. – URL: https://controlengrussia.com/otraslevye-resheniya/umny-e-tehnologii-v-neftegazovoj-otrasli/.

8 Сексенбай М.Ж. Энергосбережение –это экологическая устойчивость природной системы. Материалы Международной научно-практической конференции «Основные тенденции развития энергетики и механики в условиях четвертой промышленной революции», посвященной 50-летию факультета «Нефти, газа и механики», 17 мая 2019 г.

9 Сексенбай М.Ж. «Жасыл экономика – заман талабы» Экология және табиғатты пайдаланудың өзекті мәселелері» тақырыбында Халықаралық ғылыми-тәжірибелік конференциясы, 14 ақпан 2020 жыл,: Тараз қ.

10 Сексенбай М.Ж. «Осовные пути развития газотранспортной системы страны». V Международная научно-практическая конференция «Европа и тюркский мир: наука, техника и технологии» Анкара, (Турция) 6-8 мая 2020 г.

УДК 622.257.12:622.276.7

ПОЛИМЕРНЫЕ ТАМПОНАЖНЫЕ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ РЕМОНТНО-ИЗОЛЯЦИОННЫХ РАБОТ В ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ СКВАЖИНЕ

Ш.А.Каримов, О.У.Бахтиёров, Д.Х.Хикматова, С.И.Эргашев

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

Аннотация. В статье рассматриваются основные цели ремонтно-изоляционных работ, а также показаны пути поступления воды в ствол скважины. Приведены: схема изоляции перетока по затрубному пространству, пути поступления воды в скважину и обводнения интервалов пласта в нефтяных скважинах. Предложен полиминеральный тампонажный раствор для ремонтно-изоляционных работ нефтяных и газовых скважин.

Ключевые слова: полимер, ремонтно-изоляционные работы, тампонажный состав, скважина, обводнения, пласт, цементное кольцо, смола.

Abstract. The article discusses the main objectives of repair and insulation work, and also shows the ways of water entering the borehole. The following are given: the scheme of isolation of the flow through the annular space, the ways of water entering the well and watering the formation intervals in oil wells. A polymineral grouting solution for repair and insulation works of oil and gas wells is proposed.

Key words: polymer, repair and insulation work, grouting composition, well, watering, formation, cement ring, resin.

Введение. Добычи нефти и газа длительное время приводят к изменению горно-геологических, термобарических, физико-механических и физико-химических условий добычи нефти и газа на многих газовых, газоконденсатных и нефтяных месторождениях.

Цель работы. В настоящее время используются два основных метода изоляции притока воды – неселективный и селективный. По данным профессора Г.П. Зозуля и другие [2; с.123, 4; с.54-55, 5; с.104] известно более 50 разнотипных реагентов для изоляции и ограничения потока вод к скважинам:

- смеси на основе минеральных вяжущих веществ (тампонажный портландцемент, шлак, гипс и их композиции);
- тампонирующие смеси на базе органических вяжущих материалов, полимерные тампонажные материалы (ПТМ);
- цементно-полимерные растворы (ЦПР);
- многокомпонентные тампонажные смеси;
- сжимающиеся тампонажные материалы и др.

Материалы и методика проведения исследований. На долю РИР приходится существенная часть от общего объема работ, проводимых при капитальном ремонте скважин. Основным материалом при проведении таких работ, по – прежнему, остается портландцемент [2;с.86].

Широкое применение цементного раствора для гидроизоляционных работ обусловлено недефицитностью и низкой стоимостью цемента. В то же время низкая проникающая способность, невысокая седиментационная устойчивость, дисперсность цементной суспензии не позволяют изолировать каналы и трещины малых размеров, что отрицательно сказывается на успешности ремонтных работ и продолжительности эффекта водоизоляции. В связи с этим, в последнее время перспективным является применение полимерных материалов, позволяющих исключить эти недостатки [5; с.74-76].

Применению полимерных тампонажных материалов (ПТМ) в области изоляционных работ при ремонте скважин уделяется все большее внимание.

Указанные выше ПТМ могут быть приготовлены в виде истинных растворов, а также растворов, содержащих твердую фазу. Обладающие хорошей проникающей способностью ПТМ заполняют каналы негерметичности и отверждаются в них [6; с.269-270].

Результаты и их обсуждение. Во ВНИИКрнефть был разработан органический вяжущий материал на базе ацетоноформальдегидной смолы АЦФ-3. Лабораторные эксперименты показали, что органические и органоминеральные вяжущие материалы на базе АЦФ-3 обладают регулируемыми сроками отверждения, могут легко прокачиваться насосами, а получаемая после отверждения пластмасса набухает в воде и не изменяет своих размеров в нефти.

К недостаткам указанных выше вяжущих следует отнести большую чувствительность сроков их отверждения к изменению температуры окружающей среды. Кроме того, согласно ТУ 6-12-68 смола АЦФ-3, выпускаемая для приготовления пластмассы имеет высокую вязкость (0,8-2,0 Па·с), что затрудняет приготовление тампонирующих материалов в промысловых условиях. Составы на основе синтетических смол применимы при температуре до 70÷80°С [7; с.272-273].

В качестве ПТМ применяют материалы на основе сланцевых фенолов, тиоколов, алкилрезорциновых олигомеров, в том числе фенолформальдегидных смол (ТС-10, ТСД-9, ОГР), вязкоупругие составы (ВУС), гидрофобный тампонажный материал (ГТМ), фенолспирты (ФС), селективные тампонажные материалы (силан, гипан) и др [6; с.270].

В практике РИР фенолформальдегидные смолы используются при изоляции негерметичных резьбовых соединений обсадных труб и заполнении микротрещин в цементном кольце.

Недостатки водных растворов фенолформальдегидных смол - их токсичность, высокая стоимость, большая зависимость от окружающей температуры и колебаний в соотношении компонентов, свойства которых при хранении меняются, низкая трещиностойкость и усадка продукта отверждения в минерализованной воде. Кроме того, при транспортировании к интервалу негерметичности, из-за практически одинаковых реологических свойств вытесняемой и вытесняющей жидкости, кроме разбавления, наблюдается одностороннее распределение смеси в затрубном пространстве. Вследствие этого в изолируемые каналы поступает некачественная смесь, которая может вообще не затвердеть [7; с.271].

Фенолоспирты (ФС) характеризуются высокой проникающей способностью и фильтруемостью в пористые среды, поэтому его можно, применять вместо водных растворов смол в области высоких температур.

Применяют как чистый, так и с различными наполнителями фенолоспирт. В качестве наполнителей используют глинопорошки, молотый мел, шлаковые элементы.

Фенолошлаковая композиция (ФШК) представляет собой состав, содержащий фенолоспирт, воду, тампонажный шлаковый цемент и наполнитель. В зависимости от типа шлакового цемента и наполнителя (барит, гематит, руда) плотность раствора ФШК может изменяться от 1700 до 2300 кг/м^3. ФШК вследствие поликонденсации фенолоспирта и гидратации шлака превращается в высокопрочную коррозионностойкую органоминеральную композицию [6; с.273].

В различных районах газонефтедобычи для ограничения обводнения скважин использовались мочевино-формальдегидные смолы (М или МФ-17), мочевино- и меламино-формальдегидные смолы (ММФ), смолы на основе фурфурола, акриловые смолы и т.д., они дефицитные идорогие.

Учитывая недостатки и малоэффективные вышеперечисленные полимеры и их смеси, нами проведены экспериментальные исследования по выявлению физико-технических и эксплуатационных свойств модифицированных фурфурол-ацетоновыми мономерами (ФАМ) карбамидных связующих.

Разработанные нами на основе полиструктурной теории композиционных материалов, модифицированные ФАМ карбамидные связующие, обладают повышенными показателями физико-технических и эксплуатационных свойств [3; с.62-63].

Предлагаемые полимерминеральные тампонажные составы, карбамидные композиты весьма перспективны в силу низкой стоимости, доступности, малой токсичности.

Анализ данных позволяет заключить, что разработанные составы полимерминеральных тампонажных растворов на их основе, по своим свойствам превышают контрольные составы.

Прочность при сжатии карбамидных тампонажных растворов составляет 52-56 МПа, а при изгибе 10-12 МПа. С введением 5, 10, 20% ФАМ в карбамидный олигомер, прочность на сжатие увеличивается на 20, 15 и 12% соответственно, а прочность при изгибе на 45, 40 и 30% соответственно.

Линейная усадка карбамидо-фурановых полимерминеральных тампонажных растворов ниже контрольных на 20, 25 и 30%.

Разработанные на основе полиструктурной теории композиционных материалов, могут быть использованы при РИР скважин с аномальными условиями работы.

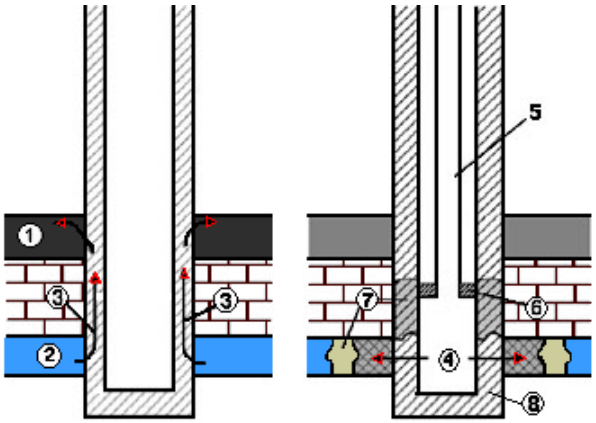


Рисунок 1 - Изоляция перетоков по затрубному пространству: *1 – нефтяной пласт; 2 – водяной пласт; 3 – каналы перетока;4 – спецотверстие;5 – насосные трубы; 6 – пакер; 7 – ФАМ;8 – цементный камень*

В таблице 1 приведены свойства карбамидо-фурановых полимерминеральных тампонажных растворов.

Таблица 1 – Основные свойства карбамидо-фурановых полимерминеральных тампонажных растворов

Наименование	Показатели свойств для составов						
	1	2	3	4	5	6	7
Предел прочности, МПа	56	62	60	59	66	64	62
при сжатии	11	13	12	11	16	13	14
при изгибе							
Линейная усадка, мм/м	0,81	0,7	0,65	0.62	0,62	0,60	0,58
Водопоглощение, % по массе	5,1	2,9	2,6	2,4	2,5	2,2	2,0

Преимуществом указанных выше полимерминеральных тампонажных растворов является их высокая проникающая способность в поры и микротрещины пласта, наличие на отечественном рынке сбыта, низкая стоимость и экологическая безопасность.

Заключение. Учитывая нерешенность проблем, связанных с обводненностью добываемой продукции и недостаточной эффективностью технологий, разработка новых полимерных тампонажных составов для РИР является важной научно-технической и актуальной задачей [1;с.178-182].

Применение полимерного тампонажного материала “ФАМКО” позволяет получить следующие результаты:

- сокращение потерь на поглощение пористыми пластами тампонаж-ного раствора на 25-35%;
-повышение прочности на растяжение при изгибе на 35%;
- снижение усадочных напряжений на 50% и более;
- повышение водонепроницаемости и уменьшение водопоглощения на 45% и более;
-увеличение работоспособности скважины по критерию долговечности на 30% и более;
- повышение коррозионной стойкости цементного камня в агрессивных пластах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Алиев Б.А., Каримов Ш.А. Полимерминеральный тампонажный раствор для ремонтно-изоляционных работ скважин //Вестник ТашГТУ, 2016. №4. С.178-182.

2 Зозуля Г.П. Клещенко И.И., Гейхман М.Г., Чабаев Л.У. Теория и практика выбора технологий и материалов для ремонтно-изоляционных работ в нефтяных и газовых скважинах. Учебное пособие. - Тюмень: ТНГУ, 2002. - 123 с.

3 Каримов Ш.А. Полимерный композиционный материал «ФАМКО» для ремонтно-изоляционных работ скважин. «Композиционные материалы», научно-технический и производственный журнал, 2017. №2. С.62-63.

4 Ланчаков Г.А., Ивакин Р.А., Григулецкий В.Г. О материалах для ремонтно-изоляционных работ газовых и нефтяных скважин. // Актуальные вопросы исследований пластовых систем месторождений углеводородов, 2011. Часть II. С.54-55.

5 ЛанчаковГ.А., ДудовА.Н., Маринин В.И. и др. Повышение эффективности ремонтно-изоляционных работ на скважинах Уренгойского месторождения. - М.: ВНИИОЭНГ, 2005.- 104 с.

6 Овчинников В.П., Аксенова Н.А., Овчинников П.В.Физико-химические процессы твердения, работа в скважине и коррозия цементного камня: Учеб. пособие. – Тюмень: «Экспресс», 2011.- 368 с.

7 Овчинников В.П., Аксенова Н.А., Овченников П.В. Физико-химические процессы твердения, работа в скважине и коррозия цементного камня: Учеб.пособие для вузов. – Тюмень: Изд-во «Нефтегазовый университет», 2007. – 397 с.

Код МРНТИ 31.15

ANALYSIS AND TESTING OF SYNTHESIZED INHIBITORS

O. R. Makhammadiyev[1], K.U.Sokiyeva[2]
[1]Tashkent state technical unversity, Tashkent, Uzbekistan
[2]Tashkent chemical-technological institute, Tashkent, Uzbekistan

ABSTRACT

In order to study the level of effectiveness of the synthesized inhibitors, highly aggressive working solutions, which are widely used in industrial enterprises and create an active corrosive environment, were used. During the experiments, working solutions consisting of a mixture of acid and salt with high aggressiveness were prepared.

Corrosion-aggressive environments are created by changing the composition of technical water. Inhibitors have also been tested in technical water itself.

Working background media were prepared by adding specified amounts of hydrochloric acid, sulfuric acid, and sodium chloride salts to drinking water. By means of these, environments created in production plants were created. Test processes were carried out in the Shurtangaschemical complex and the developed inhibitors were tested in the aqueous environment of the plant.

Depending on the use in different industries, the composition of steel structures is also different, and the periods of corrosion and disuse are different. Steel 20 and steel 3 metal samples were used in this work.

The steel (St.20) used in gravimetric experiments was in the form of a plate, 2 sm long, 1.5 sm wide, and 2 mm thick. The surface structure was studied using the SEM microscopic method.

The states of the steel surface corroded without inhibitor and inhibited in the presence of inhibitors were studied by scanning electron microscopy SEM–EVO MA 10 (Zeiss, Germany). The formation of an inhibitory protective layer on the surface of the metal led to a full coverage of the corroded surface and an increase in its resistance to various aggressive effects.

Keywords: highly aggressive working solutions, active corrosive environment, acid and salt, steel 20 and steel 3, steel surface, scanning electron microscopy.

INTRODUCTION

Protection of metals with corrosion inhibitors has been one of the most effective and cost-effective ways to ensure the durability and long-term operation of process equipment and pipelines in aggressive environments for several decades. The most significant losses are typical of metal-intensive industries such as water supply, thermal power, and the oil and gas industry. Water purification in industrial closed systems of energy, water and heat supply is a complex and very expensive process [1;2].

High corrosion activity of environment containing hydrogen sulphide, carbon dioxide, organic phase is the cause of fatal situations and corrosion damage of various metal constructions.

Hydrogen sulfide has extremely aggressive properties and causes electrochemical and possibly chemical corrosion and corrosion damage to equipment as a result of hydrogen release [3].

Therefore, in recent years, universal action inhibitors capable of stopping acid, carbon dioxide, hydrogen sulfide corrosion of metals, as well as the formation of salt deposits have attracted great interest. Corrosion damage to oil and gas field devices, equipment, communications, etc., is determined by the physical and chemical properties of water and hydrocarbon components of the system, their composition, quantitative ratio, and the presence of dissolved gases (hydrogen sulfide, carbon dioxide, oxygen, etc.) [4].

Corrosion inhibitors are used to create durable coatings and chemical compounds that bind oxygen or other ions, serve as additives for compositions, create coatings in circulating water systems, water supply networks, oil refining and petrochemical industry, any power plants. They are added to fuels, oils, lubricants and construction materials to protect microelectronics and modern military equipment [5]. The most reasonable way to fight is to manufacture structures and equipment from corrosion-resistant materials, but they are not always used for various reasons. Currently, to reduce the corrosion rate of metals and alloys, protective coatings (metallic and non-metallic), electrochemical protection (anode and cathode) and corrosion inhibitors (inhibitors) are added to aggressive environments. In parallel, research is being conducted to find natural or "green" corrosion inhibitors. It has been found that natural products, plants and their extracts can be used to reduce the rate of corrosion. Natural substances are produced from sufficiently available, renewable resources and, most importantly, have a low impact on the environment. "Green" inhibitors are used to protect metals and alloys from corrosion in relatively low acid (1-2 mol/l) solutions, and synthetic inhibitors are used in environments with high acid concentration (up to 7 mol/l) [6;7].

EXPERIMENT SECTION

In order to study the level of effectiveness of the synthesized inhibitors, highly aggressive working solutions, which are widely used in industrial enterprises and create an active corrosive environment, were used. Active substances present around the structural part of the metal, affecting its material and causing corrosion, are called corrosive environment. Corrosive environment can be atmospheric air, industrial atmosphere, gases, water, marine atmosphere, earth, acids, alkalis, water and salt solutions. In the cleaning of materials in factories and enterprises, when they are thoroughly treated with acids and washed, aggressive environments are formed that lead to steel corrosion, consisting of a mixture of dilute acids and salts [8]. Considering the high aggressiveness of the working solutions prepared for conducting experiments, their role in industrial enterprises is very important, because as a result of deep work and processing with a large amount of acidic environments, excessive amounts of hydrochloric acid (often hydrochloric acid is used, rarely sulfuric or phosphoric acids are used), as well as chlorides from salts (often NaCl) is found in the environment as a residue. these residual salts increase the risk of corrosion of steel structures and materials. We tentatively called working solutions background solutions.

A strongly acidic saline solution consisting of 1M HCl + 200 mg/l NaCl (background-1) was used as background 1 working solution.

A solution consisting of 0.5 HCl + 200 mg/l NaCl (background-2) was used as background 2 working solution.

3- a solution consisting of 0.5 M H_2SO_4 + 200 mg/l NaCl (background-3) was used as background working solution. Also, solutions consisting of 0.5 M H_2SO_4, 0.5 HCl, 1 M H_2SO_4 and 1% NaCl were used for experiments. Technical water is used in most production and processing shops of enterprises. Corrosion-aggressive environments are created by changing the composition of technical water. Inhibitors have also been tested in technical water itself. Working background media were prepared by adding specified amounts of hydrochloric acid, sulfuric acid, and sodium chloride salts to drinking water. By means of these, environments created in production plants were created. Test processes were carried out in the Shurtangaschemical complex and the developed inhibitors were tested in the aqueous environment of the plant.

A metal plate taken for testing. Steel materials are widely used in the oil and gas, chemical, and manufacturing industries. Steel grades vary in their corrosion resistance. Corrosion-resistant steels are obtained by alloying low or medium carbon steels with chromium, nickel, titanium, aluminum, manganese. Anti-corrosion properties are obtained by adding a large amount of chromium or chromium and nickel to steel. Depending on the use in different industries, the composition of steel structures is also different, and the periods of corrosion and disuse are different. Steel 20 and steel 3 metal samples were used in this work. Composition (%): Fe=98; Mn=0.50; Cr=0.25; Cu=0.2 C=0.20; Si=0.17; S=0.05; Ni=0.04; P=0.04.

The surface of steel (steel.3) used in the electrochemical analysis method immersed in the working environment is 2 sm^2, and the entire side of the electrode surface (2 sm^2) is the corrosion area. The steel (St.20) used in gravimetric experiments was in the form of a plate, 2 sm long, 1.5 sm wide, and 2 mm thick. The surface structure was studied using the SEM microscopic method.

Steel 3 alloy consists of the following elements:

- The share of iron is 97 percent;
- from 0.14 to 0.22 percent - carbon;
- 0.3 percent of nickel, copper and chromium;
- Silicon from 0.05 to 0.17 percent;
- Manganese from 0.4 to 0.65 percent;
- Sulfur up to 0.05 percent;
- 0.087 percent mysyak;
- Not more than 0.04 percent phosphorus.

Gravimetric analysis method. The essence of the gravimetric method is to determine the mass loss of metal samples during their stay in the test environment. In the gravimetric method, the corrosion rate is characterized by the mass index K_t ($g/m^2 \cdot h$).

$$K = \frac{g_1 - g_2}{s \cdot \tau},$$

This method is used to determine the corrosion rate for corrosion control purposes and to evaluate the protective effect of corrosion inhibitors. The gravimetric method is based on measuring the difference in the mass of control metal samples before and after exposure to a corrosive environment [9].

$$Z = 100 \cdot \frac{K - K_н}{K},$$

Using the gravimetric method, concentrations are determined in different conditions and in a certain temperature range the degree of corrosion is determined. After weighing the samples on an analytical scale and keeping them in working solutions for 10-30 days, the corrosion products are removed, and after washing in ethanol, they are dried in a desiccator [10] then the samples are weighed again. Corrosion rates in solutions without inhibitor (Wo) and with inhibitor (Win) are determined (1.1).

$$W=m1-m2S \cdot \tau$$

The efficiency of protection against corrosion rates η (1.2), the level of full surface coverage θ (1.3), the braking coefficient g (1.4) is determined [11].

$$\eta=1-KinKo \cdot 100\%$$

$$\theta=1-KinKo$$

$$\gamma=K0Kin$$

Steel surface investigation and elemental analysis using a scanning electron microscope. The states of the steel surface corroded without inhibitor and inhibited in the presence of inhibitors were studied by scanning electron microscopy SEM–EVO MA 10 (Zeiss, Germany). The surface of plate-shaped steel 20 samples was thoroughly cleaned with different sizes of sandpaper before corrosion tests, then washed with acetone and dried. 100 mm microphotographs of the surface of steel metal samples were taken using a scanning electron microscope and the pictures were compared (Figures 1.1, 1.2).

A metal sample with a clean surface was immersed in an aggressive solution and kept in an inhibitor-free environment for 240 hours. After that, the metal plate was removed from the solution and dried. When the surface of the corroded plate is studied by means of a scanning electron microscope, it can be seen that various types of corrosion erosions and cracks have appeared on the steel surface.

In Figure 1.2, a clean metal sample was introduced into an aggressive solution with an inhibitor and kept for 240 hours. After that, the metal plate was removed from the solution and dried. When the surface of the annealed plate was studied by means of a scanning electron microscope, we witnessed that the steel surface was almost not corroded.

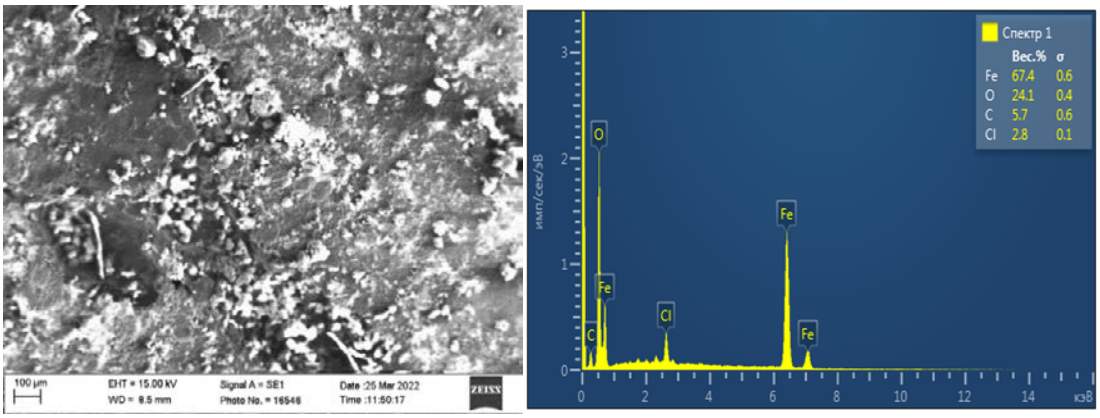


Figure 1.1 - Corrosion condition of steel surface without inhibitor (100 mm)
taken by scanning electron microscope

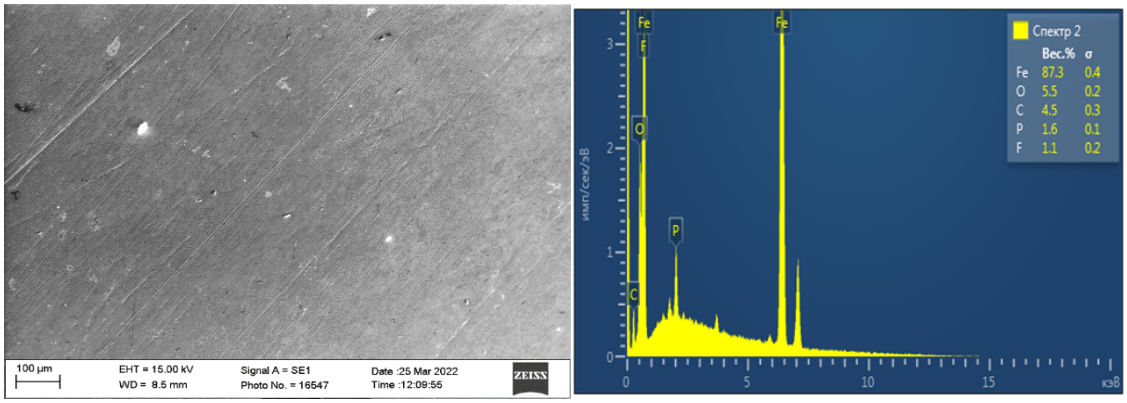


Figure 1.2 - The structure of the steel surface inhibited by the inhibitor (DFGT) (100 mm)

It was found that DFGT inhibitor is adsorbed on the steel surface after introduction into the aggressive solution. The formation of an inhibitory protective layer on the surface of the metal leads to a full coverage of the corroded surface and an increase in its resistance to various aggressive effects.

Obtaining polarization curves

Polarization curves of the electrode in alkaline and acidic environments in the presence of different inhibitors at different temperatures and concentrations [12] originLab 2022 developer, modern CS-350M potentiostat [13] and was carried out on the ITJ-003 thermostat. During the experiments, the surface of the working electrode was selected based on the capabilities of the potentiostat and the maximum current flows in the area of active melting of the metal. Before the test, the electrodes are thoroughly cleaned with a paper towel, then degreased with ethanol or acetone [14]. It is washed several times in distilled water and the filter is dried on paper and the surface cleanliness is evaluated visually. The electrodes are connected to the terminals of the potentiostat and the device is set to work.

In the process of automatic current flow, an appropriate program is installed using the originLab 2022 programmer to record the correspondence of the cathode and anode currents to the potential. PDS-1 two-axis potentiometer connected to the potentiostat is turned on [15]. The stationary potential of the working electrode is recorded using a cathode voltmeter.

The desired current (x-axis) and potential (y-axis) ranges are selected accordingly, so that all the obtained values are placed on the recording sheet itself along the entire curve. The initial position of the stylus is set with the zero adjustment buttons. The value of the stationary potential is set in the program and the potentiostat is brought to the activated cell mode.

When a steady-state potential is applied to the electrode, there should be no current through the cell. It is checked using an ammeter connected to the CS-350M or by the absence of bending of the recording pen in the direction of the coordinates. After all the preparatory work is completed, the electric current is turned on and automatically starts to draw the i0, E- curve.

To find the stationary rate of polarization of the metal solvent, the anode and cathode polarization curves are recorded near the stationary potential. Based on the information obtained by measuring the polarizations, the slope of the polarization curves of hydrogen separation and corrosion current and metal melting is found by means of curves [16] based on this, the rate of metal melting (corrosion current) i0 is found, corresponding to which the stationary potential Est is found, and the results corresponding to the corrosion current i0 and the stationary potential Ect when inhibitors are introduced are obtained. Using this method, the values of the corrosion current in the inhibited media, the degree of formation of a thin film of the inhibitor are seen.

Based on the values of corrosion current without inhibitor (io) and corrosion current (iin) with inhibitor, protection efficiency (η) (2.1), stopping coefficient (γ) (2.2), level of complete surface coverage (θ) (2.3) are determined by the following formulas[17].

$$\eta = io\text{-}iini0 \cdot 100 \quad (2.1)$$
$$\gamma = i0iin \quad (2.2)$$
$$\theta = i0\text{-}iini0 \quad (2.3)$$

Obtaining the polarization resistance

R-5035i the corrosion rate meter measures the polarization resistance of the two-electrode corrosion sensor in direct current a device designed to study electrochemical corrosion rates of metals in an alkaline environment by measuring.

The meter can replace the time-consuming gravimetric method used in corrosion practice, this method allows to drastically reduce the measurement time and introduce rapid methods of corrosion inspection, dramatically increasing work efficiency.

The R-5035i Corrosion Rate Meter is designed for indoor use at ambient temperatures of 25 to 55°C and relative humidity of up to 70%. The device detects polarization resistances from 5 to 5000 Ohm in three ranges: [18].

1) 5-50 Ohm; 2) 50-500 Ohm; 3) 500-5000 Ohm.

1. Solution resistance from 50 to 2000 Ohm in three sub-bands: 0-20 Ohm, 0-200 Ohm, 0-2000 Ohm at 20kHz. The equivalent capacity of the two layers of the electrode-electrolyte boundary should be in the range of 50-100 microfarads.

2. The initial EIuK of the corrosion sensor is from 0 to 30 mV. When measuring the polarization resistance, the value of the constant voltage and the amplitude of the alternating current during compensation of the solution resistance do not exceed 10 mV during the balance in the measuring circuit.

The meter is manually balanced mechanically by adjusting the zero-indicator pointer. The meter provides the ability to measure DC bias voltage without turning off the corrosion sensor. Meter program 373 is carried out by means of equipment designed according to GOST 12333-74 standard or its analogue.

By means of R-5035i corrosion rate detection equipment, the electrode resistance without the presence of an inhibitor and the resistance with the presence of an inhibitor to the working medium are found, and the protective efficiency of inhibitors η (2.4) is found.

$$\eta = Rin\text{-}R0Rin \cdot 100\% \quad (2.4)$$

where: Ring and R_0– resistances without inhibitor and with inhibitor (Ohm/sm2).

These values also determine the level of complete surface coverage θ (2.5) and the stopping coefficient g (2.6) [18].

$$\theta = Rin\text{-}R0Rin \quad (2.5)$$
$$\gamma = RinR0 \quad (2.6)$$

CONCLUSION

As a result of the SEM analysis, microphotographs of the steel surface were taken, and the appearance of the steel surface in the initial state, corroded state, and presence of the inhibitor was analyzed. In addition, information on the importance of gravimetric, electrochemical analysis, polarization resistance, polarization curves methods, equipment operation procedure and process control factors used to study the inhibitory properties of composite oligomeric substances is presented.

REFERENCES

1 Хашимова М. А. Результаты исследования и лабораторных испытаний многокомпонентных ингибиторов коррозии стали полимерного типа на основе фосфорсодержащих соединений и полиэлектролитов // Молодой ученый. — 2017. — № 13 (147). — С. 101-104.

2 Нащекина Я.Р., Цыганкова Л.Е. Ингибирование коррозии стали в слабокислых сероводородных и углекислотных средах // Вестник ТГТУ. 2004. Том 10. № 3. -С. 698-699.

3 Нарзуллаев А. Х., Бекназаров Х.С., Джалилов А.Т. In corrosive environments, corrosion inhibitors containing nitrogen, sulfur and phosphorus based on recycled materials impact on metal St 20 // Булатовские чтения. сборник статей-2020. 185-190 б.

4 Осербаева А.К., Нуруллаев Ш.П. Влияние температуры и продолжительности коррозионных испытаний на эффективность защиты сталей ингибиторами // Вестник науки и образования № 8(62). часть1. 2019. -С. 15-17.

5 Нарзуллаев А. Х., Бекназаров Х.С., Джалилов А.Т. Изучение эффективности ингибитора коррозии ИКЦФ-1 в 1М HCL // Universum: Технические науки –2019. № 2(56). 34-39 б.

6 И.А. Шипигузов., О.В. Колесова., В.В. Вахрушев и др. Современные ингибиторы коррозии // ВЕСТНИК ПНИПУ: 2016 Химическая технология и биотехнология № 1. -С. 114-120.

7 Номозов А.К., Бекназаров Х.С., Абдусаломов А.Р. Получение экстракта из растений salsola oppositifolia и применение его в качестве зеленого ингибитора коррозии // Universum: технические науки: электрон. научн. журн. 2021. 11(92). -С. 64-69.

8 Makhammadiyev O.R. Development of the technology of obtaining corrosion inhibitors that prevent metal corrosion based on local raw materials // Dessertation. -P. 91-96.

9 Aby Paul, Joby Thomas K, Vinod Raphael, Shaju K S. Electrochemical and Gravimetric Corrosion Inhibition Investigations of a heterocyclic Schiff Base Derived From 3- Formylindole // Journal of Applied Chemistry.Volume 1, Issue 6 (Sep-Oct 2012), PP 17-23.

10 Jeenat Aslam., Ruby Aslam., Afroz Aslam., Chaudhery Mustansar Hussain., Mehtab Parveen. Gravimetric, electrochemical, and morphological studies of an isoxazole derivative as corrosion inhibitor for mild steel in 1M HCl // Arabian Journal of Chemistry. Volume 13, Issue 11, November 2020, Pages 7744-7758.

11 Francis O. Edoziuno, Benjamin U. Odoni, Adeolu A. Adediran, Joshua O. Okeniyi and Esther T. Akinlabi. Analyses of the Gravimetric and Electrochemical Effects of $C_{16}H_{13}N_3O_3$ on Mild Steel Corrosion in 0.5 M H_2SO_4 // International Conference on Engineering for Sustainable World. Journal of Physics: Conference Series. 2019. Pages 2141-2154.

12 Н.Г. Кац. Анализ поляризационных кривых стальных и магниевых сплавов // Технические науки. 2016. № 2 (50). С.193-198.

13 Н.Г. Кац, С.В. Васильев, Д.С. Калинкина, Д.В. Коноваленко. Поляризационные характеристики металлических материалов // Технические науки. 2016. № 1 (49). С.138-143.

14 В.И. Караваев, Ю.В. Литовка. Решение задачи получения наиболее равномерного гальванического покрытия с учетом изменения концентрации компонентов электролита // Вестник ТГТУ. 2006. Том 12. № 3А. С.715-725.

15 Ганиев И.Н., Содикова С.С., Саидзода Р.Х., Алихонова С.Дж. Влияние добавок меди на коррозионно-электрохимическое поведение высокочистого цинка в среде электролита NaCl // Bulletin of the South Ural State University. Ser. Metallurgy. 2020, vol. 20, no. 4, pp. 14–22.

16 R. OROZCO-CRUZ., J.A. JUAREZ-ISLAS. Corrosion Behaviour and Protection of Copper and Aluminium Alloys in Seawater // European Federation of Corrosion (EFC) Series 2007, Pages 159-172.

17 Muye Yang, Shigenobu Kainuma, Shusen Zhuang , Shuji Ishihara , Akira Kaneko , and Takao Yamauchi. Cathodic Protection System Applied to Steel Using Fiber Sheet and Al-based Alloy Anode in Atmospheric Environment // t. J. Electrochem. Sci., 14 (2019) 9858 – 9875.

18 Y.He. Corrosion Monitoring // Elsevier. Reference Module in Materials Science and Materials Engineering. Series 2016. Pages 891-915.

УДК 550.83:622.086.3

ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАВИСИМОСТИ СРЕДНЕЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ОТ ГЛУБИНЫ СКВАЖИНЫ

Д.К. Назарбекова

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Механическое разрушение горных пород (углубление) при бурении долотом является сложным физическим процессом. Это связано с тем, что влияние параметров режима бурения на его показатели всегда носит комплексный характер.

Наиболее эффективное углубление скважины возможно только в том случае, если забой полностью очищается от шлама; в противном случае выбуренная порода оказывает дополнительное сопротивление работе долота, вследствие чего механическая скорость проходки и проходка на долото ниже ожидаемых величин. Опыт показывает, что технико-экономические показатели проходки скважин в значительной мере зависят от режима промывки и технологических свойств (качества) бурового раствора. Функции буровых растворов многочисленные, однако одними из главных являются те, которые определяют высокие скорости проходки.

Величина углубления зависит от осевой нагрузки, чистоты забоя, конструктивных особенностей долота, свойств промывочной жидкости, соотношения забойного давления столба последней и порового давления в породе, механических свойств породы и некоторых других факторов. При постоянных значениях осевой нагрузки и расхода промывочной жидкости, свойствах жидкости с увеличением частоты вращения шарошечного долота данной конструкции величина углубления может постепенно уменьшаться. Объясняется это в основном ухудшением условий очистки забоя и удаления частиц разрушенной породы с поверхности забоя в наддолотную зону.

Если же частота вращения долота возрастает, увеличивается вероятность того, что частицы, оторванные от забоя зубцами одной шарошки, не успеют полностью пройти в наддолотную зону; часть из них попадет в нисходящий поток, создаваемый смежной набегающей шарошкой, и возвратится на забой для повторного измельчения. Чем больше частота вращения долота, тем меньше времени для транспортировки оторванных от забоя частиц в наддолотную зону, тем больше вероятность возвращения части из них к забою с нисходящим потоком от набегающей шарошки.

Если же долото имеет симметрично расположенные промывочные устройства, направляющие струи вниз между шарошками, то такие струи создают дополнительные трудности для удаления частиц в над долотную зону. Кроме того, на частицу породы в момент ее образования при вдавливании зубца шарошки действуют: сверху – сила забойного давления столба промывочной жидкости, направленная вниз, а снизу – сила порового давления пластовой жидкости, направленная вверх.

Сумма этих сил, обычно именуемая прижимающей силой, в подавляющем большинстве случаев направлена вниз; она препятствует отрыву частицы от забоя. Отрыву препятствует также фильтрационная корка (или пленка) промывочной жидкости, почти всегда образующаяся на поверхности забоя.

В данной работе рассматривается корреляционная зависимость между средней механической скорости проходки от глубины скважины. Используемые промысловые данные рассматриваются как выборка из некоторой генеральной совокупности. Среди результатов выборки могут присутствовать наблюдения, резко отличающиеся от других значений. Поэтому сначала необходимо выявить и устранить такие результаты наблюдений, которые не представительны для данной генеральной совокупности и могут исказить статистические выводы. По терминологии математической статистики наибольший или наименьший по величине результат наблюдения называется резко выделяющимся наблюдением (выбросом) или грубой ошибкой, или анормальным результатом наблюдения.

Метод оценки анормальности результатов наблюдений для небольших выборок, когда неизвестно генеральное среднее и генеральная дисперсия, основан на использовании критерия Стьюдента. Он сводится к определению случайной величины (называемой максимальным относительным отклонением):

$$w = \frac{x_{i\max} - \overline{x}}{s} \text{ или } w = \frac{\overline{x} - x_{i\min}}{s}, \quad (1)$$

где w – максимальное относительное отклонение; x_1, x_2…….x_n - результаты наблюдений; S – выбранное среднеквадратичное отклонение.

$$\overline{x} = \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} x_i \,,\; s = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(x_i - \overline{x}\right)^2} \quad (2)$$

- среднее и среднеквадратичное отклонение (стандарт) выборки; x_{imax}, x_{imin} - максимальное и минимальное значения случайной величины x_i, соответственно;

В зависимости от доверительной вероятности $p = 1 - \alpha$ (α – уровень значимости) и числа степеней свободы $f = n - 1$, по таблице значений τ_p - квантилей распределения максимального относительного отклонения, определяем максимально возможное значение величины w. Если $w > w_{max}$, то x_{imax} или x_{imin} являются анормальным результатом, если $w \le w_{max}$, то x_{imax} или x_{imin} является следствием статистического разброса. Для небольших выборок истинное значение a случайной величины с доверительной вероятностью α заключено в пределах:

$$\overline{x} - \frac{s}{\sqrt{n}} t_p \le a \le \overline{x} + \frac{s}{\sqrt{n}} t_p \,, \quad (3)$$

где t_p - квантиль стандартного нормального распределения с параметрами $\alpha = 0$, $\sigma = 1$, соответствующий доверительной вероятности ρ. Отсюда нетрудно определить, что относительная погрешность полученного среднего результата составляет:

$$\varepsilon = \frac{t_p s}{\overline{x}\sqrt{n}} \cdot 100\% \,. \quad (4)$$

Используем приведенную методику для значений средних скоростей бурения на примере скв. № 231 площади Кокдумалак. Показатели работы долот по скважине приведены в табл. 1.

Буровая установка: Уралмаш – 3Д с тремя насосами У8-6

Компоновка бурильного инструмента:

269,9 – УБТ 178–109 м – БТ140×10
190,5 – УБТ 146 – 70 м – БТ114×10

Таблица 1 - Показатели работы долот при бурении на скважине № 231 площади Кокдумалак

Номер долота	**Интервал**		**Проходка (м)**	**Время (час)**	**Механическая скорость v_m, (м/ч)**
	от (м)	**до (м)**			
94	0	450	450	80	5,625
244	450	845	395	56	7,054
241	845	879	34	34	1,000
24	879	931	52	32	1,625
606	931	1018	87	40	2,175
105	1018	1113	95	45	2,111
33	1113	1256	143	39	3,667
38	1256	1350	94	36	2,611
94	1350	1413	63	34	1,853
102	1413	1461	48	35	1,371
588	1461	1507	46	32	1,438
727	1507	1573	66	35	1,886
1295	1573	1615	42	31	1,355
1178	1615	1639	24	25	0,960
88	1639	1684	45	38	1,184

40	1684	1712	28	31	0,903
29	1712	1789	77	35	2,200
88	1789	1876	87	36	2,417
92	1876	1945	69	40	1,725
19	1945	1992	47	34	1,382
112	1992	2064	72	40	1,800
114	2064	2110	46	28	1,643
0.0	2110	2130	20	19	1,053
10	2130	2153	23	23	1,000
92	2153	2167	14	21	0,667
217	2167	2185	18	28	0,643
25	2185	2204	19	31	0,613
40	2204	2220	16	26	0,615
624	2220	2233	13	28	0,464
3031	2233	2284	51	33	1,545
3435	2284	2305	21	31	0,677
4	2305	2350	45	32	1,406
2835	2350	2370	20	33	0,606
640	2370	2492	122	34	3,588
4929	2492	2739	247	78	3,167
1420	2739	2841	102	51	2,000
1961	2841	2887	46	35	1,314
6365	2887	2897	10	49	0,204
1883	2897	2912	15	56	0,268
414	2912	2930	18	61	0,295
101	2930	2995	65	187	0,348
5806	2995	3110	115	59	1,949

Задавшись доверительной вероятностью $p = 0,9(\alpha = 0,1)$, проверим, является ли наибольшее значение механической скорости анормальным. Для этого определим среднее значение выборки (математическое ожидание), выборочное среднеквадратичное отклонение s и величину w:

$$n = 42;\ \overline{v}_m = 1,6764;\ s = 1,3593;$$
$$v_{\max} = 7,0536;\ v_{\min} = 0,2041;$$
$$t_p = 1,2816;\ \varepsilon = 16,0344;\ w = 3,9559.$$

По табл. 1, находим, что для числа степеней свободы $f = n - 1 = 41$ и доверительной вероятности $p = 0,9(\alpha = 0,1)$ $w_{\max} = w_{\max}(f, \alpha) = 2,8$.

Поскольку $w > w_{max}$, то наибольшее значение выборки 7,0536 является анормальным, т.е. резкое отличие его значения от остальных не является результатом статистического разброса. В дальнейшем для обработки используется отсортированная выборка.

В случае, когда геологический разрез по физико-механическим свойствам горных пород не позволяет провести четкую границу по стратиграфическим показателям, рассматриваемая толща условно разбивается на интервалы. В данном случае интервал бурения делится на k равных частей с шагом h:

$$h = \frac{H_{\max} - H_{\min}}{k};$$
$$k = 1 + 3,322 \cdot \lg n, \qquad (5)$$

где H_{max}, H_{min} - наибольшая и наименьшая глубины скважины.

Используя приведенную методику, исходные данные условно разбивались на шесть групп $(k = 6)$, и после вычислений средних значений механической скорости и среднеквадратичного отклонения, а затем сортировки, число исходных данных сократилось. Далее для каждой группы определялись $\overline{v}_m$ и σ_v по формулам (1) и (2). Из числа исходных данных исключаются значения $v_м > \overline{v}_m + 2\sigma_v$ - как грубые ошибки (правило двух сигм). Оставшиеся данные заносятся в таблицу для дальнейшей обработки.

Поле корреляции показывает, что регрессия между значениями средней механической скорости и глубиной бурения является нелинейной, знак коэффициента корреляции – отрицательный. Найдем выборочную ковариацию cov^*_{vH} и выборочный коэффициент корреляции r по формулам:

$$\mathrm{cov}^{*}_{vH} = \frac{1}{n-1}\left[\sum_{i=1}^{n} v_{mi} H_i - \frac{1}{n}\sum_{i=1}^{n} v_{mi} \sum_{i=1}^{n} H_i\right], \quad r = \frac{\mathrm{cov}^{*}_{vH}}{s_v s_H},$$

где s_v, s_H – среднеквадратичные отклонения:

s_H = 1120,04; s_v = 1,704; cov^{*}_{vH} = - 1,8176; r = - 0,95074.

Доверительный интервал для коэффициента корреляции, при доверительной вероятности 0,95 получим в виде – 0,9929 < r < - 0,6960.

Получено уравнение регрессии для зависимости среднего значения механической скорости бурения от глубины бурения. Для аппроксимации использовались полиномиальная и линейно-параметрическая зависимости. Уравнение регрессии получено в виде:

- для полиномиальной аппроксимации:

$$V_{мех} = 0{,}025572\, t^3 + 0{,}40174\, t^2 - 2{,}9322\, t + 5{,}639\, t = 0{,}001\ H;$$

- для линейно-параметрической аппроксимации:

$$V_{мех} = 0{,}5246 + 5{,}1536 \exp(-t) + 1{,}7977\, t\exp(-t),\ t = 0{,}001\ H.$$

Графики, построенные на основе полученных зависимостей, приведены на рис. 1.

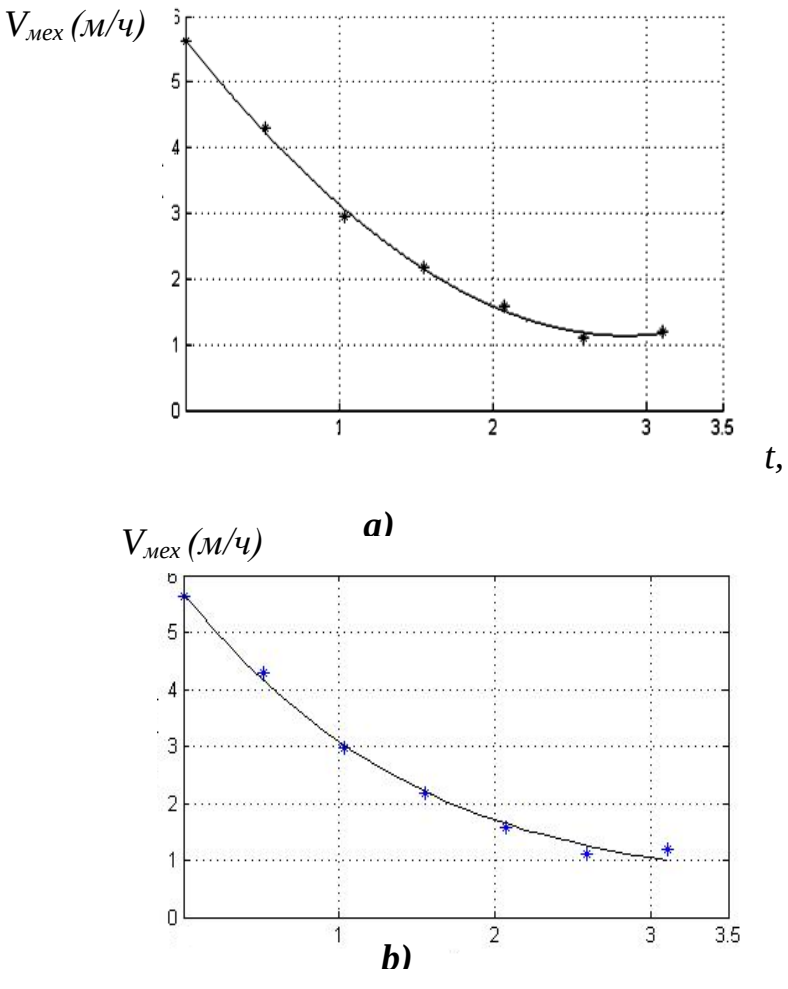


Рисунок 1 - Кривая аппроксимации зависимости механической скорости бурения от глубины скважины:
a – аппроксимация полиномом третьей степени; b – линейно-параметрическая аппроксимация

Расчеты показали, что для данного случая лучшую аппроксимацию даёт полиномиальная аппроксимация.

Таким образом, в статье рассмотрены радиально-сферическое воздействие струи промывочной жидкости на забой скважины при бурении нефтяных и газовых скважин. На основе полученных формул построены графики для перемещений и компонент напряжений горных пород призабойной зоны для некоторых частных случаев воздействия давления жидкости. Приведены методы оценки анормальности результатов наблюдений для небольших выборок, когда

неизвестно генеральное среднее и генеральная дисперсия основана на использование критерия Стьюдента. Получены кривые аппроксимации зависимости механической скорости бурения от глубины скважины.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ганджумян Р.А. Математическая статистика в разведочном бурении: Справочное пособие. –М.: Недра, 1990. – 218 с.

2 Пустыльник Е.И. Статистические методы анализа и обработки наблюдений. – М.: Наука, 1968. – 288 с.

3 Эйгелес Р.М., Стрелкова Р.В. Расчет и оптимизация процессов бурения скважин. –М.: Недра, 1977. – 200 с.

4 Жабборов М.С., Алибеков Ж. Гидравлическая программа расчета потери давления в циркуляционной системе скважины. «Узбекский журнал нефти и газа». -2001. -№4.-С. 24-26.

5 Басарыгин Ю.М., Булатов А.И., Проселков Ю.М. Технология бурения нефтяных и газовых скважин. – М.: ООО «Недра-Бизнесцент» 2001. - С 679.

Код МРНТИ 61.31.57; 31.15.35

ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЭТЕРИФИКАЦИИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭТИЛАЦЕТАТА

О. Р. Максудов[1], А. Н. Бахтиёров[2], О. О. Зарипов[1], А. Т. Норкобилов[2]

[1]Ташкентский Государственный Технический Университет имени Ислама Каримова, г.Ташкент, Узбекистан

[2]Шахрисабзский филиал Ташкентского химико-технологического института, г.Шахрисабз, Узбекистан

Аннотация

Статья посвящена на моделировании процесса этерификации для оптимизации производства этилацетата. Она исследует влияние различных параметров, таких как температура, пропорции реагентов и количество катализатора, на эффективность процесса. В работе разработана кинетическая модель реакции между уксусной кислотой и этиловым спиртом, основанная на кинетическом анализе. Особое внимание уделяется моделированию непрерывного реактора с мешалкой, включающего анализ кинетики реакций, массового и энергетического балансов, а также смешивания и гидродинамики.

Применяется программное обеспечение Aspen Plus для более точного моделирования и анализа различных процессных параметров. Статья также включает математические уравнения, описывающие кинетику реакции и балансы, и обсуждает важность численных методов для решения сложных уравнений модели.

Введение

Этилацетат – это бесцветная жидкость с фруктовым запахом, широко используемая в качестве растворителя в красках, клеях и фармацевтике. Его химическая формула $C_4H_8O_2$, с молярной массой 88,11 г/моль (Estevan, et al., 2014). Этилацетат производится в основном путем этерификации этанола с уксусной кислотой, а также может быть получен через реакцию Тищенко или ацетоксилирование этилена (Tzong-Bin, et al., 2002). Выбор метода зависит от доступности сырья, желаемой чистоты продукта и масштаба производства. Важными факторами процесса являются тип катализатора, температура и давление реакции, чистота реагентов, а также восстановление и переработка непрореагировавших материалов. Применяется также в пищевой промышленности и при создании ароматов. Безопасность и охрана окружающей среды также играют ключевую роль в производстве этилацетата. Важно соблюдать меры безопасности при его использовании из-за легковоспламеняемости и потенциального раздражающего воздействия на дыхательные пути и кожу (Kai, et al., 2022). Этилацетат также влияет на окружающую среду, будучи летучим органическим соединением, способным способствовать образованию смога.

Моделирование процесс этерификации

Моделирование процесса способствует оптимизации условий реакции и увеличению производительности продукта (Элманов, и др., 2023). В этом работе рассматривались влияние температуры, пропорции исходных материалов, количество катализатора и другие факторы на производство этилацетата. На основании кинетического анализа была разработана модель кинетики реакции этерификации уксусной кислоты с этиловым спиртом.

Моделирование непрерывного реактора с мешалкой для производства этилацетата обычно включает учет кинетики реакций, массового и энергетического балансов, а также возможные аспекты смешивания и гидродинамики. Этерификация этанола уксусной кислотой для получения этилацетата и воды - это экзотермическая, обратимая реакция, обычно катализируемая кислотой (например, серной кислотой) (Evelien, et al., 2014; Calvar, et al., 2007).

Формулировка Основной Модели

1. Кинетика Реакции

Реакцию можно представить следующим образом (Calvar, и др., 2007):

$$C_2H_5OH + CH_3COOH \xleftrightarrow{\text{катализатор}} CH_3COOC_2H_5 + H_2O \quad (1)$$

Предполагая реакцию второго порядка, уравнение скорости можно записать как:

$$r = k_1 \cdot [C_2H_5OH] \cdot [CH_3COOH] - k_2 \cdot [CH_3COOC_2H_5] \cdot [H_2O] \quad (2)$$

Где

k_1 , k_2 - константы скорости прямой и обратной реакции и можно представит в следующим образом:

$$k_1 = 4619.43exp\left(\frac{-60500}{RT}\right) \quad (3)$$

$$k_2 = 3317.28exp\left(\frac{-53740}{RT}\right) \quad (4)$$

уравнение (3) и (4) представляют собой зависимость константы равновесия активности от температуры. Для описания неидеальности жидкой фазы использовались оценки коэффициентов активности UNIFAC (Bakhtiyorov, и др., 2023).

Чтобы сократить количество экспериментов, многие ученые и инженеры сегодня создают модели физических, химических и биологических систем с помощью симуляторов процессов. Модели процессов необходимы для оценки производительности, изучения поведения системы и определения влияния различных эксплуатационных параметров.

Моделирование непрерывного реактора с мешалкой для производства этилацетата - это сложная задача, требующая понимания принципов химической реакционной инженерии. Точность модели в значительной степени зависит от надежности кинетических данных и предположений, сделанных в процессе моделирования. Поэтому, модель этого реактора была создана с использованием программного обеспечения Aspen Plus. Aspen Plus — это программа, ориентированная на уравнения, которая использует базу данных фазового равновесия и баланса массы и энергии для изучения влияния различных технологических факторов. Его можно использовать для имитации процессов этерификации, и он является важной частью программного обеспечения для проектирования химических процессов.

2. Материальный баланс

Для каждого компонента в реакторе массовый баланс будет:

$$\frac{dC_i}{dt} = \frac{F_{in} \cdot C_{i,in} - F_{out} \cdot C_i + V \cdot r_i}{V} \quad (5)$$

Где: C_i- концентрация компонента i в реакторе; F_{in}, F_{out} - входной и выходной расходы соответственно; $C_{i,in}$ - входная концентрация компонента i; V - объем реактора; r_i- скорость производства/потребления компонента i из-за реакции.

3. Тепловой баланс

Так как реакция экзотермическая, энергетический баланс важен:

$$\frac{dT}{dt} = \frac{F_{in} \cdot \rho \cdot C_p \cdot (T_{in} - T) + (-\Delta H_R) \cdot r - Q}{\rho \cdot C_p \cdot V} \quad (6)$$

Где:

T и T_{in}- температуры в реакторе и входящем потоке; ρ и C_p- плотность и удельная теплоемкость смеси; ΔH_R- теплота реакции; Q - тепло, удаляемое системой охлаждения.

В непрерывном реакторе с мешалкой часто предполагается идеальное смешивание, что означает однородность состава и температуры по всему реактору. Гидродинамические аспекты, такие как конструкция мешалки, скорость и установка перегородок, могут быть учтены для более детальных моделей.

Из-за нелинейности и связности уравнений обычно используется численный метод решения с использованием программного обеспечения, такого как Aspen Plus. В некоторых случаях предположение о стационарном состоянии может упростить модель, где $\frac{dC_i}{dt} = 0$ и $\frac{dT}{dt} = 0$.

Параметры реакции, сообщенные Кальваром и др., были приняты в качестве эталонного случая (Calvar, et al., 2007). На основе справочной работы экспериментальная информация о технологических параметрах реакции этерификации была использована для моделирования реакторов. После проверки были оценены материальный баланс и энергопотребление различных альтернатив. В исходном случае альтернатив содержимое потока подачи имеет свойства со следующими параметрами:

Таблица 1. Характеристики исходного потока сырья

Поток	**Компонент**	**Концентрация, молярная %**	**Скорость потока, кмоль/час**
КИСЛОТА	Уксусная кислота	99	100
	Вода	1	
СПИРТ	Этанол	99	100
	Вода	1	

Типичная конфигурация процесса этерификации в реакторе показана на рисунке 1.

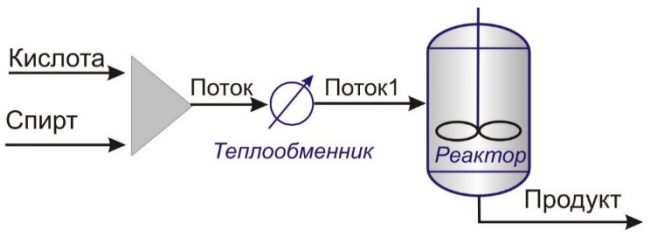


Рисунок 1 - Типичный процесс непрерывного действия в реакторе с мешалкой для производства этилацетата.

Оба исходных потока *КИСЛОТА* и *СПИРТ* находятся в нормальных условиях окружающей среды (1 атм, 25 °C). Анализ молярной скорости потока этанола к уксусной кислоте и выхода этилацетата также изучался с использованием анализа чувствительности (Sensitivity Analysis). Согласно результатам, производительности этилацетата увеличивается пропорционально расходу этанола (Рис. 2).

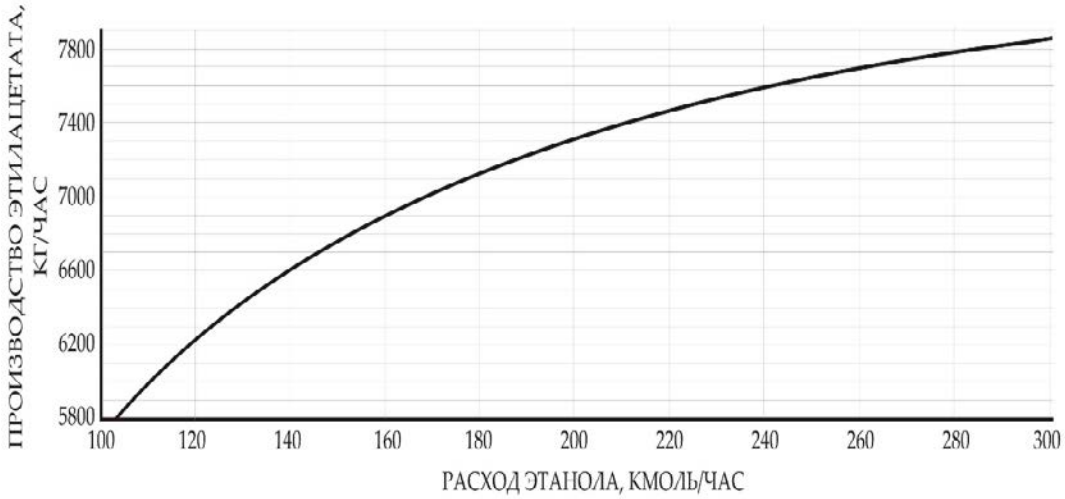


Рисунок 2 – Влияние молярного расхода этанола на производительность

Эксперименты проводились при фиксированной скорости подачи 100 моль/час как для кислотного, так и для спиртового сырья. Влияние температуры на конверсию для реактора с емкостным перемешиванием непрерывного действия показано на рисунке 3. Максимальная конверсия около 64 % была получена при температуре около 110 °C, когда объем реактора был доведен до 7,9 м3 и времени пребывания до 36 минут. В общем, конверсия реакции снижается по мере увеличения скорости подачи этанола. При увеличении скорости подачи время пребывания уменьшается, что приводит к снижению показателей конверсии. Для реактора непрерывного действия с мешалкой и регулируемым объемом реактора 7,9 м3 конверсия реакции варьируется от 37 моль % до 64 моль %, что соответствует значениям скорости потока этанола от 100 моль/час до 300 моль/час.

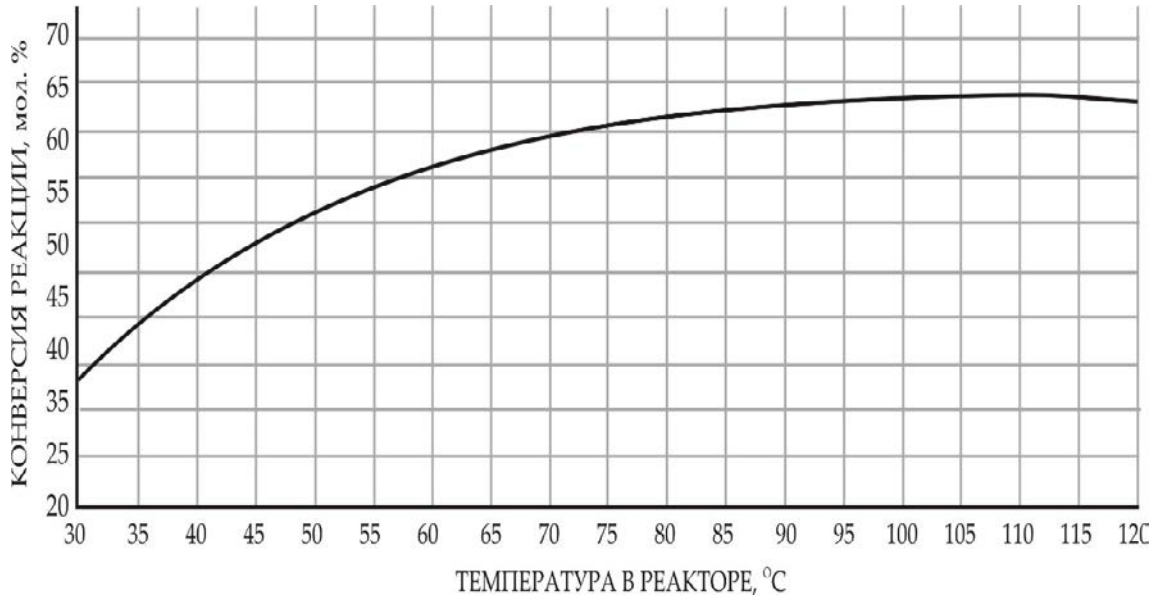


Рисунок 3 – Влияние температуры реактора на конверсию реакции

Заключение

В исследовании рассматривается моделирование процесса этерификации для оптимизации производства этилацетата, акцентируя внимание на влиянии различных параметров, таких как температура, пропорции реагентов и количество катализатора. Разработана детальная кинетическая модель реакции, используя программное обеспечение Aspen Plus для анализа кинетики реакций, массового и энергетического балансов. Экспериментальные данные подтверждают, что изменение операционных параметров оказывает значительное влияние на эффективность процесса. Оптимальные условия были определены для достижения максимальной конверсии, выявляя взаимосвязь между скоростью подачи этанола и конверсией этилацетата. Исследование подчеркивает важность комплексного подхода к моделированию в химической инженерии для повышения производительности и снижения затрат в производственных процессах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Bakhtiyorov Abdulaziz [и др.] Comparative Analysis of Esterification Reaction in Continuous Stirred Tank and Plug-Flow Reactors [Журнал] // Engineering Proceedings. - 2023 г.. - 236 : Т. 56(1)

2 Calvar N, González B и Dominguez A Esterification of acetic acid with ethanol: Reaction kinetics and operation in a packed bed reactive distillation column [Журнал] // Chemical Engineering and Processing: Process Intensification. - 2007 г.. - 12 : Т. 46. - стр. 1317-

3 Estevan C. и Vilanova E. Ethyl Acetate [Раздел книги] // Encyclopedia of Toxicology. - [б.м.] : Academic Press, 2014.

4 Evelien Van de Steene, Jeriffa De Clercq и Joris W. Thybaut Ion-exchange resin catalyzed transesterification of ethyl acetate with methanol: Gel versus macroporous resins [Журнал] // Chemical Engineering Journal. - 2014 г.. - Т. 242. - стр. 170-179.

5 Kai Zhang [и др.] Lower flammability limits of ethanol, acetone and ethyl acetate vapor mixtures in air [Журнал] // Journal of Loss Prevention in the Process Industries. - 2022 г.. - 104676 : Т. 74. - стр. https://doi.org/10.1016/j.jlp.2021.104676.

6 Tzong-Bin Lin [и др.] Process for ethyl acetate production [Патент] : EP0937029A1. - China, 27 03 2002 г..

7 Элманов Аббос [и др.] ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАКТИВНО-ДИСТИЛЛЯЦИОННОГО УСТРОЙСТВА ДЛЯ ПРОЦЕССА ЭТЕРИФИКАЦИИ [Журнал] // Химия и химическая технология. - 2023 г.. - Т. 4. - стр. 66-71.

СЕКЦИЯ 6

ЦИФРОВИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

ТОЛҒАУЫ 90 ТОЛАҒАЙ ТҰҒЫР ТҮЛЕКТЕРІ

М.Нұрпейісова
Сәтбаев атындағы ҚазҰТЗУ, Алматы қ., Қазақстан

Быйыл Қазақтың шексіз де шетсіз Ұлы даласының Ұлы перзенті, XX ғасырдың көрнекті ғалымы, КСРО ҒА академигі, Қазақ ғылым академиясының тұңғыш президенті, қазақ ғылымының атасы Қаныш Имантайұлы Сәтбаевтың дүниеге келгенінің 125 жылдығы және Қазақстанның инженерлік кадрларды даярлайтын тұңғыш ұстаханасы, бүгінгі инженерлік білім мен ғылымның ХанТәңірі - Сәтбаев атындағы Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университетінің (ҚазҰТТЗУ) 90 жылдығы аталып өтілмек.

Осы мерейтой аясында университетте қызу шаралар ұйымдастырылып жүргізіліп жатыр. Мақаламызда басында Қазақ тау-кен металлургия институты болып ашылған оқу орнының дүниеге келуі, бір ғасырға жақын өміріндегі басы қасында тұрған азаматтар, бүгінгі тыныс-тіршілігі жайлы айтпақпыз. 90 жылдық тарихы бар алтын ордамыз, ұшқан ұямыз, қонған тұғырымыз –Қазақ ұлттық техникалық зерттеу университеті (ҚазҰТЗУ) және оның бөлінбес бір отауы «Тау-кен-металлургия институтының»(ТКМИ) тек Қазақстан Республикасы ғана емес, дүние жүзіне танымал, әдебиетіміз бен мәдениетіміздің мақтанышы болған түлектері жайлы мақала жазғанды жөн көрдім. Ауыр индустрияда үш сала бар: геология, тау-кен өндірісі, металлургия. Геологтар іздеп, кен орындарын тапса, оны игеру тау-кен мамандарының ісі. Әрі қарай қазылып алынған кеннің құрамындағы қаншама элементтерді бөліп алу металлургиялық зауыттарда жүргізіледі.

Кімдер оқып, кімдер бітіріп шыққандығы туралы мұрағат құжаттарына көз жүгіртсең, біздің тау-кен-металлургия институты иығына заман жүгін арқалаған, қазақтың нағыз нар азаматтарының бесігі болғанына қуанасың, сүйсінесің, мақтан түтасың. Олар: Қазақстанның халық жазушысы И.Есенберлин, Социалистік еңбек ерлері, тау-кен инженерлері: В.А.Гребенюк, Ғ.С.Омаров, Н.Т.Төкенов, Қазақстанның «Халық қаһарманы» - металлург, А.С.Куленов, Қазақстанның «Ебек Ері - металлург Бағдат Шаяхметов, Ұлттық Ғылым акадамиямыздың академиктер: А.Ж.Машанов, Ө.А.Байқоңыров, Е.А.Бөкетов, Ж.С.Ержанов, Ш.Есенов, Ж.М.Қаңлыбаева, Б.Р.Рақышев, М.Ж.Бітімбаев, А.Б.Бегалинов, Н.С.Буктуков, «Дос-Мұқасан» ансамблінің мүшелері және т.б. осы оқу орнының түлектері және осы қарашаңырақтың өсіп-өркендеуінің басы-қасында тұрғанын мақтан етеміз.

Біздер алтын ұямыздан ұшқан асылдарымызды ұлықтай отыра да болашақ жастарды тәрбилейміз. Адам танудың кеменгері Қ.И.Сәтбаев Қазахстандағы жалғыз техникалық ЖОО нығайтуға барынша күш салған ғұлама және ҰҒА-ының шаңырағын көтеруде, академияның зерттеу институтарын тап осы Казақ тау-кен металлургия институтының түлектерімен толтықтырып отырған. Сондықтан ту бастан біздің институтымыздың дамуына мұрындық болған ұлттық мақтанышымыз Қ.И.Сәтбаевтың есіміне ие болу – ҚазҰТЗУ үшін зор мәртебе деп білеміз және осы қарашаңырағымыздың қалыптасуына «зор» үлес қосқан, атын әлемге танытқан ұлыларымызды ұлықтау баршамызға борышымыз деп білеміз.

Шәкірттері үшін ұстаздары туралы өткен шақта айту өте ауыр. Десек те, оларды еске алған шақтарда халқымыздың «Өлі риза болмай; тірі баймайды» деген дана сөзіне ой көбен қарап, оларды еске алу, олар туралы жастарға айту арқылы рухани жаңғырамыз. Осыған орай ұлы Абайдың «Арттағыға сөзің мен ісің қалса, Өлсең де өлмегенмен боласың тең» - деген сөздері ойымызға оралады. Мінекей осындай арттарында өшпкс іздерін қалтырған, өзіміз көздерін көрген, дүниеден озған және осы уахытқа дейін әдебиетіміз бен мәдениетімізге қомақты үлес қосып жүрген Қазақ тау-кен металлургия инситутының түлектері жайлы айтып кету –қай қайсымызға да парыз.

Ақжан Жақсыбекұлшы Машановты білмейтін қазақ жоқ. Ол Қазақ тау-кен-металлургия институтының(қазіргі Казақ ұлттық техникалық зерттеу университеті-ҚазҰТЗУ) тұңғыш түлегі? алғашқы аспиранты, алғашқы ғылым канидаты. Тау-кен ісін өркендеу жолында талай жыл табанды еңбек етіп, шәкірт тәрбиелеген және Әль-Фараби танудың абызы атанған ғұлама ғалым. 100 жыдық мерейтойы 2006 жылы ЮНЕСКО деңгейінде атап өтілген Ақжан Машановтың «Жер астына саяхат» (1957), «Ғажайып ошақ қасында», «Табу» сияқты романдары қазақ әдебиетіндегі ғылыми-фантастика жанырының ірге тасын қалауға негіз болды. Ғалым «ӘльФараби»(1970), «Әль-Фараби және Абай» романдарында ұлы бабалардың қазақ әдебиетіндегі бейнелерін сипаттады. Фарабиды танытудағы ғылыми-танымдық мақалалары қамтылған 16 томдық еңбектердің авторы, ҚазҰТЗУдан түлеп ұшқан Ақжан Машанов әдебиетіміздің мақтанышы деп білеміз.

2022 жылы Ақжан әл-машанидің туғанының 115 жылдық мерейтойын атап өттік, рухына тағзым етіп, келесідей өлең жолдарын арнадым:

Көңілі бір Сарыарқадай кең еді,
Іздегені жер астының кені еді.
Шәкірттері атап жатқан бүгінгі,
Ұлы ұстаздың 115–жылдық тойы еді.

Әр ісіңіз үлгі-өнеге, байсалдық,
Нәр алдық та өзіңізден жайқалдық.
Рухыңыз бізді желеп, жебеп жүрсінші,
Фарабидей тұлғаңыздан айналдық.

Ұстаздан дәріс алмайтын, үйренбейтін кім бар? Ұлы да, ұлық та ұстаз алдында өтеді. Олай болса жастарға білім мен ғылымның кілтін ашудан, үйретуден, ғылымды көпшілікке насихаттаудан жалықпаған, ұстаздардың ұстазы А.Ж.Машановтай үлгі-өнегенің биік жолында өзімізді ұстай білейік. «Шәкіртсіз–ұстаз тұл»–дейді. Білімді шәкірттеріміз көп болып, денсаулығымыз келісті, еңбегіміз жемісті бола берсін дегім келеді.

Ильяс Есенберлин – жазушы, ҚР Мемлекттік сыйлығының лауреаты, Еңбек Қызыл Ту, Құрмет белгісі орден-дерімен арапатталған. Ол 1940 жылы Қазақ тау-кен-металлургия институтын бітірген, тау-кен инженері, мамандығы бойынша қызыметін Жезқазғанда бастаған. Ильяс Есенбелин алғашында ақын ретінде «Сұлтан», «Айша» (1945) дастандарымен танылған. 10 томдық таңдамалы жинағына «Көшпенділер», «Қаһар» сияқты романдары енген И.Есенберлинді инженерлер ордасынан шыққан тұғыры биік тұлға деп білеміз және ерекше мақтанышпен айтамыз.

Мұқағали Мақатаев "Құрметтеңдер жиырмасыншы ғасырды, Онда біздің қолтаңбамыз басулы" деп жырлағандай, жаксы істердің барлығы ол істерді ұйымдастырушысы, басшысының аты-жөнімен байланыстырудың да өз шындығы бар. Сол кездері Сәтбаевпен тізе косып жұмыс істеген үзеңгелес замандастары және ізбасарлары: Ө.А.Байкоңыров, В.И.Штифанов, Ж.М.Қаңлыбаева, К,Салықов, Г.Омаров, Д.О.Ешпанов, Т.М.Урумов, Е.Имангалиев, В.В.Костюченко, М.И.Жаркенов тұлғаларды көзіміз көрді.

Жамал Қаңлыбаева- университеттің түлегі, тау-кен инженері-маркшейдер. Киелі топырақтың қасиетті ұлдары көп болары даусыз. Семей өңірі дарын мен таланттардың шымырлап қайнап шығар көзі, шыңдалып, суғарылып шығар көрігі дер едім. Соның айғағы Семейдің тумасы, техника ғылымдарының докторы, Қазақ ҒА мүше-корреспонденті, қазақ әйелдері арасынан шыққан тау-кен ісі саласындағы тұңғыш ғылым докторы, профессор Жамал Мұсағалиқызы Қаңлыбаева.

Жақсының жақсылығын айтудан, шын жақсыға қошемет көрсетуден тартынбайтын халықпыз ғой. Профессор Ж.М. Қаңлыбаева ҚазПТИ-да қызмет атқармаса да, келіп арнайы тақырыптарға дәріс оқып тұратын. Ол менің дипломдық жобамның рецензенті болған еді.

Ғалым Ж.М.Қаңлыбаева академиялық тау-кен ісі институтында зертхана меңгерушісі қызметін атқарды. Ол жер астында кен қазудың әсерінен пайда болатын жылжу процесін зерттеуде изотоптарды қолдану әдісін ұсынды. Тасты жарып шыққан шынардай қарапайым қазағымның қызына дарындылықты үйіп-төгіп бергендігі соншама, оның есімі бұрынғы Одаққа, шетелдерге мәлім болғаны өз алдына.

Тау-кен істері институтында «Тау жыныстарының жылжуы» зертханасын басқарып отырған ғалым Ж.М.Қаңлыбаевамен мен өз ғылыми жұмысым туралы қарым- қатынаста болдым. Жамал апай ақыл-кеңес айтып, ғылыми бағыттарыма қолдау көрсетіп жүрді. Міне осындай ғұлама ғалым Жамал Мұсағалиқызы менің кандидаттық диссертациямның бірінші ресми оппоненті болып тағайындалған кезде, кенет дүние салды. Ғалым дүниеден өтседе, әлі күнге ел есінде.

Қ.И.Сәтбаевтың замандастарының, ізбасарларының бірі және Ильяс Есенберлинмен бір группада оқыған **Ө.А.Байқоңыров.** Соғыстан кейінгі алғашқы жылдардың өзінде Қазақстанның өндірісін дамытудың болашағына байланысты біздің институт үшін кезең болды. 1952 жылы Ө.А.Байқоңыров академик Қ.И.Сәтбаевтың ұсынысымен әрі әрі Қазақстан Компартиясының бірінші хатшысы Ж.Ш.Шаяхметовтың қолдауымен Қазақ тау-кен және металлургия институтының директоры қызметіне тағайындалды. Ол кісі басқарған 10 жылдың ішінде Қазақ ТМИ елдегі инженерлер мен ғылыми кадрларды даярлайтын негізгі оқу орнына айналды. Бұл білім ордасының бір бағыттағы сипатынан көп салалы институтқа айналуына Ө.А.Байқоңыровтың қосқан еңбегі ерен.

Өндіріс саласының қыр-сырын жете меңгерген Ө.А.Байқоңыров осындай ерекше бай ғылыми потенциалының, іскерлігінің, жоғары ұйымдастырушылық қабілетінің арқасында еліміздің беделді оқу орнының басшысы қызметіне келгені белгілі. Жаңадан дамып келе жатқан елімізде сол кезде мұнайшы, құрылысшы, сәулетші, автоматтандыру, электронды- есептеу техникасы, энергетика саласындағы мамандар өте тапшы болатын. Тынбай ізденген Ө.А.Байқоңыров еліміздің өнеркәсібін инженер мамандармен қамтуда өте қомақты үлес косты. Бұл кісінің есімі Кеңес Одағы кезінде құрылған Қ.И.Сәтбаев атындағы Қазақ Үлттық техникалық университетінің тарихында мәңгілік сақталмақ.

Академик Ө.А.Байқоңыров Қазақстанның георафиялық орталығы болып саналатын, көшпелі дала мәдениетінің бастауы, ежелгі даланың көне сырларын ішіне бүккен шежірелі Ұлытауда 1912 жылы дүниеге келген. Осындай кемеңгер ғалым, ұлағатты ұстазымыз Ө.А.Байқоңыровтың 100 жылдық мерейтойы 2012 жылы Республика көлемінде атап өтілді. Осы шараға орай ҚазҰТУ-да арнайы аудитория ашылуына арналған тілегімді келтіре кеткенді жөн көрдім:

Балапанбыз кеше өзіңіз ұшырған,
Еңбегіңіз жанды бізге ұсынған.
Жігерленіп, талпынамыз күн сайын,
Өткен кезде аудитория тұсынан.

Қанатыңыз жазығындай еді Арқаның,
Ақылыңыз асқар тауы еді алқаның.
Таба алмасақ бір нәрсенің түйінін,
Әділеттің кенін іздеп аңсадық.

Ө.А.Байқоңыров директорлық қызмет атқарған жылдары, оның орынбасары жас ғалым, доцент Е.А.Бөкетов болған-ды.

Халқымыздың елдігін көрсетуге аянбай тер төккен асыл азаматтарының қатарында--ғұлама ғалым, көрнекті ұйымдастырушы, аты да атағы да алты алашқа әйгілі, белгілі мемлекет, және қоғам қайраткері, әрбір ісінде үлкен ақыл-ойдың, іскерліктің ізі жатқан **Ебіней Бөкетов** оқшау тұр.

Е.А.Бөкетов 1950 жылы ҚазТКМИ бітірген, инженер-металлург, 29 жасында-ғылым кандидаты, 41 жасында-ғылым докторы, 44 жасында –КСРО Мемлекеттік сыйлықтың лауреаты, 50 жасында Қазақ КСР ҒА–ның толық мүшесі дәрежесіне жеткен. Оның 150– ден артық жарық көрген еңбектерінің ішінде 70-тен астамы авторлық куәліктер. Осылайша, Евней Арыстанұлының ғылыми-зерттеуші, маман ретіндегі беделі бүкілодақтық дәрежеде белгілі болды. 1975 жылы елудің беліне еркін көтерілген Ебіней Арыстанұлының мерейтойында академик Зейнолла Ғабдолов *«Евінеи Бөкетовтің алдында қос рельстей қатар тартылған екі тарам жол жатты: ғылым жолы, әдебиет жолы. Ол екеуін де алалаған жоқ, қатар басты»* деген болатын. Е.Бөкетов студент кезінде-ақ, қазақ әдебиетінің марқасқаларының алдында, өзінің өз қатарынан артық туған асыл жанның бірі екенін дәлелдей білген, КСРО жазушылар одағының мүшесі.

Е.А.Бөкетов 1989 жылы 58 жасында дүние салды. Сұңқардай самғап өткен қысқа ғұмында адалдық пен азаматтық, имандылық пен мейірімділіктің үлгісін паш еткен тәлімгер ұстаз Ебіней Бөкетов ағамыз Қаныш Сәтбаевтың шексіз сеніміне бөленген жан еді.

Бөленген шексіз сенімге,
Перзентін әлі ел бағалар.
Көбейсін қазақ жерінде,
Бөкетовтей жайсаң ағалар!- дей келе,

ондаған, жүздеген жылдар өтсе де қазақтың намысынан жаратылған Е.А.Бөкетовтың есімі шәкірттерінің жүрегінде мәңгі сақталады демекпін.

Демокриттің «Мінезі бір қалыпты адамдардың өмірі де жаймашуақ болады» деген даналық сөзін еске ұстаған жөн. Өйткені ешкіммен бәсекелеспей, өштеспей, өз бетімен, тынымсыз еңбек еткендер уақыт өте келе рахатқа бөленеді. Осында жандардың қатарына, қазақтың инженерлер даярлайтын ұстаханасының алғашқы күндерінен бастап терлерін төккен, біздерге тікелей сабақ бермесе де тәрбиесін көрген ардагер ағаларымыз Мейрам Құрманғалиев пен Мүштай Батырбеков.

М.Батырбеков **- ұлы Отан соғысының ардагері. Соғыстан кейін еңбек жолын ҚазТКМИ-да** ассистенті, аға оқытушысы, факультет деканы, сырттай оқу жөніндегі проректорынан бастап, 1978-1985 жылдары - Жоғары және арнайы орта білім беру министрлігі Жоғары оқу орындары бас басқармасы-ның бастығына дейін көтерілген. Ол тарих ғылымдарының кандидаты, доцент, Халықаралық Ақпараттану Академиясының академигі, Қазақ КСР Жоғары мектебінің еңбек сіңірген қызметкері, КСРО Жоғары мектебінің үздігі. Ол 2-дәрежелі Отан соғысы, Қызыл Жұлдыз, «Құрмет белгісі» ордендерімен және медалдармен марапатталған.

М.Құрмағалиев - Ол ҚазТКМИ-дың түлегі, **ұлы Отан соғысының ардагері,** техника ғылымдарының кандидаты, университетте 1977 жылы құрылған Машина жасау факультетінің тұңғыш деканы болды, еңбек ардагері.

Осы оқу орнының қай-қай кезі болмасын Мейрам Құрманғалиевтың білім саласына сіңірген еңбегі, төккен тері барлығымыздың көз алдымызда. Соғыстан кейін металлургия факультетінде оқытушылық қызметін бастаған М.Құрманғалиев, біздер оқуға түскен кезден бастап, көп жылдар бойы партия комитетінің хатшысы болды. Ол тәуліктің қай мезгілі болмасын Ө.А.Байқоңыровтың жанынан табылатын жақтаушысы, адал досы, жүрегі таза, ешкімді алаламайтын жаны жайсаң, халқына қалтқысыз қызмет істей білгендігі елдің есінде.

Өмірден түйгендері көп, білгендерін ішке бүкпей біздерге үйреткен осы ұстаздарымызға біздер қызыға қарайтынбыз. Студенттермен өзінің ең жақын адамдарындай өте жылы амандасып, өздерінің тәжірибелерімен бөлісіп, менің ұстаз болып қалыптасуыма себепші әрі тілектес болды. Кездесулер жүргізіп болған соң, біздерге «Енді маған не айтасыңдар?!» дегендей жылы шыраймен қарайтын. Өздерінің қарапайымдылықтарымен олар, студенттермен етене араласатын-ды.

Біз не айтамыз, біз ол кісілерге айтқызып қалуға, Қазақстанның өндіріс алыптары туралы қызықты әңгімелерді тыңдауға, сол жылдардағы А.Ашімов, М.Сәрсеке, Ш.Абдраман сынды курстастар тырысатынбыз. Осы бір елден ерек, бітімдері бөлек адамдардың ешкімге ұқсамайтын ойлары мен пікірлерін шамамыз жеткенше сақтап қалатынбыз, өзіміздің өреміз жетпей жүрген небір сұрақтарды жамыраса қоятынбыз және сауалдарымызға терең де қызықты жауап алатынбыз. Абдиғаппар Ашимов пен Мереду Сәрсеке Букетовтен дәріс тыңдағандар болса, Шамшиден Абдрамнұлы және мен Машановтың шәкірттері едік. Міне осындай ұлы тұлғалармен қатар жүру, тәлім-тәрбие алу, кездесулердің әрқайсысы бір-бір мектеп екен ғой.

Шәмшиден Абдраман - Қазақ ТКМИ дың 1960 жлғы түлегі? тау-кен инженері , ғылым докторы, профессор. Ол еліміздегі тау-кен ісінің өркендеу жолында талай жыл табанды еңбек етіп, шәкірт тәрбиелеген, қазақ тілінің жанашыры, ҚР Жазушылар одағының «Фантастика» секцияс ының жетекшісі, 2001 жылдан бері А.Машани атындағы «Оқу-әдістемелік және танымдық-тәрбие» орталығының директоры қызметртерін атқарды. Профессор Ш.Абдраманның ең үлкен ең үлкен еңбегінің бірі - Фарабитанудың атасы аталған А.Машановтың 16 томдық зерттеулерін жинақтап,

алтынмен аптап жарыққа шығарғандығы. Бүгінде сол курстас досымыз Ш.Абдраманұлының Ақжан Машани мұраларын зерттеудегі жұмысын әрі қарай жағастырудамыз.

Медеу Сәрсеке - Қазақ ТКМИ дың түлегі, инженер-металлург, Е.А.Бөкетовтің шәкірті, жазушы. 1965 жылдан Қазақстан жазушылар одағының Семей облысаралық бөлімшесінде жауапты хатшы. Оның қаламынан жастарға арналған «Ғажайып сәуле», «Жетінші толқын», «От және атом» повестері, өндіріс адамдары жайлы «Жеті жылдықтың жігіттері», «Қаз қайтқанда», «Айшықты мезет» деректі повестері жарияланды. «Сәтбаев», «Қаныш елі», «Ебіней Бөкетов» атты ғұмырнамалары, «Жаңғырық», «Көмбе» романдары жарық көрді.

Баян Рақышев - биыл құрылғанына 90 жыл толу мерейтойын атап өткелі отырған Қ.И.Сәтбаев атындағы ҚазҰТЗУ-дың төл құрдасы, бір жылы өмірге келген, Қазақстанның тау-кен ғылымы саласының ең ірі ғалымы, білім мен ғылым саласының шебер ұйымдастырушысы, ҚР ҰҒА- ның, Халықаралық Ғылым және өнер академиясының, РФ тау-кен ғылымдары академиясының, ҚР Жоғары мектебінің, ҚР тау-кен ғылымдарының академигі, Мәскеу мемлекеттік тау-кен университетінің, Украина Ұлттық тау-кен университетің, Фрайберг тау-кен академиясының құрметті докторы, ҚР бірқатар жоғары оқу орындарының құрметті профессоры.

Рақышев Баян 1934 жылы 15 наурызда Қарағанды облысында дүниеге келген. Ол Қарқаралыдан бастау алып, қазақтың даласын қақ жарып өтіп, Алатаудан асып, әлемдік ғылым шыңына көтерілген тұлға. Баян Рақышұлы еңбек жолын 1952 жылы ҚазақТКМИ бітірісімен Қоңырат карьерінде қатардағы инженер лік жұмыстан бастап, тау-кен инженері мамандығының барлық сатыларынан өткен жан. Жас инженер өндірістен қол үзбей жүріп академик А.С.Поповтың жетекшілігімен 1964 жылы кандидаттық диссертациясын қорғап, өзінің ұшқан ұясы-ҚазПТИ-ға оқытушылық жұмысқа шақырылған. Міне содан бергі 60 жылдық ғылыми-педагогикалық жұмысы аясында Б. Рақышев тау-кен ғылымы мен өндірісіне үлкен үлес қосты, таужыныстар массивтерін тиімді қопару және пайдалы қазбаларды ұтымды режимінде игеру саласында ғылыми мектеп құрды, 9 доктор, 30 техника ғылымдарының кандидатын, 9 PhD докторын, жүздеген магистрлер мен инженерлерді дайындаған.

ҚР ҰҒА академигі Б. Рақышев 800-ге жуық ғылыми және оқу-әдістемелік жұмыстардың, оның ішінде 15 монографияның, 6 талдамалық шолудың, 14 оқулық пен оқу құралының, 50 авторлық куәліктің және өнертабысқа патенттің, Scopus, Web of Science дерекқорындағы басылымдардағы 100-ден астам мақаланың авторы. Туғанына 90 жыл**,** өндірістік, ғылыми-педагогикалық және ұйымдастырушылық қызметіне 70 жыл толғалы отырған Баян Рақышұлының өзі аңғармаған мына бір жайттарын оқырманға айтқым келеді.

Баян Рақышұлы 1958-1965 жылдары жеті жыл карьер басқарса, 1967-1974 жылдары жеті жыл сол кездегі ҚазПТИ-дің автоматика және есептеу техникалары факультетінің деканы болды, 1985-1992 жылдары және жеті жыл осы институтғың ректоры қызметін атқарған. Ал, жеті саны қазақ үшін килі деп есептеледі.

Сонау жылдары, киелі 70 жасқа, 80 дегі «Сергек сардарға», 88 дегі «Шексіздікке» жеткенде талай жыр жолдарын арнағанбыз. Биыл асқар таудай ақылшымыз, толағай тұлағамыз 90 жасқа толып отырғанда үндемей қалмаймыз –да. Ағамыздың бойы да, ойы да биік қой, сондықтан биылғы жыр жолдарын «**Биіксіз!**» деп атадым.

Уақыттың қадірін білетін,
Өндіріспен аралас жүретін,
Болашақ жастарға сенетін,
Әрдайым қол ұшын беретін,
Адалдық жолыңызбен биіксіз!

Ғылымның ақ жолын баптап,
Тау кен ісін дамытып, сақтап,
Өміршең дәстүрді ақтап,
Өсетін жастарды жақтап,
Жүретін арыңызбен биіксіз!

Аңсаудан арылмайтын,
Жәрдемге тарылмайтын,
Таңдауда жаңылмайтын,
ҚазҰТЗУ тұғырым деп қабылдайтын
ҚазҰТЗУдың құрдасыз, биіксіз! – демекпіз.

Биылғы жылғы қос мерейтой: Қ.И.Сәтбаевтың 125 жылдығы мен Қазақстанның инженерлік кадрларды даярлайтын тұңғыш ұстаханасы, бүгінгі инженерлік білім мен ғылымның ХанТәңірі – Сәтбаев университетінің торқалы 90 жылдығы аясында мерейтолық кітап даярлап жатырмыз.

Осы кітаппен біз тау-кен инженерлерінің бірнеше ұрпағын тәрбиелеген оның педагогтары туралы, еңбекте үлкен жетістіктерге жеткен түлектер туралы мақалалар топтамасын ашып отырмыз. Арттарында өшпейтін із қалдырған тұлғаларды еске ала және олардың рухтарына тағзым ете отыра, алғашқы мақаланы ҚазҰТЗУ құрдасы, ғұлама ғалым, ұлағатты ұстаз, ҚР ҰҒА академигі, Сәтбаев сыйлығының лауреаты Баян Рақышұлына арнағанды жөн көрдік.

Код МРНТИ 52.01.05

МОНИТОРИНГ МЕДЛЕННЫХ ДВИЖЕНИЙ ЗЕМНОЙ КОРЫ В ЦЕНТРАЛЬНОМ КАЗАХСТАНЕ

М.Б.Нурпеисова, К.Б.Рысбеков, Г.М.Кыргизбаева, С.Т.Солтабаева
Satbayev University, г.Алматы, Казахстан

Представлена информация о медных месторождениях Казахстана, освоение которых осуществляется в Улытауской области, и их роли в развитии горнодобывающей промышленности. Приведены результаты мониторинга геодинамических процессов, возникающих при крупномасштабном и длительном освоении недр. Проблема управления геодинамическими процессами в таких условиях решается на основе разработанной методики ведения геомониторинга состояния массива горных пород, предусматривающей комплексный учет и анализ всех природных и техногенных факторов. Разработаны новая схема геодинамических процессов, методы и средства контроля за деформиациями массива горных пород, позволяющие получать информацию о состоянии земли с высокой степенью точности.

The article discusses information about the copper deposits of Kazakhstan, the development of which is carried out in Ulytauy region, its role in the development of the mining industry. In such a situation, the problem of managing geodynamic processes can be solved on the basis of the methodology for conducting geomonitoring of the state of a rock mass, considered in this article, which provides for a comprehensive accounting and analysis of all natural and man-made factors. A new GDS scheme, methods and means of monitoring the deformations of the rock mass have been developed, which make it possible to obtain information about the bowels of the earth with a high degree of accuracy.

Ключевые слова: меднорудные месторождения, геология, структура, тектоника, методика, геодезическая сеть, геодезические съемки, спутниковые системы

Key words: copper ore deposits, geology, structure, tectonics, technique, geodetic network, geodetic surveys, satellite systems.

Техногенная сейсмичность — одна из актуальных проблем, имеющая место при ведении крупномасштабных горных работ в массивах скальных пород, которая может повлечь за собой не только катастрофические технико-экономические последствия, в том числе техногенные землетрясения, горные удары, оползни, но иногда приводить к человеческим жертвам. Все это связано с изменением геодинамического режима геологической среды, которое возникает под влиянием крупномасштабных горных работ, что подтверждается научными исследованиями, осуществляемыми на рудных месторождениях Центрального Казахстана.

Проблема техногенных катастроф остается актуальной в настоящее время во всех странах с развитой горнодобывающей промышленностью, на что указывают материалы Международного симпозиума по горным ударам и шахтной сейсмичности в рудниках и шахтах [1–3]. Управлению различными рисками повсеместно уделяется большое внимание, о чем свидетельствует возросшее число публикаций на эту тему [4–6].

Геомеханическое обеспечение, сопровождающее разработку месторождений твердых полезных ископаемых, как правило, базируется на инженерных подходах, адаптированных к конкретным горно-геологическим условиям. Однако при этом не учитываются особенности строения подработанных толщ, физико-механических свойств пород и геологической среды, что сказывается на достоверности геомеханических оценок реальных горнотехнических ситуаций. Учесть перечисленные факторы в расчетах возможно за счет введения и анализа результатов геодезических наблюдений.

Разработка рудных месторождений в последние годы характеризуется возрастающим количеством объектов со сложным геологическим строением и большой глубиной залегания. Не снижается процент пробуренных “пустых” скважин, что также обусловлено сложностью строения рудных объектов. Об этом в свое время писал К. И. Сатпаев в работе “Джезказганский меднорудный район и его минеральные ресурсы” (1932) и при создании металлогенической прогнозной карты Казахстана (1950): “….запасы меди, учтенные на сегодня, еще далеко не исчерпывают всех возможностей Джезказганского рудоносного района. Я здесь не учитываю месторождения Жиландинской группы, запасы руд в них заложены очень глубоко и для их освоения нужны огромные финансы и новые технологии. Я их оставляю для будущих поколений” [7]. Да, пророчества выдающего ученого сегодня перед нами.

Поскольку разведанные запасы медной руды Жезказганского месторождения постепенно дорабатываются, на современном этапе сложилась необходимость выявления запасов руды для продления жизни этого месторождения еще на 40–50 лет, а также разработки новых месторождений вблизи городов Жезказгана и Сатпаева. В настоящее время осваивается Жиландинская группа (Восточная, Западная Сарыоба,: Кипшакпай, Краршошак и Итауыз)месторождений и расширяется минерально-сырьевая база Центрального Казахстана.

На кафедре «Маркшейдерское дело и геодезия» Satbayev University уделяется повышенное внимание. промышленной безопасности на рудниках. Отводится особая роль внедрению в практику современных технологий, средств контроля и мониторинга массива горных пород. Свидетельством этому являются проводимые нами исследования по проектам с ТОО «Корпорации Казахмыс»[8-10].

Цель настоящей работы — осуществление геомониторинга состояния массива горных пород, предусматривающего комплексный учет и анализ всех природных и техногенных факторов, а также использование разработанных авторами методов и средств контроля.

Оценка существующей методики проведения маркшейдерских наблюдений за деформациями горных пород и интерпретация полученных данных свидетельствуют об отсутствии эффективных способов определения величин оседания земной поверхности. Это приводит к необходимости совершенствования данной методики с применением

современных электронных приборов, обеспечивающих повышение достоверности и оперативности определения величин оседания земной поверхности для безопасного освоения недр и принятия мер охраны разрабатываемых объектов [11].

В целом геодезические наблюдения с использованием приборов нового поколения дают возможность выявить деформации массива, что обеспечивает существенное повышение достоверности оценки геодинамической ситуации в районе разработки месторождения. Но получить полную картину деформационных процессов во времени они не позволяют. Это возможно осуществить с помощью комплексной методики ведения геомониторинга за состоянием прибортовых массивов (рис. 1).

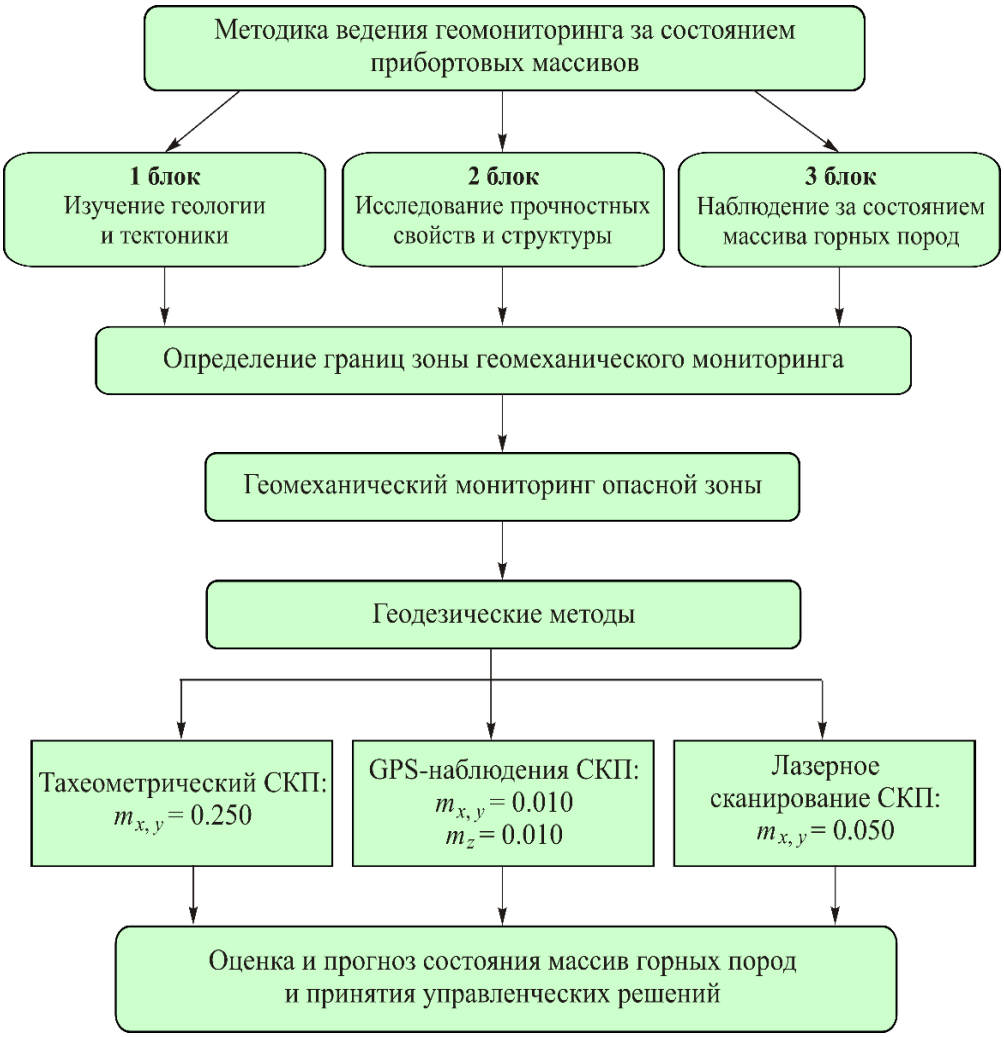


Рисунок 1 - Схема комплексной методики ведения геомониторинга (СКП –средняя квадратическая погрешность)

Согласно 1 и 2 блокам рекомендуемой методики (рис. 1) детально изучены инженерно-геологические и горно-технические условия разработки, структурно-тектонические особенности и физико-механические свойства горных пород месторождения [12]. В целом по рудному полю разведаны и утверждены запасы по категориям В+С1+С2 в количествах, позволяющих выдвинуть его в число крупных промышленных объектов. Структура рудного поля включает в себя равномерный красноцветный комплекс прослоев горных пород в рудоносных отложениях горизонта Таскудук среднекаменноугольной свиты Таскудук и Серпуховского слоя нижнего карбона. В рудном поле выявлено 11 залежей, в составе которых разведано 109 рудных тел. Наиболее крупные залежи приурочены к таскудукскому горизонту. Простирание их северо-восточное, протяженность до 3200 м, мощность от 0.5 до 17 м, размер по падению до 1400 м (рис. 2).

Кроме того, имеется осложненность как дорудными, так и пострудными дизъюнктивными нарушениями, что в значительной степени затрудняет их разведку. При этом осуществление наблюдений за состоянием массива горных (3 блок), особенно при проведении разведочных работ на территории медного месторождения, которое занимает большую площадь и состоит из нескольких залежей, расположенных на различных по глубине горизонтах, требует создания высокоточного геодезического обоснования.

Основой для создания сети геодезических пунктов служит топографическая карта местности . Глубина горного отвода Восточной Сарыоба 510 м, абсолютная отметка – 60 м. По материалам картограммы объекта и существующим координатам рассчитана общая площадь, которая составляет 2447.94 га.

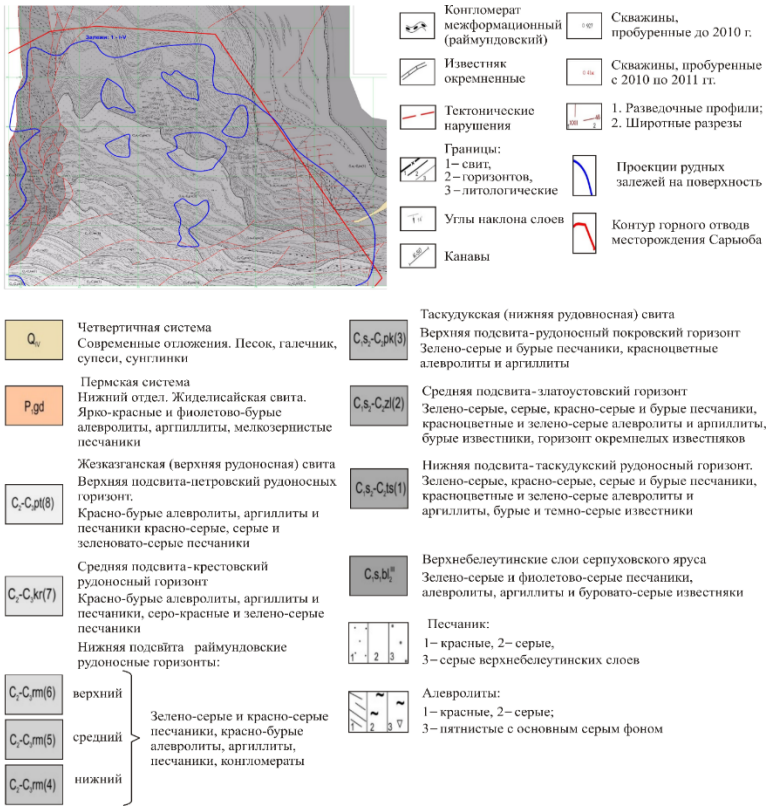


Рисунок 2 - Геологическая карта месторождения Восточная Сарыоба

Ведение мониторинга за состоянием массива горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых, занимающих большую площадь, состоящих из нескольких залежей и залегающих в различных глубоких горизонтах, требует создания высокоточного геодезического обоснования. Классический вариант создания геодезических сетей на перечисленных месторождениях, является довольно трудоемким и финансово убыточным. Исходя из вышеизложенного, нами предложен и осуществлен новый подход к созданию геодинамического полигона (ГДП). т.е. для обеспечения Жиландинских груп месторождений созданы «узловые» ветви, состоящие из *опорных пунктов* и *деформационных нивелирных* реперов[21]. Все узловые пункты ГДП расположаны в соответствии рудным жилам и привязаны к пунктам триангуляции Государственной геодезической сети: Таскудук, Асланбек, Буровая и Поселковая (рис. 3). и Поселковая (рис. 3).

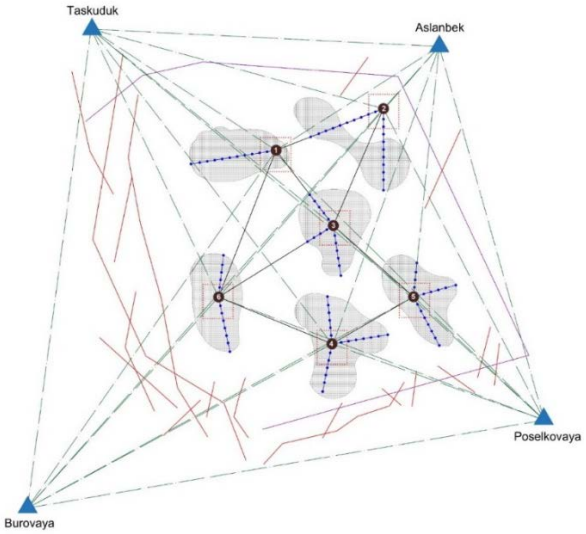


Рисунок 3 - Схема расположения пунктов ГДП и привязки их к пунктам ГГС

Для проведения мониторинга деформированного состояния земной поверхности при разработке месторождении и подработке сооружений применяются различные типы рабочих нивелирных реперов и опорных пунктов. Многолетние инструментальные наблюдения показали трудоемкость полевых работ, особенно перенос с одного пункта на другой комплекта приборов (сам прибор, штатив, рейки и др.). В этой связи для установки приборов и увеличения скорости измерительных операций разработан постоянный пункт принудительного центрирования, который можно установить в опорном пункте при ведении геомеханического мониторинга (рис. 4).

Рис. 4. Спутниковые измерения GPS-приемниками

Устройство относится к геодезическим центрам для установки новых приборов и сигналов. Новое устройство позволяет повысить точность центрирования, а также оперативность измерения при отсутствии штативов в пунктах стояния и наблюдения [12].

Выводы. На основе проведенного анализа отечественной и зарубежной научно-технической литературы, опыта работы в области изучения геомеханических и геодинамических процессов, а также средств наблюдений за деформациями рекомендована комплексная методика проведения геомониторинга с использованием современных высокоточных геодезических приборов. Проанализирован подход к постановке и выполнению наблюдений за геодинамическими и геомеханическими процессами на месторождениях твердых полезных ископаемых. Представлен новый “узловой” метод построения систем геодезический наблюдений на геодинамическом полигоне, который позволяет осуществлять мониторинг проводимых сейсморазведочных работ, повышать оперативность наблюдений и снижать капитальные затраты на их добычу. Использование современных приборов и простейших GPS-приемников при проведении сейсморазведочных работ дает возможность решать многие проблемы в геодезическом обеспечении геофизических исследований. Контроллер, как специальный компьютер, может использоваться для решения нескольких конкретных задач в зависимости от их сложности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Rockburst and seismicity in mines proceedings. Australia, Australian Centre for Geomechanics, 2005.

2 John V. Simmons. Geotechnical risk management in open pit coal mines, Australian Center for Geomechanics Newsletter, 2012, no. 22, pp. 1–4.

3 Мельников Н. Н. Экологические проблемы в XX1 века и освоение недр // В кн. Освоение недр и экологические проблемы XX1 века. — М.: ИПКОН РАН, 2010. — С. 26–45–45.

4 Трубецкой К. Н. Состояние и основные направления комплексного освоения и сохранения ресурсов земных недр // Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр: материалы IV конференции Междунар. науч. школы акад. РАН К.Н. Трубецкого. — М.: ИПКОН РАН, 2020. — С. 5–11.

5 Михаилова Н. Н., Узбеков А. Н. Тектонические и техногенные землетрясения в Центральном Казахстане // Известия НАН РК. Сер. геологии и технических наук. — 2018. — № 3. — С. 137–145.

6 Козырев А. А., Панин В. И., Семенова И. Э. О геодинамической безопасности горных работ в удароопасных условиях на примере Хибинских апатитовых месторождений // ФТПРПИ. — 2018. — № 5. — С. 33–44.

7 Сатпаев К. И. Основные результаты комплексного геологического изучения и вопросы генезиса Джезказгана. Геология рудных месторождений. — 1962. — № 3.

8 Отчет по Проекту «Разработка инновационных методов прогнозирования и оценки состояния массива для предупреждения чрезвычайных ситуаций техногенного характера»,2015-2017.

9 Отчет по Проекту «Комплексный мониторинг медленных деформационных процессов земной поверхности при крупномасштабном освоении рудных месторождений Центрального Казахстана». 2020-2022.

10 Отчет по Проекту «Исследование и разработка высокоэффективной методики за геотехническим состоянием массива для оценки и прогноза деформационных процессов при освоении месторождений», 2022-2023.

11 Nurpeisova M. B., Bitimbayev M. Zh., Rysbekov K. **B., and Shults R.** Geodetic substantiation of the Saryarka copper ore region, News of the National Academy of Sciences of the Republic of Kazakhstan, Series of Geology and Technical Sciences, 2020, vol. 6, pp. 194–202.

12 Кульдеев Е. И., Нурпеисова М. Б., Кыргизбаева Г. М. Освоение недр и эколдогическая безопасность. — Deutsschland LAP LAMBERT, 2021. — 234 pp.

13 Новый подход к созданию ГДП. Свидетельство о внесении сведении в государственный реестр прав на оъекты, охраняемые авторским праввом №19300 от 12 июля 2021 г. Авторы: Кыргизбаева Г.М.и Нурпеисова М.Б.

14 Патент РК № 35798 от 11.03.2021. Наземный постоянный геодезический пункт принудительного центрирования приборов/ М. Нурпеисова, К..Рысбеков, Ш..Айтказинова, Н.Доненбаева, Ж.Нукарбекова, К.Дербисов от 11.03.2021 г..-Астана.

УДК 622.012:658.5:622.68

РАЗРАБОТКА ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБЛАСТИ УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯМИ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ

А.А. Бояндинова, Ж.А. Адилханова
Филиал РГП «НЦ КПМС РК» «Институт горного дела им. Д.А. Кунаева», г. Алматы, Казахстан

В Республике Казахстан ежегодно добывается около 1 млрд. тонн полезного ископаемого и размещается на отвалах около 5 млрд. тонн вскрышных пород и отходов обогащения. Окружающая среда несет огромную экологическую нагрузку в регионах, где находятся месторождения полезных ископаемых. Уже традиционно отмечаются Жезказганский, Карагандинский, Балхашский, Экибастузский, Восточно-Казахстанский и другие регионы, где негативное воздействие на окружающую среду достигло критических масштабов, происходят необратимые процессы в природной среде. Ущерб, наносимый горнорудным производством окружающей среде, сравним с катастрофическим воздействием, а объем получаемых средств от недропользователей за нанесение ущерба природной среде недостаточен.

Горнорудное производство является основным источником загрязнения компонентов окружающей среды: атмосферы, гидросферы, литосферы. Негативные последствия хозяйственной деятельности и техногенного воздействия человека на окружающую среду для биосферы сегодня - уже объективная реальность. Однако негативные результаты антропогенного воздействия в современных условиях развития человеческой цивилизации не являются неизбежными. Во многом ухудшение состояния окружающей среды связано с нерациональным использованием природных ресурсов, низким уровнем разработки и дальнейшего внедрения современных безотходных технологий, ошибками в экологической и технической политике, малой изученностью возможных последствий антропогенного воздействия на экосистему. Поэтому чрезвычайно важным для долгосрочного прогнозирования качества экологической системы и практических действий по ее улучшению являются постоянный мониторинг окружающей среды текущего состояния и грамотное определение тенденций изменения окружающей природной среды.

Геотехнологические комплексы на открытых разработках как объекты природно-технологического комплекса отличаются от других техногенных образований высокой степенью динамичности и непрерывным развитием во времени и пространстве. Большинство карьеров, как технические сооружения, оформляются в окончательном своем виде к концу разработки месторождений. Вместе с развитием горных работ в карьерном пространстве развиваются и горно-транспортные системы, являющиеся основными и активными источниками загрязнения среды. Данные условия при построении системы мониторинга окружающей среды требуют гибкой организации информационной сети, соответствующей быстро изменяющимся горно-геологическим и горнотехническим условиям, режиму работы горного предприятия в процессе его функционирования и развития. Только в такой постановке информационные сети предприятия становятся важнейшей частью информационной инфраструктуры экологического мониторинга, обеспечивающей условия для успешной ее работы.

Основным нормативным документом, регламентирующим взаимоотношения между государством и предприятием, является Кодекс Республики Казахстан от 27 декабря 2017 года № 125-VI ЗРК «О недрах и недропользовании», в котором прописаны права и обязанности Компетентного органа и недропользователя. Помимо закона, законодательство в области недропользования включает более тысячи нормативно-технических актов. Это обуславливает огромные трудности при проведении операций по недропользованию. Не существует единого подхода в этом плане, что снижает эффективность производственной деятельности предприятий и государственных органов в области контроля эффективного и комплексного использования минеральных ресурсов.

Актуальность разработки экспертной системы в области экологического менеджмента обусловлена тем, что 80% всех проблем окружающей среды является результатом плохой организации природоохранной деятельности предприятия.

Мониторинг предприятий недропользования на открытых разработках в плане выполнения ими условий лицензий/контрактов осуществляется на основе первичной информации, предоставляемой недропользователями в форме отчетности, письменных разъяснений по выполнению условий контрактов и требований законодательства при проведении операций по недропользованию, а также данных государственных органов, участвующих в мониторинге в соответствии с Кодексом о недрах и (или) уполномоченных в соответствии с законодательными актами осуществлять государственный контроль за соблюдением недропользователями требований законодательства Республики Казахстан при проведении операций по недропользованию. [5]

На данный момент не существует аналогичных разработок по недропользованию как в Казахстане, так и за рубежом. В Казахстане и за рубежом законодательство сильно отличаются. В Казахстане недропользование базируется на контрактной основе, в то время как за рубежом на лицензионной или другой. В этой связи одним из основных принципов корпоративного управления предприятиями недропользования должно стать то, что геоинформационная система должна охватывать реальные сферы действия Закона РК «О недрах и недропользовании», а также ряда законов РК прямо или косвенно воздействующих на операции по недропользованию, например, о техническом регулировании, охране окружающей среды и т.п.

Авторами разработана геоинформационная система корпоративного управления предприятиями недропользования. Одним из основных требований к формируемой системе стало обеспечение устойчивого функционирования геотехнологического комплекса. Для этого она должна качественно отражать экологическое состояние и обеспечивать мониторинг горно-геологической ситуации, экономическую эффективность организации

работы горно-транспортного комплекса, а также контроль за техническим состоянием основного горного и транспортного оборудования.

Научная новизна исследований заключается в разработке и систематизации научных, производственных и нормативных подходов для создания системной модели управления недропользованием и охраной окружающей среды в процессе проведения технологических операций по добыче, обогащению и металлургической переработке минерального сырья; в системном подходе, охватывающем в единой взаимосвязи все объекты и элементы геотехнологического комплекса, на основе применения адекватного метода имитационного и объектно-ориентированного моделирования, а также научно-практических достижений в области компьютерных и космических технологий. Основная идея корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках месторождений твердых полезных ископаемых заключается в том, что предприятие-недропользователь рассматривается как единство горно-геологической, горнотехнической, технологической, информационной и организационной подсистем, развивающихся под воздействием автоматизированной системы корпоративного управления. В целом она соответствует идее, заложенной в работах [1-4]. Главными достоинствами системы являются базирование на максимально полной и достоверной информации о недропользователе.

Геоинформационная система корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках включает в себя подсистему по недропользованию и подсистему по охране окружающей среды.

Подсистема по недропользованию системы корпоративного управления предприятиями недропользования включает следующие основные составляющие элементы: блок входной информации, нормативно-правовую базу по недропользованию, рабочую программу с основными нормативными технико-экономическими показателями и другую разрешительную документацию, выходные данные.

Подсистема по охране окружающей среды системы корпоративного управления предприятиями недропользования включает следующие основные составляющие элементы: блок входной информации, нормативно-правовую базу, разрешения на эмиссии, выходные данные.

Частично выходные данные подсистемы по недропользованию являются входной информацией для подсистемы охраны окружающей среды. В совокупности взаимодействие двух подсистем позволяет осуществлять эффективное корпоративное управление предприятиями недропользования.

Мониторинг предприятий недропользования на открытых разработках включает в себя деятельность по сбору и обобщению информации о ходе реализации недропользователями обязательств по контрактам, в целях обеспечения контроля за соблюдением выполнения условий контрактов.

Уполномоченный орган либо представители горнодобывающего предприятия после осуществления экспертизы проекта либо отчета при помощи экспертной системы по недропользованию осуществляют экспертизу мер по охране окружающей среды.

Для этого в автоматизированном режиме результаты работы экспертной системы по недропользованию поступают в качестве входной информации в экспертную систему по охране окружающей среды, в том числе: объемы буровых, горных, горно-подготовительных работ, горно-капитальных работ, нарезных работ; объем добычи по металлам, содержание металлов в добытой руде, потери и разубоживание и пр. После получения исходных данных осуществляется экспертиза мер по охране окружающей среды. Экспертиза проводится по следующим направлениям:

1) политика по охране окружающей среды;
2) организация и персонал;
3) результаты влияния на окружающую среду;
4) эксплуатационный контроль управления;
5) отчетная документация управления охраной окружающей среды;
6) аудит окружающей среды.

Обработанная информация показывает выгоду от улучшения природоохранной политики предприятия в виде:

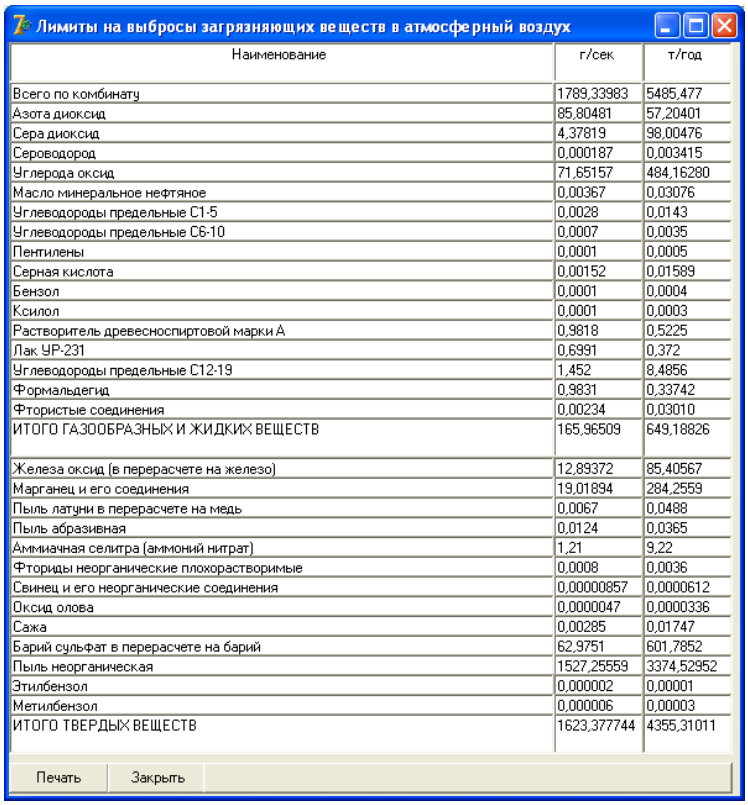
- составленных отчетов для потенциального сокращения чрезмерных затрат на защиту окружающей среды;
- объяснения служащим предприятия мер по защите окружающей среды;
- сокращения рисков для окружающей среды.

Таким образом обеспечивается качественный мониторинг за соблюдением выполнения условий контрактов, с одной стороны, и экспертная оценка текущей ситуации в экологическом плане, с другой стороны.

Также в помощь горнодобывающим предприятиям разработан перечень образцовых природоохранных мероприятий, который дает краткий обзор наиболее часто используемых природоохранных процессов и действий в конкретных областях промышленности. Для каждой из областей рассматривают наиболее часто возникающие проблемы окружающей среды.

Благодаря автоматизированным мониторинговым системам контроль за природоохранной деятельностью становится более эффективным, поскольку постоянное наблюдение позволяет не только следить за правильностью выполнения закона, но и вносить в него поправки соответственно фактическим условиям экологической и социально-экономической обстановки.

На рисунке 1 приведена форма «Лимиты на выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух». Учет ведется по выбросам газообразных и жидких, твердых загрязняющих веществ, а также в целом по предприятию. В программе имеются возможности добавления и редактирования данных.



Лимиты на выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух

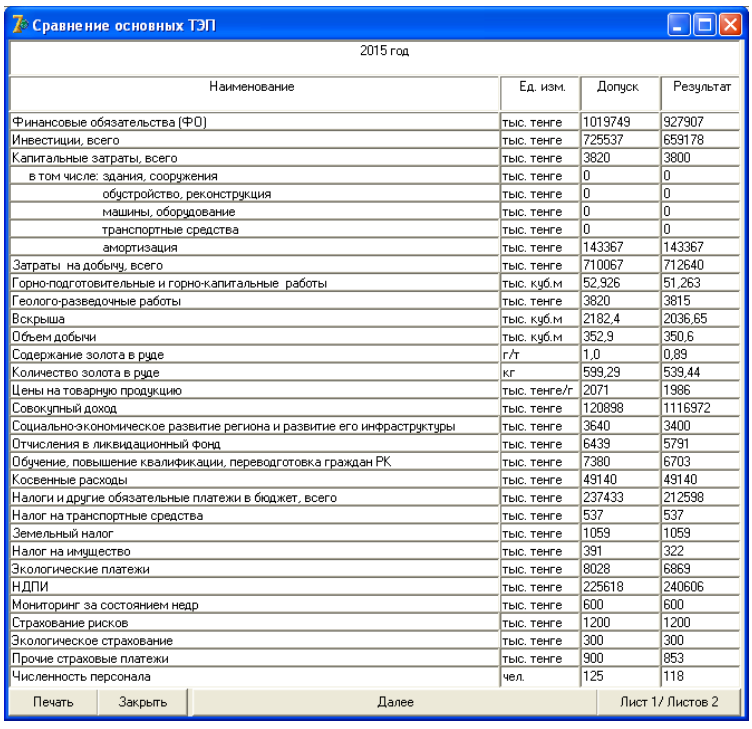
Наименование	г/сек	т/год
Всего по комбинату	1789,33983	5485,477
Азота диоксид	85,80481	57,20401
Сера диоксид	4,37819	98,00476
Сероводород	0,000187	0,003415
Углерода оксид	71,65157	484,16280
Масло минеральное нефтяное	0,00367	0,03076
Углеводороды предельные С1-5	0,0028	0,0143
Углеводороды предельные С6-10	0,0007	0,0035
Пентилены	0,0001	0,0005
Серная кислота	0,00152	0,01589
Бензол	0,0001	0,0004
Ксилол	0,0001	0,0003
Растворитель древесноспиртовой марки А	0,9818	0,5225
Лак УР-231	0,6991	0,372
Углеводороды предельные С12-19	1,452	8,4856
Формальдегид	0,9831	0,33742
Фтористые соединения	0,00234	0,03010
ИТОГО ГАЗООБРАЗНЫХ И ЖИДКИХ ВЕЩЕСТВ	165,96509	649,18826
Железа оксид (в перерасчете на железо)	12,89372	85,40567
Марганец и его соединения	19,01894	284,2559
Пыль латуни в перерасчете на медь	0,0067	0,0488
Пыль абразивная	0,0124	0,0365
Аммиачная селитра (аммоний нитрат)	1,21	9,22
Фториды неорганические плохорастворимые	0,0008	0,0036
Свинец и его неорганические соединения	0,00000857	0,0000612
Оксид олова	0,0000047	0,0000336
Сажа	0,00285	0,01747
Барий сульфат в перерасчете на барий	62,9751	601,7852
Пыль неорганическая	1527,25559	3374,52952
Этилбензол	0,000002	0,00001
Метилбензол	0,000006	0,00003
ИТОГО ТВЕРДЫХ ВЕЩЕСТВ	1623,377744	4355,31011

Печать | Закрыть

Рисунок 1 - Форма «Лимиты на выбросы загрязняющих веществ в атмосферный воздух»

На рисунке 2 в качестве примера приведена выходная форма отчетности «Сравнение основных технико-экономических показателей».

Разработанное программно-методическое обеспечение прошло несколько этапов тестирования и апробации. Первоначальное тестирование программы осуществлялось в лабораторных условиях. Для этого в программу были внесены исходные данные по недропользованию и охране окружающей среды произвольного среднестатистического месторождения и произведены соответствующие расчеты. Тестирование программной взаимосвязи осуществлялось в течение полутора месяцев, что позволило накопить необходимую информацию. В целом результаты проведенного тестирования геоинформационной системы показали, что программный модуль работоспособен.



Сравнение основных ТЭП

2015 год

Наименование	Ед. изм.	Допуск	Результат
Финансовые обязательства (ФО)	тыс. тенге	1019749	927907
Инвестиции, всего	тыс. тенге	725537	659178
Капитальные затраты, всего	тыс. тенге	3820	3800
в том числе: здания, сооружения	тыс. тенге	0	0
обустройство, реконструкция	тыс. тенге	0	0
машины, оборудование	тыс. тенге	0	0
транспортные средства	тыс. тенге	0	0
амортизация	тыс. тенге	143367	143367
Затраты на добычу, всего	тыс. тенге	710067	712640
Горно-подготовительные и горно-капитальные работы	тыс. куб.м	52,926	51,263
Геолого-разведочные работы	тыс. тенге	3820	3815
Вскрыша	тыс. куб.м	2182,4	2036,65
Объем добычи	тыс. куб.м	352,9	350,6
Содержание золота в руде	г/т	1,0	0,89
Количество золота в руде	кг	599,29	539,44
Цены на товарную продукцию	тыс. тенге/г	2071	1986
Совокупный доход	тыс. тенге	120898	1116972
Социально-экономическое развитие региона и развитие его инфраструктуры	тыс. тенге	3640	3400
Отчисления в ликвидационный фонд	тыс. тенге	6439	5791
Обучение, повышение квалификации, переводготовка граждан РК	тыс. тенге	7380	6703
Косвенные расходы	тыс. тенге	49140	49140
Налоги и другие обязательные платежи в бюджет, всего	тыс. тенге	237433	212598
Налог на транспортные средства	тыс. тенге	537	537
Земельный налог	тыс. тенге	1059	1059
Налог на имущество	тыс. тенге	391	322
Экологические платежи	тыс. тенге	8028	6869
НДПИ	тыс. тенге	225618	240606
Мониторинг за состоянием недр	тыс. тенге	600	600
Страхование рисков	тыс. тенге	1200	1200
Экологическое страхование	тыс. тенге	300	300
Прочие страховые платежи	тыс. тенге	900	853
Численность персонала	чел.	125	118

Печать | Закрыть | Далее | Лист 1/ Листов 2

Рисунок 2 - Форма отчетности «Сравнение основных технико-экономических показателей»

После этого геоинформационная система мониторинга и корпоративного управления предприятиями недропользования на открытых разработках была успешно апробирована и прошла опытные испытания непосредственно на предприятии-недропользователе.

Таким образом, впервые разработана геоинформационная система корпоративного управления предприятием недропользования, которая позволит государственным органам и горнодобывающим предприятиям осуществлять оперативную экспертизу, анализ, корректировку проектов и отчетов в области охраны окружающей среды и недропользования. На основе результатов исследований создаются практические условия для детального, объективного и оперативного обоснования многих норм недропользования (нормы расхода энергоносителей, вложения средств в поддержание инфраструктуры, выбросов вредных веществ в атмосферу, нормы безопасности горно-транспортных работ и т.д.).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Бояндинова А.А. Научно-методическое обеспечение устойчивого функционирования геотехнологических систем на открытых разработках: дисс. … докт. техн. наук. – Алматы, 2010. – 269 с.

2 Жусупов К.К. Технология корпоративного управления геотехнологическим комплексом на открытых разработках: дисс. … докт. техн. наук. – Алматы, 2007. – 281 с.

3 Галиев С.Ж., Бояндинова А.А., Адилханова Ж.А. Современные решения проблем горной системологии Труды НЦ КПМС РК.–Алматы, 2013.–С. 169-182.

4 Адилханова Ж.А. Разработка методического обеспечения корпоративного оперативного планирования горно-транспортных работ при управлении геотехнологическими комплексами: дисс. … канд. техн. наук, Алматы, 2009, 118 с.

5 Инструкция о порядке составления и представления отчета по форме № 1-ЛКУ «Выполнение лицензионных/контрактных условий (разведка и (или) добыча твердых или общераспространенных полезных ископаемых)». //Министерство индустрии и новых технологий Республики Казахстан. – Астана, 2011.

Код МРНТИ 52.01.77

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ЗАБОЙКИ ПО СКВАЖИНЕ С УЧЕТОМ ПОГОДНЫХ УСЛОВИЙ

О.Ж.Худайбердиев[1], Н.М.Джураева[1], Ф.Ю.Заирова[2]

[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан

[2]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», г. Навои, Узбекистан

Рациональные параметры забойки зависят от многих факторов, характеризующих свойства ВВ и забоечного материала, конструкцию заряда, а также среду, в которой производится взрыв [1].

Учитывая внешние воздействия на горную породу, уравнение движения для забойки в скважине задается в виде:

$$m_3 \frac{d^2 z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = S_c P(1-\sigma), \tag{1}$$

с начальными условиями

$$z(0)=z'(0)=0, \tag{2}$$

где S_c – площадь поперечного сечения скважины, м^2; P – давление в продуктах детонации, Па; σ – коэффициент трения скольжения; η - коэффициент вязкости; m_3 – масса забойки, кг.

Т.к. на горную породу, которую требуется взрывать, действуют различные внешние воздействия [2, 3], то рассмотрим уравнение (1) в следующем виде:

$$m_3 \frac{d^2 z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = a + f(t), \tag{3}$$

где функция $f(t)$ определяет внешнее воздействие и обозначено

$$a = \frac{S_c P(1-\sigma)}{m_з}.$$

Уравнение (3) будем решать и исследовать, когда функция $f(t)$ определяется как полиномиальное внешнее воздействие, а точнее, когда функция $f(t)$ является линейной или квадратичной функцией. Эти случаи можно рассмотреть, когда погода дождливая или идет снег, во временных периодах поздней весны или ранней осенью. В такое время грунт горной породы впитывает влагу и это отразится на структуре забойки и действии ВВ в скважине [4, 5].

В этом случае уравнение (3) примет один из следующих видов:

$$m_3 \frac{d^2 z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = a + At + B, \tag{4}$$

или

$$m_з \frac{d^2z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = a + At^2 + Bt + C. \quad (5)$$

Решаем каждое уравнение в отдельности.

I. Пусть, внешнее воздействие имеет линейный характер, тогда имеем:

$$m_З \frac{d^2z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = a + At + B \ .$$

Решение этого уравнения, по известному методу из курса высшей математики, будем искать в виде:

$$z_{об} = z_{од} + z_ч, \quad (6)$$

где $z_{об}$ – общее решение;

$z_{од}$ – решение однородного уравнения, левой части (4);

$z_ч$ – некоторое частное решение уравнения (4).

Пропуская элементарные выкладки, приведем окончательное общее решение уравнения (4) в виде:

a) $z = C_1 e^{k_1 t} + C_2 e^{k_2 t} + \frac{A}{\eta} t + \frac{c\eta + A\sigma}{\eta^2}$; (7)

b) $z = (C_1 + C_2 t) e^{kt} + \frac{A}{\eta} t + \frac{c\eta + A\sigma}{\eta^2}$; (8)

c) $z = e^{\frac{\sigma}{2m_з}t} \left[C_1 cos \frac{\sqrt{\sigma^2 - 4m_з \eta}}{2m_з} t + C_2 sin \frac{\sqrt{\sigma^2 - 4m_з \eta}}{2m_з} t \right] + \frac{A}{\eta} t + \frac{c\eta + A\sigma}{\eta^2}$. (9)

II. Пусть, внешнее воздействие имеет квадратичный характер, тогда имеем уравнение вида (5), т.е.

$$m_з \frac{d^2z}{dt^2} + \sigma \frac{dz}{dt} + \eta z = At^2 + Bt + D. \quad (*)$$

где, для краткости, обозначено $D = a + C$.

В этом случае получим следующие общие решения:

a) $z = C_1 e^{k_1 t} + C_2 e^{k_2 t} + \frac{A}{\eta} t^2 + \frac{B - 2A\sigma}{\eta} t + \frac{D - 2A + B\sigma}{\eta}$; (10)

b) $z = (C_1 + C_2 t) e^{kt} + \frac{A}{\eta} t^2 + \frac{B - 2A\sigma}{\eta} t + \frac{D - 2A + B\sigma}{\eta}$; (11)

c) $z = e^{\frac{\sigma}{2m_з}t} \left[C_1 cos \frac{\sqrt{\sigma^2 - 4m_з \eta}}{2m_з} t + C_2 sin \frac{\sqrt{\sigma^2 - 4m_з \eta}}{2m_з} t \right] + + \frac{A}{\eta} t^2 + \frac{B - 2A\sigma}{\eta} t + \frac{D - 2A + B\sigma}{\eta}$. (12)

Итак, полученные общее решения (7-9) – линейные и (10-12) квадратичные решения дают полную картинку движения забойки по скважине, в условиях внешнего воздействия. Полученные результаты можно применять для интенсификации технологических процессов буровзрывных работ при разработке месторождений Кызылкумского региона открытым способом, что подтверждается с приведенными данными авторов работ [6, 7].

Таким образом, созданы математические модели для движения забойки по скважине в условиях внешнего воздействия, получены соответствующие общие решения полиномиальных уравнений, которые можно рассматривать, когда погода дождливая или идет снег, во временных периодах поздней весны или ранней осенью. В такое время грунт горной породы впитывает влагу и это отражается на структуре забойки и действии ВВ в скважине.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Лещинский А.В., Шевкун Е.Б. Забойка взрывных скважин на карьерах. – Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2008. – 224 с.

2 Khudayberdiev O.J., Djuraeva N.M., Rakhmatov S.Kh. The American Journal of Interdisciplinary Innovations Research. Volume 5. Issue 11. (2023). Pages: 45-50. Determination of an analytical expression of the relationship of some parameters of the borehole when using various supply in a well. https://doi.org/10.37547/tajiir/Volume05Issue11-07.

3 Норматова М.Ж., Разработка способов управления пылегазовым режимом при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах. Дисс. на соискание ученой степени PhD. Навои, 2019. – 112 с.

4 Куринной В.П. Теоретические основы взрывного разрушения горных пород. Монография. – Днепр, 2018. – 280 с.

5 Кутузов Б.Н. Белин В.А. Проектирование и организация взрывных работ. – М.: Горная книга, 2012. – 416 с.

6 Заиров Ш.Ш. Интенсификация технологических процессов буровзрывных работ при разработке месторождений Кызылкумского региона открытым способом // Дисс. докт. техн. наук. – Навои, 2016. – 230 с.

7 Шеметов П.А., Норов Ю.Д. Буровзрывные работы. Учебное пособие. – Навои, 2005. – 207 с.

Код МРНТИ 52.13.21

ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ФАКТОРОВ ВНЕШНЕЙ СРЕДЫ НА ИСТЕЧЕНИЕ ПРОДУКТОВ ДЕТОНАЦИИ ИЗ СКВАЖИНЫ

О.Ж. Худайбердиев[1], Н.М. Джураева[1], Ф.Ю. Заирова[2]
[1]Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Узбекистан,
[2]АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», г. Навои, Узбекистан.

В результате проведенных исследований изучено поведение забойки в скважине с учетом внешних воздействий. До настоящего времени исследование основных характеристик забойки в скважине (время вылета, внутреннее давление, траектория вылета забойки и др.) производилось только в однородных случаях, т.е., когда на характеристики забойки в скважине не оказывало влияние внешнее воздействие. Это означало, что уравнение, описывающее движения забойки и давления в скважине, рассматривалось как однородное. Ниже рассмотрены уравнения, описывающие движение забойки и давления в скважине в неоднородном виде, что означает влияние внешних воздействий на характеристики забойки.

В работе [1] рассмотрена задача определения времени *t(z)* длительности явления сублимации процесса движения забойки по скважине *z(t)* и распространение по породе взрывной волны, а также давления P в продуктах детонации в скважине по полученному аналитическому выражению взаимосвязанности этих параметров, по соответствующим формулам [2, 3]:

$$z(t)=\frac{S_c P l_з (1-\sigma)}{2m_з}t^2$$

значения $z(t_1)$ и

$$P=\frac{2m_з}{S_c l_з (1-\sigma) z t^2}$$

значения давления *P*.

В работе [2] было исследовано уравнение движения для сыпучей забойки:

$$m_з \frac{d_c^2 z}{d_c t^2}=S_c P(1-\sigma), \quad (1)$$

с начальными условиями $z(0)=z'(0)=0,$ согласно [3],

где S_c – площадь поперечного сечения скважины, м^2; *P* – давление в продуктах детонации, Па; σ – коэффициент трения скольжения; $m_з$ – масса забойки, кг.

Упрощая дифференциальное уравнение (1), получим:

$$z''=a, \quad (2)$$

где введено обозначение:

$$a=\frac{S_c P(1-\sigma)}{m_з}.$$

Рассмотрим уравнение (1) в следующем виде:

$$\frac{d_c^2 z}{d_c t^2}=\frac{S_c P(1-\sigma)}{m_з}+\overline{f}(t), \quad (3)$$

где функция $\overline{f}(t)$ определяет внешнее воздействие.

Далее, не нарушая общности, уравнение (3) напишем в следующем виде:

$$\frac{d_c^2 z}{d_c t^2}=f(t), \quad (4)$$

где через *f(t)* обозначена правая часть уравнения (3), т.е.

$$f(t)=\frac{S_c P(1-\sigma)}{m_з}+\overline{f}(t).$$

Такое обозначение никак не отразиться на характере исследуемого уравнения, т.к. выражение

$$\frac{S_c P(1-\sigma)}{m_з}$$

является постоянной величиной.

Рассматриваются следующие виды функции *f(t)*:

1) $f(t)=P_n(t)=a_0+a_1 t+a_2 t+\ldots+a_n t^n$;
2) $f(t)=M\cos\beta t+N\sin\beta t$;
3) $f(t)=Ae^{at}$.

Здесь вид функции *f(t)*определяет, какое внешнее влияние оказывается на забойку или горную пароду, где планируется произвести взрыв.

1. Функция *f(t)* определяется как полиномиальное воздействие;
2. Функция *f(t)* определяется как колебательное воздействие;
3. Функция *f(t)* определяется как экспоненциальное воздействие.
4. Функция $f(t)$ определяется как произведение или сумма двух из вышеперечисленных трех случаев.

Решая поставленные задачи, получены следующие результаты:

для движения забойки в скважине

$$z(t) = \frac{S_c P(1-\sigma)}{2m_з}\left(l_з - 2\right)t^2,$$

для давления в скважине

$$P = \frac{2m_з}{S_c l_з (1-\sigma) z t^2}.$$

Сопоставляя данные, полученные в результате решений вышеприведенных уравнений, приходим к заключению, что полученные результаты расчета с внешним воздействием на горные породы по времени уменьшаются в 1,5 раза и под давлением, увеличиваются в 2 раза. Из проделанных расчетов следует, что внешнее воздействие на породу является существенным фактором, которого нужно учесть во время произведения взрывных работ в скважинах.

Таким образом, получены результаты при различных значениях времени t_1, в течение которого происходит вывод забойки из неподвижного состояния и длины забойки $l_з$, движения забойки $z(t_1)$ и давления P, с учетом внешнего воздействия на горную породу. В результате имеем закономерную тенденцию увеличения давления P и уменьшения движения для сыпучей забойки $z(t_1)$ по скважине.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Норматова М.Ж. Разработка способов управления пылегазовым режимом при взрывании высоких уступов в глубоких карьерах // Дисс. ... уч. степ. PhD. – Навои, 2019. – 112 с.

2 Khudayberdiev O.J., Djuraeva N.M., Rakhmatov S.Kh. The American Journal of Interdisciplinary Innovations Research. Volume 5. Issue 11. (2023). Pages: 45-50. Determination of an analytical expression of the relationship of some parameters of the borehole when using various supply in a well. https://doi.org/10.37547/tajiir/Volume05Issue11-07.

3 Куринной В.П. Теоретические основы взрывного разрушения горных пород: Монография. – Днепр, 2018. – 280 с.

Код МРНТИ 38.49.19

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ПРОГРАММНЫХ ОБЕСПЕЧЕНИЙ В ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЯХ

Ш.И.Ахмадов[1], Ш.А.Очилов[2], Й.Н.Жураев[3], Р.И.Мирсаяпов[1], О.А.Хайдаров[2]

[1]Государственное учреждение «Институт минеральных ресурсов» Университета геологических наук, г. Ташкент, Узбекистан

[2]Университет геологических наук, г. Ташкент, Узбекистан

[3]АО «Узбекгеологоразведка», г. Ташкент, Узбекистан)

В последнее время, благодаря широкому развитию технологий и искусственного интеллекта, производственные этапы многих отраслей автоматизируются. Совершенствование накопленного за многие годы опыта, методов и разработок в геологии и ее производственных отраслях, цифровизация и использование передовых технологий становятся насущной необходимостью. Благодаря применению интеллектуальных и современных технологий появляется возможность прогнозировать скрытое оруденение и открывать новые месторождения, а также повышать экономическую эффективность за счет оптимизации объема полевых геолого-разведочных работ.

Мировой опыт показывает, что модернизация производственной и научной сферы в области геологии и добычи полезных ископаемых новым оборудованием тесно связана с управляющим программным обеспечением. Специализированное программное обеспечение в геологических исследованиях позволяет работать с цифровыми данными фондовых материалов ранее проведенных геолого-разведочных работ, а также с новыми материалами дистанционного зондирования Земли, геофизическими, геохимическими, минералогическими исследованиями и т.д. При проведении геологических исследований практически все страны используют оборудование и программное обеспечение производства передовых развитых стран мира, таких как США, Канада, Австралия, Япония, Россия, Китай, Германия, Финляндия, Испания и др. Эти технологии могут использоваться главным образом для создания и использования цифровой базы данных.

Геобаза данных — это упорядоченный набор структурированной информации или данных о ранее проведенных и новых геологических исследованиях, которые обычно хранятся в электронном виде в компьютерной системе. Большая часть территории Узбекистана широко разведана на золото, серебро, медь, вольфрам, цинк, олово и другие полиметаллы

и цветные металлы. Поэтому изучение новых территорий на основе анализа первичных и результирующих данных предшествующих геологических исследований имеет большую перспективу. Одной из основных целей Института минеральных ресурсов является обобщение, оцифровка и анализ результатов раннее проведенных геолого-разведочных работ в Кызылкумском и Самаркандском горно-рудных районах, расположенных в Навоийской, Самаркандской, Бухарской и Джизакской областях Республики Узбекистан, а также выделение новых площадей для проведения дальнейших геолого-разведочных работ. В настоящее время широко распространенное программное обеспечение, такое как ArcGIS и QGIS, используется для оцифровки геологических, геофизических и геохимических карт различных типов и создания цифровой базы данных ГИС. На основе созданной базы данных геологической, геофизической и геохимической информации можно проводить интерпретацию в специализированных программах Statistica, Oasis montaj, Zond 1-2, Suefer, geomatica PSI, Envi, Erdas, TSG и другие. Программное обеспечение Micromine и Leapfrog используется для создания цифровых 3D-моделей месторождений и подсчета запасов полезных ископаемых.

В программной среде ArcGIS была выполнена систематизация и обобщение данных, накопленных в результате многолетних исследований золоторудных горнорудных районов Республики Узбекистана. Все имеющиеся, в основном разрозненные сведения, были сконцентрированы в едином ГИС-проекте, программная среда которого позволяет осуществлять как легкий поиск любой специализированной информации (геологическое положение, химический состав, петрография и т.д.), так и ряд операций по ее анализу. Программа представляет собой полную систему, которая позволяет собирать, организовывать, управлять, анализировать, обмениваться и распределять географическую информацию. В среде геоинформационных технологий содержатся несколько аналитических инструментов и операций, которые могут применяться для решения широкого круга задач: от поиска объектов, соответствующих определенным критериям, до моделирования природных процессов или использования пространственной статистики для определения информации, которую может предоставить набор точек о распределении какого-либо феномена. ГИС - необходимый элемент системы оптимального набора в графической или в цифровой форме, в двухмерной и трехмерной графической координатной форме космогеологических материалов, необходимых для изучения объектов разной иерархии, масштаба, типа, их анализа и верификации. Эти материалы представляют базу для принятия решений и способствуют разработке мероприятий по выполнению геологического задания. ГИС позволяет организовать эффективное хранение, редактирование различных материалов в любом виде, с учетом накопленных в разных документах данных. Создавая тематические ГИС-слои (рис. 1), при выполнении космогеологических работ, были сопоставлены геологические карты с космогеологической схемой, где уточнялся состав, возраст и границы выделяемых при дешифрировании структурно-дешифрируемых комплексов. Сопоставляя космогеологическую схему с тематическими слоями полезных ископаемых и геохимии, выясняли рудоконцентрирующую роль выделенных на дистанционной основе СДК и структурных элементов. Положение структур в пределах изученных площадей уточнялось при анализе геофизических данных. ГИС позволил интегрировать огромные объемы данных и создать новые связи между данными, хранящимися в разнородных базах. На рисунке 1 приведен ГИС-проект в среде ArcScene (модуль программы ArcMap) по всей территории гор Букантау.[1]

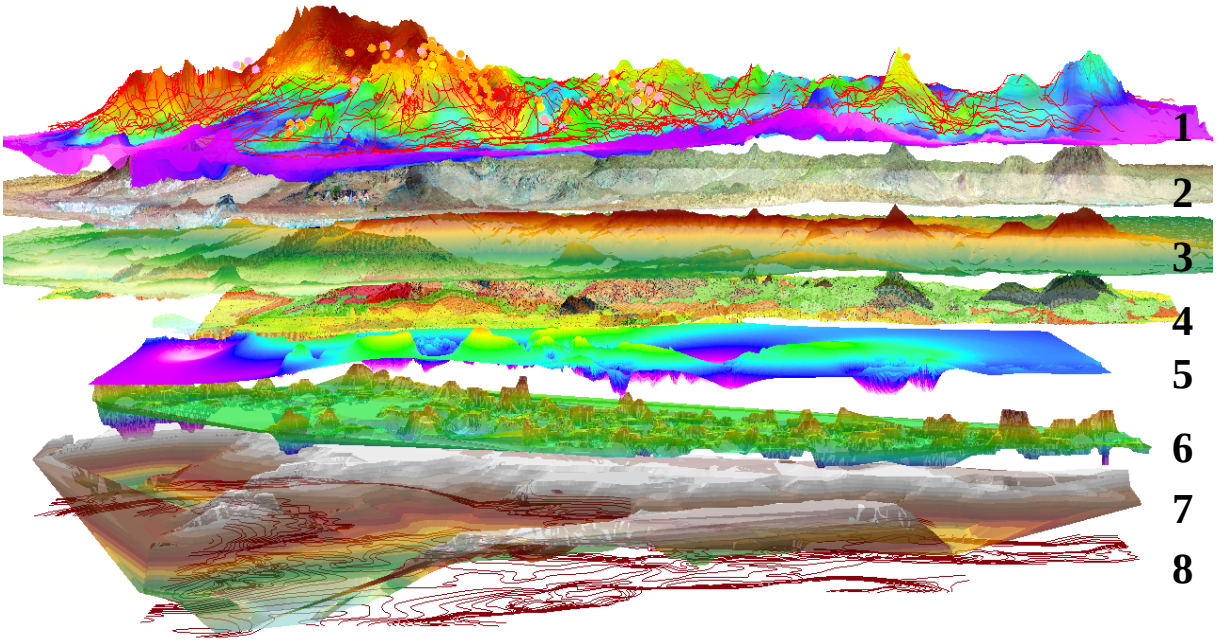


Рисунок 1 - Неоднородное представление слоев ГИС-проекта. 1-карта плотности с разломами и точками месторождений и рудопроявлений; 2-космический снимок Landsat-8; 3-цифровая модель рельефа по данным SRTM; 4-геологическая карта 1:50 000 масштаба; 5-Карта аномального естественного электрического поля; 6- карта гравитационных аномалий; 7-TIN модель глубинного залегания фундамента; 8-изолинии фундамента.

Программное обеспечение Leapfrog было выпущено на рынок ресурсов в декабре 2003 года и завоевало популярность среди исследователей и операторов горнодобывающих месторождений, главным образом в Западной

Австралии. Основным преимуществом Leapfrog является его способность выполнять 3D-контурные данные прямо на основе данных необследованных скважин без необходимости создания блочных моделей. Эта трехмерная возможность позволила геологам-разведчикам, которые традиционно использовали продукты на основе двухмерной ГИС, анализировать региональное распределение содержаний и просматривать тенденции их содержания в трехмерном пространстве. Leapfrog также популярен среди оценщиков недвижимости горнодобывающих компаний, которым требуется объективное мнение при проверке месторождений, находящихся на рынке. [2]

В Leapfrog Geo реализована возможность создания и доработки геологических моделей. Нет необходимости создавать каркасы, что экономит время пользователя, позволяя вводить большие объёмы данных, и быстро создавать модели, опираясь на них. 3D визуализация геологических данных позволяет просмотреть и наглядно представить информацию, способствуя интерпретации и моделированию. При добавлении пользователем в модель новых данных, автоматически применяются уже заданные им правила и параметры. При изменении одной модели, все зависимые модели будут немедленно обновлены. Таким образом, модели всегда будут актуальны. [3]

В Leapfrog Geo реализована возможность внесения данных напрямую из самых популярных отраслевых партнерских решений, среди которых acQuire, Maptek, ioGAS Link, IMDEXHUB-IQ, ALS Coreviewer, Coreshed и Imago. Возможен импорт самых различных типов данных, например, данных ГИС, карт, изображений, скважин, точек, геофизических и структурных данных, а также каркасных сеток, полилиний и геохимических данных. Добавление в Leapfrog Geo модуля геофизики позволяет легко интегрировать сейсмические и магнитотеллурические данные для управления интерпретацией и визуализацией в контексте трехмерной геологической модели пользователя. Усовершенствованные рабочие процессы и инструменты, разработанные для геологов, экономят время пользователя, позволяя сфокусироваться на проверке гипотез и принятии оптимальных решений.[3]

Leapfrog Geo обеспечивает возможность делиться с коллегами идеями, посредством отображения разрезов, изображений, рабочих окон (сцен) и видеороликов в форматах 2D и 3D. Пользователь может помогать членам рабочих групп и заинтересованным лицам с разным уровнем технической подготовки понять и обсудить модель, что в последствии позволит принять оптимальное решение.

- Создание и сохранение трёхмерных рабочих окон (сцен), демонстрирующих важные аспекты модели
- Добавление аннотаций к сценам для внесения дополнительной информации
- Создание изображений для отчётов
- Экспорт серии сцен в виде единого файла, который можно отобразить / выложить для просмотра в Leapfrog Viewer
- Использование сцен для создания и экспорта видеороликов
- Публикация проектов программы Leapfrog Geo в Seequent Central с целью управления версиями и построения моделей совместно с коллегами
- Бесплатное приложение Leapfrog Viewer предоставляет возможность делиться моделями с кем угодн. [3]

Кроме того, ГИС помогает горнорудным компаниям и геологоразведочным предприятиям решать широкий спектр практических задач, связанных с разведкой, добычей, транспортировкой полезных ископаемых, составлением и ведением геологических карт и атласов, оценкой запасов и подготовкой отчетности, а также охраной окружающей среды. Каждый сотрудник предприятия может получить доступ к интересующим его данным и взаимодействовать с ними с помощью интерактивных веб-карт в рамках решения повседневных производственных задач. [4]

Заключение:

В заключении можно сказать, что использование программных средств ArcGIS, Leapfrog Geo и других геоинформационных технологий в геологических исследованиях имеет ряд преимуществ таких как:

- Систематизация и обобщение больших объемов данных, накопленных в результате многолетних геологических исследований;

- Создание и использование цифровой базы данных, содержащей разнообразную информацию о ранее проведенных и новых геологических исследованиях;

- Анализ и интерпретация геологической, геофизической и геохимической информации с помощью специализированных аналитических инструментов и операций;

- Создание и доработка геологических моделей в трехмерном пространстве позволяющих визуализировать и наглядно представить информацию способствуя интерпретации и моделированию;

- Деление с коллегами идеями отображая разрезы изображения рабочие окна (сцены) и видеоролики в форматах 2D и 3D;

- Повышение экономической эффективности и оптимизации производственных процессов за счет привлечения искусственного интеллекта;

Таким образом применение интеллектуальных и современных технологий в геологии и добыче полезных ископаемых является актуальной и перспективной задачей, которая способствует развитию науки и производства в этой области.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ш.И. Ахмадов и др. «Космогеологические исследования по территории Западной и Центральной части гор Букантау в масштабе 1:50000» Отчет. Тошкент-2021г.

2 https://www.researchgate.net/publication/303917795_L

3 https://geodevice.kz/software/geology-software/leapfrog_geo/

4 https://www.esri-cis.com/ru-ru/industries/mining/overview.

Код МРНТИ 52.01.05

ПЕРСПЕКТИВЫ ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЕКТОВ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СРЕДЕ ГГИС MICROMINE

Г.С.Мадимарова, Т.Нурланкызы, Н.А.Орынбаев
Satbayev University, г.Алматы, Казахстан

Рассмотрены вопросы геолого-маркшейдерского обеспечения технических проектов разработки месторождений в среде ГГИС Micromine, выполнялись оцифровка и разбивка, анализы горных работ с выявлением отклонений, производились ежемесячные планы и отчёты по результатам горных работ.

Ключевые слова: геолого-маркшейдерское обеспечение, горно-геологическая информационная система Micromine, создание моделей месторождений.

В настоящее время ряд крупных Казахстанских горнодобывающих предприятий уже имеет успешный опыт внедрения в производство ГГИС (горно-геологическая информационная система), основанный на слаженной работе многомодульной системы и предусматривающей комплексное решение задач для каждого звена горнопромышленного комплекса в единой информационной системе.

Применение единой ГГИС потенциальным недропользователем не придется «с нуля» запускать цикл производства работ по построению моделей месторождений и созданию базы данных, а работы будут лишь направлены на корректировку и дополнительные построения в соответствии с фактическими геолого-маркшейдерскими измерениями и наблюдениями в процессе разработки и эксплуатации месторождения. Наличие дополнительных возможностей ГГИС позволят автоматизировать и решить ряд задач непредусмотренных стандартным пакетом системы.

Значительную часть рабочего времени у специалистов маркшейдерского отдела любого рудника занимает проведение пространственно-геометрических измерений подземных горных выработок и очистных камер, для этого используется специализированное оборудование (тахеометры, лазерные сканеры). Следующим этапом является обработка полученных данных и построение каркасов фактических выработок. Но на этом работа не заканчивается, потому что далее осуществляется контроль качества горнопроходческих работ, при наличии отклонений от проекта необходимо подготовить маркшейдерские предписания и приложить графику сопоставления проектных и фактических подземных горных выработок.

Маркшейдерские работы производятся на всех этапах освоения полезных ископаемых: в разведке, строительстве и эксплуатации горных предприятий Маркшейдер на основе топографической съемки разведываемого участка и утвержденного проекта геологоразведочных работ указывает в планшете места заложения разведочных выработок (скважин, ортов, штреков, штолен и т.п.), затем производит съемку и составляет план их расположения. По построенным графикам маркшейдер и геолог производят подсчет запасов полезного ископаемого.

Для построения трехмерной модели объекта, будь это карта местности, горной выработки, план карьера или отвала, рудного склада и т.д. сначала нужно сделать геодезические измерения для получения координат всех характерных точек, с выносом в графический вид. Определение координат в этой работе составляет наиболее трудоемкую часть всей работы.

Настоящее время программное обеспечение **«Micromine»** становится все более популярным на мировом рынке, ориентированное на горнодобывающие предприятия. **«Micromine»** является инновационным программным решением для горнодобывающей промышленности – от геологоразведки и трехмерного моделирования до контроля над горным производством, планирования горных работ.

На сегодняшний день активно использует следующие службы (рис. 1)

Службы использующие Micromine	**Задачи**
Геологическая служба (ГС)	Ведение БД, привязка положения линий бороздового опробования, обобщение геологической информацию и создание структурной модели, каркас рудного тело, а также локальных блочных моделей. Проектирование скважин ГРР, Ведение БД, моделирование каркасной модели и ресурсной модели.
Техническая служба (ТС)	Проектные выработки. Построение каркасов добычных блоков, вееров отбойки. Создание проектов для технологических, массовых взрывов.
Маркшейдерская служба (МС)	Отвечает за фактическое состояние горных выработок, наземных объектов шахты. (Маркточки, стрингии каркасы горных выработок, отработанные объёмы, изолинии топоповерхности, зоны сдвижения месторождений)
Отдел планирования	Разработка долгосрочных бизнес планов и краткосрочных недельных, месячных планов горных работ.

Рисунок 1 - Службы использующие Micromine

Для разных задач маркшейдерский отдел в качестве ГГИС применяется ПО Micromine. На основе точек строится каркас и идет наложение на каркас почвы. Так как кроме рудного склада у маркшейдеров есть и съёмки, замеры подземных выработок.

Облако точек загружается в ПО предприятия с целью дальнейшей обработки облака точек Micromine. Например на съёмку и привязку склада к местной системе координат протяжённостью 150 метров уходит около 15 минут. На обработку и получение объёмов менее 1 часа.

В настоящее время в геологоразведке месторождений руд наблюдается тенденция интеграции ГГИС (горно-геологическая информационная система, например, MICROMINE), с целью объединения их функциональных возможностей. Причиной тому служат разнородные исходные данные и широкий круг решаемых задач. При привязке растровых данных (геологических карт, планов шахт) в ГГИС MICROMINE можно учитывать не только координаты X, Y, а также и координату Z. С помощью этой опции возможна привязка геологических разрезов с помощью координат скважин и отображение их в трехмерном пространстве.

Данные масштабной геологоразведки, обеспечивают оптимальный ход подготовительных и нарезных работ на месторождениях (рис 2).

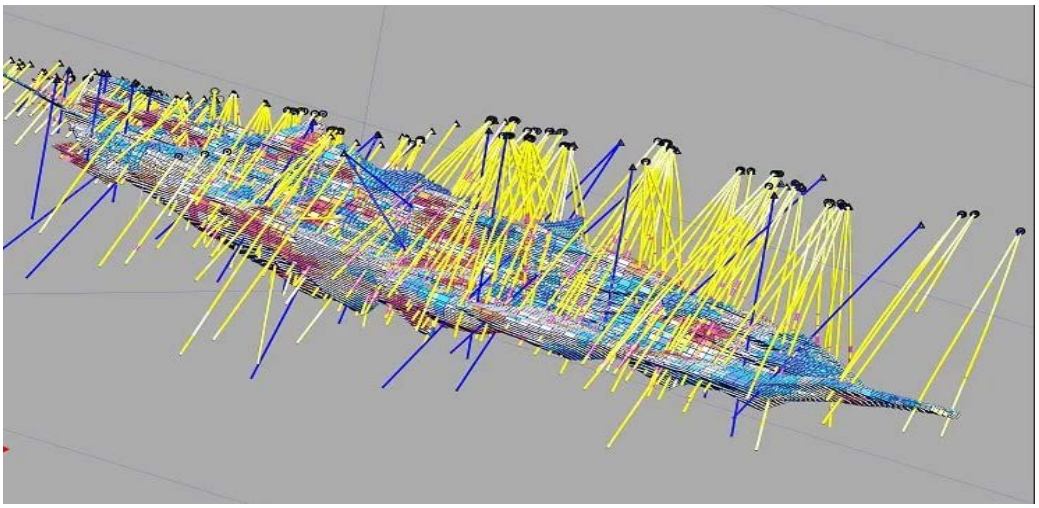


Рисунок 2 - Бурение скважин (диаметром NQ, HQ,) и горные работы

В ГГИС MICROMINE сеть неправильных треугольников играет особую роль с их помощью строится не только цифровая модель рельефа, но и модель рудного тела. Модель рудного тела, также называют еще каркасной моделью. С помощью каркасной модели вычисляется объем рудного тела, выполняется редактирование каркасов — разделение, объединение, вычитание и т.п. Каркасная модель строится также для визуализации старых шахт.

На основе данных маркшейдерской съемки фактических положений геологических интервалов бороздового опробования и данные из разведочных скважин, устанавливаются границы рудного тела, обновляется БД (ODBC), по фактическим данным строится каркасное модель (рис 3).

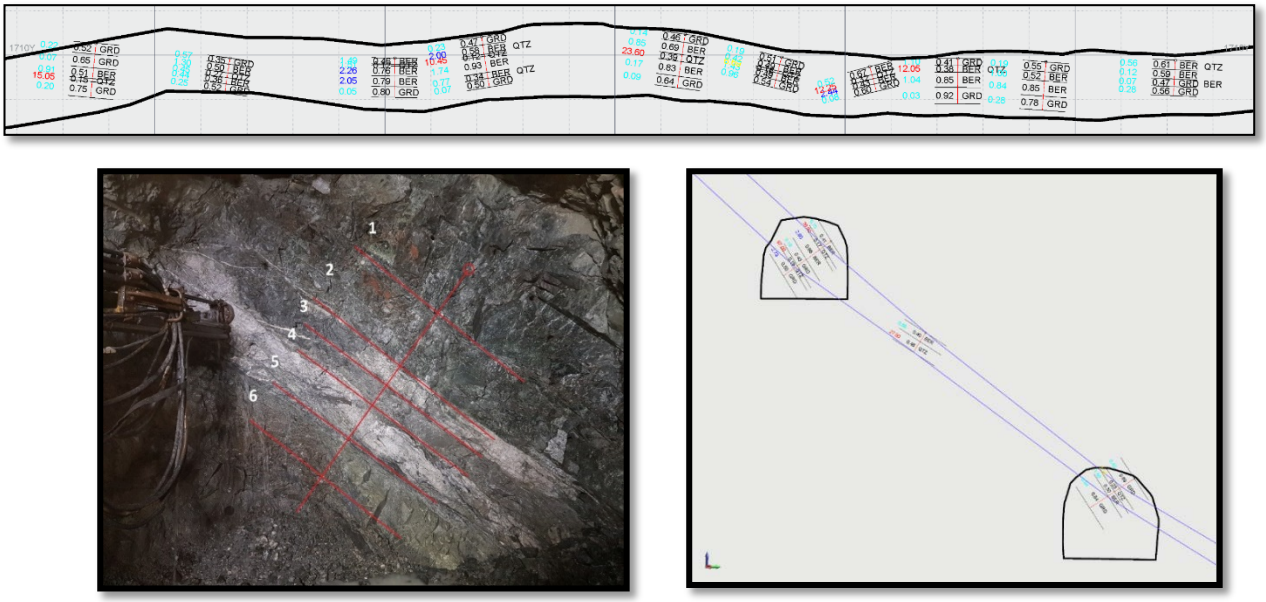


Рисунок 3 - Каркасная модель

Еженедельное обновление блочной модели позволяет анализировать план/факт горных работ в совокупности с показателями содержания хрома.

Следовательно, требуется программа, способная обеспечить получение оперативного и качественного результата. Такой инновационной программой можно назвать горно-геологическую информационную систему ГГИС **«Micromine»**.

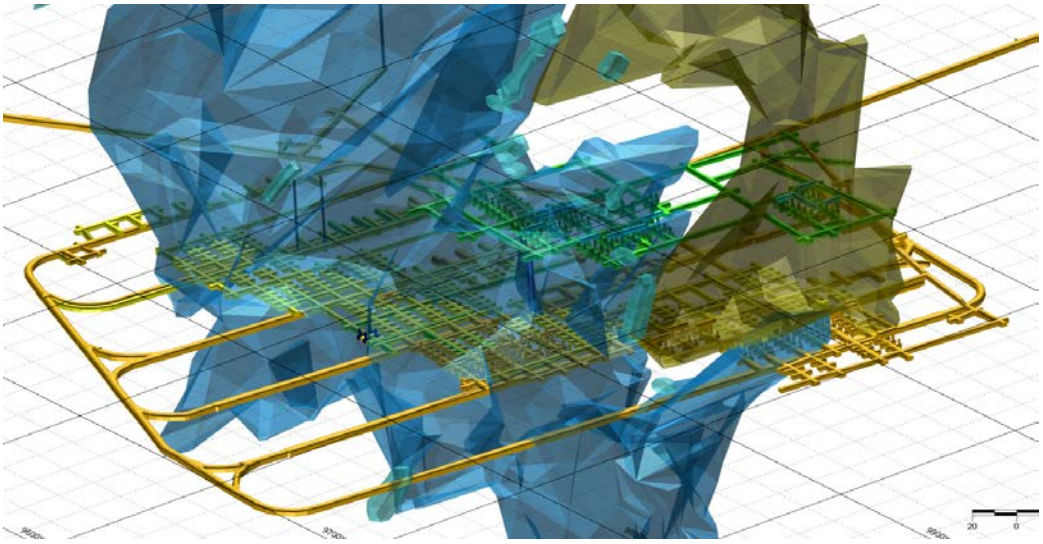


Рисунок 4 - Трёхмерная цифровая модель подземных горных выработок Донского месторождения

В ПО «Micromine» проводился мониторинг процесса ведения оперативного планирования и анализа горных работ для выявления и решения проблемных вопросов.

В среде ГГИС «Micromine» выполнялись геолого-маркшейдерские работы, такие как оцифровка и разбивка по циклам и по веерам позабойного плана горных работ, оперативные анализы горных работ с выявлением отклонений, производились ежемесячные планы горных работ и формируются отчёты по результатам вышеизложенных работ (рис 5).

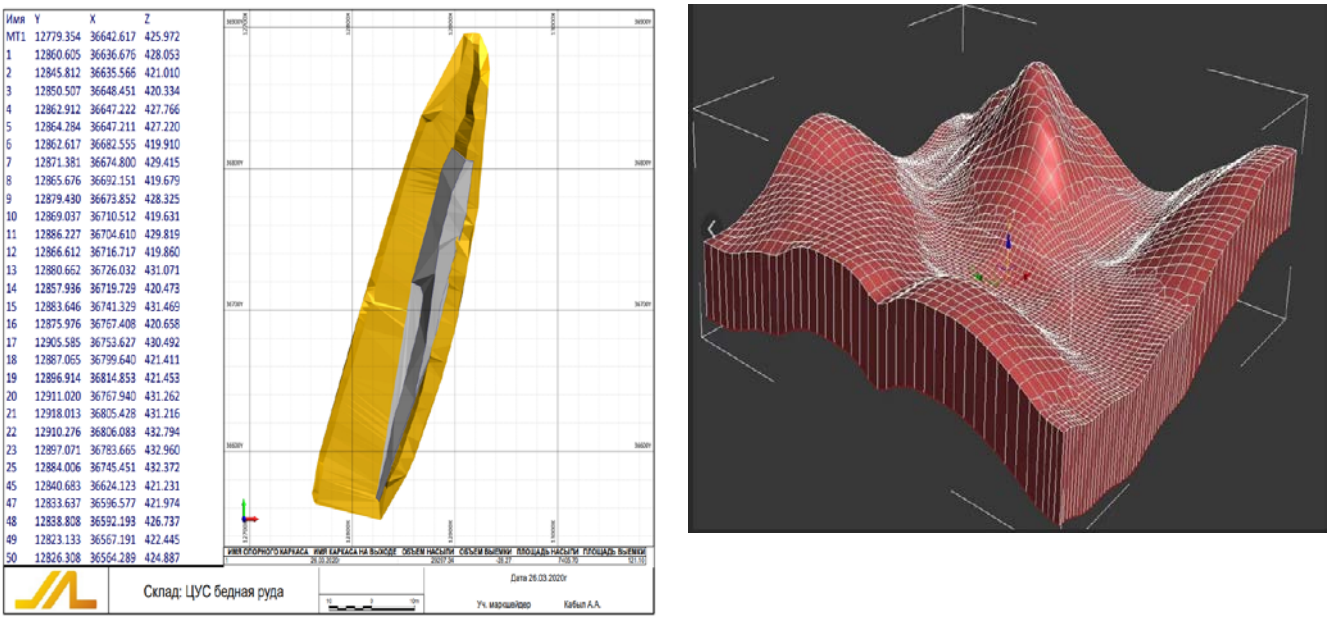


Рисунок 5 - а) Обьем склада посчитанный в ГГИС Micromine. б) Рудный склад

На основании модели производится анализ и планирование горных работ в среде ГГИС «Micromine». Получить оптимальную последовательность отработки месторождений, своевременно производить корректирующие действия в ведении горных работ. А также улучшение контроля качества горных работ – строгое соблюдение проектных параметров.

Заключение

Таким образом, применения ГГИС Micromine на этапе проектирования горных работ для разработки месторождений обоснована созданием единой горно-геологической информационной основы, представленной в виде модели месторождения и базы геолого-маркшейдерских данных с целью передачи ее недропользователю для дальнейшего использования и принятия обоснованных технических и технологических решений в процессе эксплуатации месторождении.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Талапбергенова А.Е., Мадимарова Г.С., Маженова Ж.А. Шығыс сарыоба кенорын қорын есептеуде MICROMINE. Международной научно-технической конференции «Развитие горно-металлургического комплекса Казахстана по раелизации государственного инвестиционного проекта», Издательство «Polytech» г. Алматы. 23.11.2022 г. Б 207-210, ISBN 978-601-323-334-5

2 Жер қойнауын игерудің экологиялық және өндірістік қауіпсіздігі Монография. Алматы. КазНИТУ имени К.И.Сатпаева, ISBN : 2016 г., 25, 978-601-228-870-5 М.Б.Нүрпеисованың жалпы редакциясымен

3 Мосейкин В.В., Абрамян Г.О., Сапронова Н.П., Столяров М.М. Подготовка специалистов в области геолого-маркшейдерского обеспечения горных работ в рамках реализации проекта Micromine-вуз// Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2016. – № 4. – С. 246–250.

4 Мурсалимова Э.А., Шаймерденова А.А., Мадимарова Г.С., Кадиркулов Н.А, Аугамбаев К.К. Использование индекса NDVI при мониторинге земель фосфоритовых месторождений. //Научный журнал «Вестник ВКТУ им. Д. Серикбаева. DOI 10.51885/1561-4212_2023_3_80 №3, 2023 г. С 88-96.

5 Руководство пользователя Micromine (из 3-хчастей). – 2015.

6 Басаргин А.А. Моделирование месторождений рудных полезных ископаемых с использованием геоинформационной системы MICROMINE. Интерэкспо ГЕО-Сибирь–2016: XII Междунар. науч. конгр., 18–22 апр. 2016 г.: Междунар. науч. конф. «Геодезия, геоинформатика, картография, маркшейдерия»: сб. материалов в 2 т. Новосибирск: СГУГиТ, 2016. Т. 2. С. 151–155.

7 Наговицын О.В. Концепция и методы формирования горно-геологической информационной системы (ГГИС MINEFRAME). Дис. докт. техн. н. Екатеринбург, Институт горного дела УрО РАН, 2018. 339 с

8 Madimarova G.S., Nurpeisova T.B., Bertis M.E. USE OF UNMANNED AERIAL VEHICLES (UAVS) IN EQUALIZATION OF URBAN INFRASTRUCTURE. The II International Scientific and Practical Conference "Research work in the system of training teachers in technological fields", January 15-17, 2024, c. 16 -22. Berlin, Germany.

Код МРНТИ 38.59.15

К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЫХ РАБОТ НА ТВЕРДЫЕ ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ

Ж. А. Насимов, Ф.У.Аширов, З.М.Кобилов
Институт минеральных ресурсов, г.Ташкент, Узбекистан

Нынешний уровень научно-технического прогресса горно-бурового оборудования и все более расширяющаяся номенклатура различных способов бурения с развитием технологических комплексов обуславливает детальное изучение и применение методов оценки эффективности буровых работ, в частности на твердые полезные ископаемые.

Наряду с большим количеством производителей и модификаций гидрофицированных буровых установок на твердые полезные ископаемые, их высокая стоимость, заявляемая производительность, большие эксплуатационные затраты диктуют объективного подхода при выборе и оценке качеств этих установок, как на стадии проектирования, так и на стадии эксплуатации.

При этом, определение зависимостей технологических режимных параметров бурения, углубки за один оборот породоразрушающего инструмента, фактически потребляемой энергии на разрушение горных пород, площади поперечного сечения скважины и характера износа алмазной коронки от уровня качества результатов бурения в виде керна и шлама приобрело особую актуальность и промышленную значимость.

Ниже приводим некоторые фундаментальные понятия об оценке эффективности буровых работ на твердые полезные ископаемые.

В.Г. Кардышем и А.С. Окмянским [1] предлагаются оценка технического уровня и качества оборудования для бурения геологоразведочных скважин по удельным показателям, в качестве которых могут быть приняты энерговооруженность и металлоемкость.

При оценке различных методов бурения неглубоких скважин, по мнению В.Г. Кардыша [2], следует исходить из следующих критериев:

а) возможности эффективного бурения скважин определенной глубины и диаметра в породах различного литологического состава;

б) возможности создания оборудования с приемлемой для данных условий приводной мощностью и необходимой транспортабельностью;

в) возможности достижения конечной цели бурения - качественного опробования или получения устойчивых стенок скважины.

Для объективного анализа и сопоставления различных методов бурения, а также для количественного выражения их наиболее существенных положительных и отрицательных качеств, необходимо привлечь и рассмотреть в сравнении следующие понятия: изменение рейсовой скорости, среднюю рейсовую скорость, приведенную рейсовую скорость, энерговооруженность и металлоемкость, а также затраты времени на бурение.

Отдельный интерес представляет работы Б.М. Ребрика [1], где предлагается методика определения универсального показателя эффективности буровых станков путем условного начисления очков за каждый эксплуатационный показатель.

Д.Н. Башкатов считает [3], что выбираемый способ бурения инженерно-геологических скважин и тип бурового станка должны обеспечивать получение необходимого количества и качества информации об инженерно-геологических свойствах грунтов и высоких технико-экономических показателей проходки скважин.

По мнению М.Г. Абрамсона [1] критериями оценки способов и режимов бурения геологоразведочных скважин являются производительность бурения и стоимость 1 м бурения.

Ю.Г. Гайдуков считает [1] возможным для характеристики эффективности различных видов геологоразведочного бурения использовать технические показатели: механическую и рейсовую скорости бурения, проходку за рейс, проходку на долото и производительность на 1 ст.мес. Вместе с тем анализ только одних технических показателей недостаточен для суждения об эффективности того или иного вида бурения, так как он не всегда приводит к правильному выводу об эффективности и рентабельности буровых работ. Поэтому технические показатели должны быть дополнены экономическим: стоимость 1 м. бурения и критерием экономической эффективности бурения ($Э_{б.р.}$)

$$Э_{б.р.} = \frac{П * Н_в(К,Г)}{С_t} \quad (1)$$

где $П$ – производительность, м/ст.мес.; $Н_в(К,Г)$ – норма времени из СУСН (вып.V), соответствующая средней категории буримости пород $К$ и средней глубине скважин $Г$; $С_t$ – стоимость 1 ст.-смены.

В современном оборудовании для бурения мощность двигателя является основным параметром, определяющим фактические технологические возможности буровых установок. В связи с этим правильный выбор величины мощности двигателя, обеспечивающий возможность применения форсированных режимов бурения является одной из актуальных задач, которую необходимо решать путем проведения экспериментальных работ для определения затрат мощности и тщательного анализа энергетических характеристик импортного оборудования. При этом следует учитывать, что энергетическая характеристика буровых установок представляет собой комплексное понятие, подразумевающее оценку их эксплуатационных возможностей в зависимости от мощности привода, т.е. возможность бурения на определенную глубину с использованием того или иного типоразмера бурильных комплексов при рациональном сочетании скоростей вращения и осевых нагрузок.

А.А. Абдумажитовым выражено мнение [4], о том, что качество бурения поисковой и разведочной скважины должны обеспечивать:

а) полноту геологической информации (отбор буровой пробы по проходке и по проценту его выноса, опробование рудного тела, комплекс геофизических исследований);

б) проводку скважины в заданном направлении (по заданному профилю) с учетом допускаемых отклонений для конкретных геолого-технических условий;

в) конфигурацию ствола скважины в пределах допускаемых отклонений (кавернозности, желобообразований, сужений), исключающей возникновение осложнений при бурении и креплении скважин;

г) буровая проба должна быть линейно непрерывной и выдержанной по сечению;

д) способ отбора проб должен соответствовать геологическим особенностям месторождения и характеру распределения полезного ископаемого в руде;

е) требования к полноте выхода буровой пробы и диаметру породоразрушающего инструмента при опробовании жильных зон и жильных штокверков определяются, подверженностью рудных тел избирательному истиранию.

Им же предлагается укрупненная схема взаимодействия элементов геолого-технико-технологических систем в едином процессе получения конечных результатов бурения (рис.1) отражающая равнозначную участие в процессе бурения особенностей геологической среды, технологии бурения и технических средств в целью получения достоверного конечного результата.

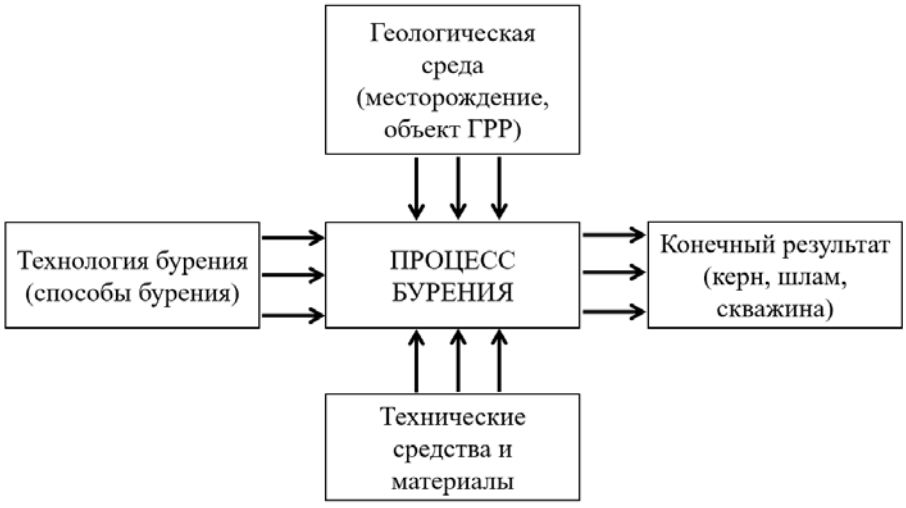


Рисунок 1 - Укрупненная схема взаимодействия элементов геолого-технико-технологических систем в едином процессе получения конечных результатов бурения

За рубежом, для объективной оценки эффективности буровых работ применяются [5] критерии оценки качества выхода керна - RQD (Rock Quality Designation – определение качества образца горных пород). Данный метод базируется в суммировании прочных и неразрушенных кусков извлеченного керна длиной больше 10 см, куски керна длина, которой менее 100 мм в измерении RQD не учитывается. В случае если линейное измерение длины керна по этому методу дает результат >91%, то RQD очень хороший. Кроме того, существует критерии оценки выхода керна – TCR (Total Core Recovery – общий отбор керна) и SCR (Solid Core Recovery – отбор твердого керна), но среди них RQD считается более объективным для оценки эффективности бурения скважин по каждому рейсу.

Другим немаловажным фактором при оценки эффективности процесса бурения является глубокое изучение основных характеристик взаимодействия пары «алмазная коронка – горная порода» и граничных условий нормального процесса бурения [6]. Здесь уместно использовать известное в триботехнике положение – формулу Крагельского – Друянова, которая определяет условие перехода от внешнего трения к микрорезанию:

$$\frac{h}{r} + \frac{\tau}{\sigma_т} \geq \frac{1}{2} \tag{2}$$

где h - глубина внедрения индентора; r – радиус шарового индентора; τ – сдвиговая прочность фрикционной связи; $\sigma_т$ – предел текучести горной породы.

Нормальный процесс бурения, а следовательно, наиболее эффективное разрушение горной породы на забое можно выразить в виде следующего неравенства:

$$h_{п.в.т.} \leq h_н \leq h_{l_и} \tag{3}$$

где $h_{п.в.т.}$ – углубка, удовлетворяющая выражению (2) и отражающая условие перехода к микрорезанию (углубка, соответствующая порогу внешнего трения); $h_{l_и}$ – углубка, соответствующая нормируемому износу алмаза.

Исследования в этом направлении позволяют выделить основные характеристики взаимодействия пары «алмаз - порода» и обусловить характер взаимодействия исследуемой пары (табл.1).

В работе [7] указывается, что для достижения экономической эффективности при выборе способа очистки забоя в каждом отдельном случае необходимо тщательно изучить литологический разрез скважины, геолого-технические и гидрогеологические условия разведываемого месторождения. Это даст возможность выбрать в конкретных условиях правильную технологию бурения и своевременно подготовить необходимые технологические мероприятия для устранения возможных осложнений. Приведены фактические результаты о целесообразности и экономической оправданности комбинированного способа: бурение до технически возможной глубины с продувкой воздухом, а далее - с промывкой жидкостью. Такой метод широко применяется в тех случаях, когда верхняя часть ствола скважины состоит из сухих пород, а нижняя - с водопротоками. Или, наоборот, верхний интервал с неблагоприятным разрезом бурят с промывочным раствором, а затем, после крепления стенок скважины путем тампонажа или обсадными трубами, продолжают с продувкой воздухом. Опыт комбинированного бурения в Самаркандской и Алмалыкской экспедициях показал хорошие результаты. Стоимость 1 м комбинированного бурения против бурения с промывочной жидкостью в среднем по скважине снижается на 50÷70%.

Таблица 1 – Основные характеристики взаимодействия пары «алмазная коронка – горная порода»

Характер взаимодействия пары	Характер износа алмазной коронки	Характер деформации горной породы	Число циклов *K*, приводящее к разрушению горной породы	Условие осуществления процесса взаимодействия пары
Заполирование алмазной коронки (установление пары трения «коронка-порода»)	Усталостный	Упругое оттеснение (шлифование и поверхностное истирание)	$К \to \infty$	$h/r + \tau/\sigma_t < 1/2$ $(h \to 0)$
		Пластическое отделение	$1 < К < \infty$	
Нормальный процесс бурения	Усталостный, абразивный, эрозионный	Микрорезание	$К < 1$	$h/r + \tau/\sigma_t \geq 1/2$ $(h \to h_{опт})$
Повышенный износ алмазной коронки				$h/r + \tau/\sigma_t > 1/2$ $(h \to r/4)$

Были проведены хронометражные наблюдения по 78 скважинам общей глубиной 10 000 пог.метров, из них, 8000 метров пробурено с продувкой воздухом. Для сравнения основных показателей использованы данные о промывке 2000 метров с глинистым раствором. При бурении диаметрами 132 и 112 мм в породах I-VII категорий средние показатели по балансу рабочего времени приведены в табл. 2.

Таблица 2 - Показатели баланса рабочего времени использования буровых станков

Промывочный агент	Пробурено, пог.м.	Чистое бурение, %	Вспомогательные операции	Простои, %	Аварии, %	Монтаж и демонтаж, %	Переезды, %
Воздух	8 000	43,8	28,7	2,3	0,2	9,6	15,4
Раствор	2 000	34,0	21,8	7,0	5,5	12,8	18,9

Подытоживая данную статью можно констатировать о том, что:

вопросы оценки эффективности бурения геологоразведочных скважин на твердые полезные ископаемые имеет важное значение для научно-исследовательских и производстенных подразделений геологической отрасли;

постановка конкретных опытно-экспериментальных и промышленных исследований в данном направлении способствует повышению результативности проводимых геологоразведочных работ;

внедрение обобщенных критериев и фактически полученных, зарубежными исследованиями результатов по оценке эффективности буровых работ даст мощный импульс к устойчивому развитию минерально-сырьевой базы страны;

для оценки эффективности буровых работ считается целесообразным пользоваться критерием разности между затратами на ведение геологоразведочных работ и ценностью полученных результатов – количества прогнозных ресурсов и запасов полезных ископаемых;

при прочих равных условиях (особенно в части информативности) должны применяться способы бурения, обладающие большей экономической эффективностью.

при выборе комбинированной технологии бурения для конкретного объекта целесообразно принять к сведению литологический разрез скважины, геолого-технические и гидрогеологические условия.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Ребрик Б.М., Куник Л.И. Эффективность и качество бурения инженерно-геологических скважин. Москва. Недра. 1978. 130 с.

2 Кардыш В.Г., Мурзаков В.В., Окмянский А.С. Бурение неглубоких скважин. М. Недра. 1971. 237 с.

3 Башкатов Д.Н. Обоснование конечных диаметров инженерно-геологических скважин. Разведка и охрана недр. 1970. №7. 29-32 с.

4 Абдумажитов А.А. Принципы выбора способов бурения и опробования скважин. Ташкент. Фан. 1992. 208 с.

5 Deere D.U., Deere D.W. The Rock Quality Designation (RQD) Index in Practice. Rock Classification Systems for Engineering Purposes, ASTM STP 984, American Society for Testing and Materials, Philadelphia. 1988. p.91-101.

6 Блинов Г.А., Васильев М.Г., Глазов О.С. и др. Алмазосберегающая технология бурения. Л. Недра. 1989. 184 с.

7 Джураев Р.У., Меркулов М.В. Нормализация температурного режима скважины при бурении с продувкой воздухом / монография / Навои. Алишер Навоий номли нашриёт, 2016. 128 стр.

МРНТИ 87.29.02; 36.23.25

ПАЙДАЛЫ ҚАЗБАЛАР КЕН ОРЫНДАРЫН АШЫҚ ИГЕРУ КЕЗІНДЕ ТЕХНОГЕНДІК БҰЗЫЛҒАН ЖЕРЛЕРДІҢ ЖАҒДАЙЫН ЗЕРТТЕУ

Е.Е.Әбдәлімов[1], Ы.Жакыпбек[1], А.С.Кулан[1], Г.Ж Турсбекова[2]

[1]Satbayev University, Алматы қ., Қазақстан

[2]Халықаралық инженерлік-технологиялық университет, Алматы қ., Қазақстан

Аңдатпа: Бұл мақала Қазақстан Республикасындағы пайдалы қазбалар кен орындарын жаппай ашық игеру кезіндегі техногендік бұзылған жерлердің жалпы жағдайы қарастырылған. Еліміздегі минералды шикізат кенорындарын ашық әдіспен игеру ауқымының жыл сайын қарқынды өсуіне байланысты қоршаған табиғи орта шаң-тозаңдармен, газдармен және зиянды химиялық заттектермен ластануы зерделенген. Сонымен қатар елдегі ауыл шаруашылығы жерлерінің эрозиялануы жағдайы келтірілген.

Түйінді сөздер: Ашық игеру, бұзылған жер, зерттеу, топырақ, эрозия, пайдалы қазба.

Қазақстан кен байлықтарының қоры, елдің даму стратегиясын анықтайтын негізгі факторы, сондай – ақ әр алуандығы жағынан жер шарындағы бай аймақтардың бірі. Минералдық шикізат қорлары елдің ұлттық экономикасының тұрақты дамуы мен қауіпсіздігінің маңызды кепілі. Қуатты минералдық шикізат базасының қазіргі жай-күйі республиканы шет елдердің кен қазбаларына тәуелділіктен толық арылтып, Қазақстанның дүниежүзілік

рынокқа минералдық шикізат қорлары мен оның өңделген өнімдерін шығаруына мүмкіндік берді. Қазақстанда ең ірі деген 500-ге жуық кен орындары бар [1].

Республикада өнеркәсіптік объектілерді, желілік құрылыстарды және басқа да кәсіпорындарды салу кезінде, пайдалы қазбалар кен орындарын игеру, оларды өңдеу және геологиялық барлау кезінде 245,2 мың га жер бұзылған, оның ішінде 55,8 мың га игерілген жер мелиорацияып пайдалануға берілген. Бұзылған жерлердің көп бөлігі тау-кен игеру, көлік, байланыс, ғарыш қызметі, қорғаныс, ұлттық қауіпсіздік және кейбір ауылшаруашылық емес мақсаттағы жерлерге жатқызылады [2]. Бұзылған жерлердің ең көп мөлшері үш облыста орналасқан: Маңғыстауда – 70,5 мың га, қайта қалпына келген 9,4 мың га, Қарағандыда – 45,9 мың га, қайта қалпына келген 10,7 мың га және Қостанайда – 40,1 мың га, қайта қалпына келген 13,8 мың га.

Қазіргі уақытта Васильков алтын кен орнын ашық әдіспен игеру кезінде тау-кен жұмыстарымен бұзылған жер көлемі 2031,3 га құрайды. Аумақты бұзудың негізгі объектілері: карьер – 169,6 га; өнеркәсіп алаңы – 204,5 га; үйінді – 497,9 га; қалдық қоймасы – 903,4 га [3]. Қоңырат кен орнын ашық әдіспен пайдалану кезінде бұзылған, рекультивациялануға жататын жердің жалпы көлемі 1096,9 га құрайды, оның ішінде: 790,12 га – ауылшаруашылық алаңы, 267,1 га – экологиялық және санитарлық-гигиеналық аумақ, 39,68 га құрылыстық аумақ [4].

Нұрқазған тау-кен байыту комбинатында тау-кен жұмыстары кезінде 477,58 га жер бұзылған, оның ішінде зауыттың тұрақты қалдық қоймасының ауданы 338,25 га. Бұзылған аумақтардан кесілген өсімдік топырағының жалпы көлемі 932 425 м^3 [5]. «Ақтоғай тау-кен байыту комбинаты» комбинатының жобасы бойынша жер телімінің көлемі 3754,65 гектарды құрайды. Алынған құнарлы топырақ осы объектілерді рекультивациялауда пайдалану үшін карьердің, тау жыныстарының үйіндісінің, жобаланған өндірістік алаңдардың және объектілердің жанындағы құнарлы топырақ қабатының жобаланған үйінділерінде сақталады [6].

Жер балансының деректері бойынша республиканың бұзылған аумақтарында бос және тау жыныстары үйінділері, қалдық қоймалары, күл үйінділері, тау-кен карьерлері, мұнай кен орындары мен қоралар бар. Ең көп бұзылған жерлер Қарағанды, Қостанай, Маңғыстау, Ақмола, Шығыс Қазақстан, Ақтөбе және Павлодар облыстарында орналасқан. Бұзылған жерлер аумақтарының едәуір бөлігі өнеркәсіп, көлік, байланыс, ғарыш қызметі, қорғаныс, ұлттық қауіпсіздік қажеттіліктеріне және басқа да ауыл шаруашылығы емес мақсаттарға пайдаланылады. Минералды шикізат кенорындарын ашық әдіспен игеру ауқымының жылдан-жылға қарқынды өсуіне байланысты қоршаған табиғи орта шаң-тозаңдармен, газдармен және зиянды химиялық заттектермен ластанады да, экологиялық тепе-теңдіктің өзгереді (1 – сурет). Осыған байланысты, аймақтық мағынада жергілікті атқарушы органдар қолданыстағы заңнамаға сәйкес тау-кен өндіру кәсіпорнындағы бар бұзылған жерлерді қалпына келтіру бойынша қажетті шараларды қабылдауға міндетті.

Өндірістік объектілерді, желілік құрылыстарды және басқа да кәсіпорындарды салу кезінде, пайдалы қазбалар кен орындарын игеру, оларды өңдеу, геологиялық барлау жұмыстары кезінде бұзылған жер учаскелері қайта қалпына келтіруге. Республикада өз аумағындағы жерлерді бұзған 2888 кәсіпорын мен ұйым бар. 2021 жылы 3,7 мың га жер бұзылып, 15,9 мың га бұзылған жер игеріліп, 61,1 мың га бұзылған жер қалпына келтірілді. Ең көп бұзылған жер аумағы Қостанай облысында – 1,9 мың га. Ақтөбе облысында бұзылған жердің ең үлкен аумағы – 1,5 мың гектар қалпына келтірілді.

Республикада 100 миллион тоннадан астам қатты тұрмыстық қалдықтар мен 23 миллион тоннадан астам өндірістік қалдықтар, оның ішінде техногендік минералдық түзілімдер жинақталған. Олардың құрамында тұрақты органикалық ластаушылар – хром және қорғасын, кадмий және мырыш сияқты ауыр металдар бар. Өнеркәсіп қалдықтарымен, оның ішінде техногендік минералдық түзілімдермен (ТМТ) жағдай өте қанағаттанарлықсыз болып қалуда. Бүгінгі күні республикада 775 қатты тұрмыстық қалдықтар нысаны есепке алынды, оларда 34 миллиард тоннаға жуық өндірістік қалдықтар жинақталған, жыл сайынғы өсу үрдісі байқалады.

Тау-кен өнеркәсібінің дамуы жердің улы заттармен ластану процесін күшейтті. 2010 жылғы қаңтардағы жағдай бойынша республикада 43 миллиард тоннадан астам қалдықтар шығарылды, оның 600 миллион тоннаға жуығы улы. Бұл көрсеткіш жыл сайын 700 миллион тонна өнеркәсіптік қалдықтарға артып отыр, оның 250 миллион тоннаға жуығы улы. Елдің бір тұрғынына орта есеппен бір жарым мың тоннаға жуық өндірістік және коммуналдық қалдықтар келеді, бұл Еуропа елдеріндегі қалдықтардың жинақталу деңгейінен асып түседі. Ең көп үлесті Қарағанды – 29,4%, Шығыс Қазақстан – 25,7%, Қостанай – 17% және Павлодар – 14,6% облыстарындағы тау-кен байыту кешендерінің қалдықтары құрайды.

Қостанай, Қарағанды, Ақтөбе, Шығыс Қазақстан, Павлодар, Батыс Қазақстан, Атырау және Жамбыл облыстарында орналасқан көмір, қара металдар, фосфорит өндіруші кәсіпорындарда тау-кен және өңдеу қалдықтарының біршама үйінділері жинақталған. Көмір өндіретін жерлерде топырақтың ластануының белгісі қара дақ тәрізді болып келеді, бұл өсімдіктерге арналған қоректік заттардың теңгерімсіздігімен, өндіру кезеңіндегі антропогендік жүктеменің дәрежесімен, қолданылатын агротехнологиялармен, тұрақты мониторингтің болмауымен және тау-кен кәсіпорындарындағы бұзылған жерлердің уақытылы рекультивацияланбауымен түсіндіріледі.

Барлық өнеркәсіптік аймақтарда экологиялық қауіпті әсер ету зоналары бар: қоқыс үйінділері, үйінділер, карьерлер, ұңғымалар, жалпы ауданы 60 мың гектардан асатын тау-кен қалдықтары, олар үнемі топырақты ластайды. Тек түсті металлургия кәсіпорындарының қызметі нәтижесінде 22 миллиард тоннадан астам қалдықтар жинақталды, оның ішінде 4 миллиард тоннаға жуық тау-кен қалдықтары, улы – 1,1 миллиард тоннадан астам байыту қалдықтары және 105 миллион тонна металлургиялық қайта бөлу қалдықтары.

Түсті металлургия қалдықтары алып жатқан аумақ шамамен 15 мың гектарды құрайды, оның ішінде тау жыныстары үйінділері 8 мың гектарды, өңдеу зауыттарының қалдықтары – 6 мың гектарға жуығын және металлургиялық зауыттардың үйінділері – 500 гектардан астам жерді алып жатыр. Қара металлургия мен химия өнеркәсібіндегі қалдықтардың көлемі де шамамен осындай.

1 Сурет– Ашық тау-кен жұмыстарының экологиялық әсері

Жоғарыда аталған жағдайлар топырақтың бұзып, гумусты-аккумуляциялық горизонттың үстіңгі қабатын шайып, ұшырып әкетуге және олардың құнарлылығын жоғалтып жердің деградациясының ең қауіпті түрлерінің бірі эрозияға алып келеді. Көптеген жағдайларда эрозия процестері антропогендік әсердің әсерінен пайда болады және дамиды. Ал елімізде аумағында топырақ эрозиясы топырақтың құрғатуымен қатар, деградацияның барлық түрлерінің ішінде ең көп таралғаны болып табылады.

Эрозия орасан зор экономикалық және экологиялық зиян келтіреді, өйткені ол ауыл шаруашылығы өндірісінің негізгі құралы және биосфераның дербес құрамдас бөлігі ретінде топырақтың құнарлылығына қауіп төндіреді.Топырақ эрозия процестерінің дамуы табиғи жағдайлардың (климат, жер бедері, топырақтың механикалық құрамы және т.б.) жиынтығымен де, оларға антропогендік әсер ету дәрежесімен және жерді, кен орындарын игеру кезінде топырақты жарамсыз етуімен, және ауыл шаруашылығын пайдалану қарқындылығымен де анықталады. Топырақтың бұзылуы мен құнарлылығын жоғалтудың негізгі факторына байланысты су және жел эрозиялары ажыратылады. Қазақстан Республикасындағы жерлердің сапалық сипаттамалары бойынша 90 млн га-дан астам эрозияға ұшыраған және эрозияға қауіпті жерлер бар, оның 29,3 млн га-сы нақты эрозияға ұшыраған.

Эрозияға ұшыраған ауыл шаруашылығы жерлерінің ең көп үлесі (оның жалпы алаңының 30%-дан астамы) Алматы, Атырау және Түркістан облыстарында орналасқан. Ауыл шаруашылығы жерлерінің құрамындағы эрозияға ұшыраған жерлердің ең аз үлесі (5%-ға дейін) Ақмола, Қарағанды, Қостанай және Солтүстік Қазақстан облыстарында кездеседі. (2-сурет) [2].

2 Сурет – Ауыл шаруашылығы жерлерінің эрозиялануы (2021 ж.) [1]

Пайдалы қазбаларды ашық әдіспен өндіру кен орнын игеру аймағында аршылған жыныстарды сақтау кезінде айтарлықтай аумақтарды бұзу және сыртқы үйінділердің пайда болуы түріндегі табиғи ортаға үлкен қауіп төндіреді. Мұндай жағдайларда тау-кен жұмыстарын жүргізу кезінде ашық игеру әдісінің аумағының топырақ жамылғысына техногендік әсер байқалады, сондықтан бұзылған жерлерді қалпына келтіру және оларды халық-шаруашылық

пайдалануға уақтылы қайтару қоршаған ортаны қорғау және жер қойнауын игеру ауданындағы табиғатты қорғау жағдайын оңтайландыру жөніндегі іс-шаралар жүйесінде аса маңызды экологиялық проблема болып табылады. Сонымен қатар бұзылған жерлерді дер кезінде рекультивациялау және техногендік бұзылған аумақтың жай-күйін зерделеу маңызды болып саналады.

Ғылыми мақала ҚР ҒЖБМ 2023/АР19576993 гранттық қаржыландыру жобасы бойынша дайындалды

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 https://kk.wikipedia.org/wiki/Қазақстанның_кен_ресурстары
2 2021 жылғы Қазақстан Республикасы жерлерінің жай күйі мен пайдаланылуы туралы жиынтық талдамалық есеп
3 Отчет по АО «Altyntau Kokshtau» за 2017 год. Кокшетау, 2017.
4 Рабочий проект. Реконструкция карьера «Коунрад» в части отработки восточного борта. Алматы, 2012. -214 с.
5 Нурказганский ГОК. Оценка воздействия на окружающую среду. Жезказган, 2017. -274 с.
6 Рабочий проект «Расширение Актогайского ГОКа. Обогатительная фабрика сульфидных руд». Астана, 2018. -234 с.

УДК 528.9

КАРТОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ТЕРРИТОРИИ КЫЗЫЛОРДИНСКОЙ ОБЛАСТИ, ПО КОМПЛЕКСУ НЕБЛАГОПРИЯТНЫХ ФАКТОРОВ

Н.Н. Жақсығұл
Международная образовательная корпорация, г.Алматы, Казахстан

Аннотация. Республика Казахстан и, в особенности, Кызылординская область, является одной из наиболее экологически уязвимых стран. Это объясняется наличием факторов географического, территориального, пространственного и социально-экономического характера.

Неудовлетворительная экологическая ситуация в Кызылординской области оказывает все более серьезное влияние на здоровье человека. Влияние вредных экологических факторов на здоровье человека создает ряд условий, которые определяют возникновение компенсаторных процессов и приводят к срывам адаптации. Основные показатели здоровья населения связаны не только с экологическими факторами, но и с социальными характеристиками здоровья.

Особое внимание уделяется идентификации нежелательных факторов, таких как последствия песчаных бурь и усыхание Аральского моря, и их влиянию на окружающую среду и здоровье населения.

Полученные результаты: Был проведен картографический анализ для территории Кызылординской области, по комплексу неблагоприятных факторов.

Ключевые слова: экология, картографический анализ, неблагоприятные факторы, влияние на население.

В настоящее время Кызылординская область - это динамично растущий регион с развитой инфраструктурой, промышленностью, сельскохозяйственным производством, наукой и культурой. Демографическая численность населения области на декабрь месяц 2023 года, достигла 841,4 тысячи человек, включая 394,9 тысячи человек (46,9%) – городского населения, 446,5 тысячи человек (53,1%) – в сельской населения. Общая площадь Кызылординской области занимает 227 000 кв. км, территория которого делится на семь районов. Природа области многообразна. На обширной территории преобладают низменности и равнины. Она отличается засушливостью и высокой континентальностью.

Перспективная цель города преимущественно идентифицирует стремительными темпами восстановления агропромышленности, что придает ему статус города космического научно-исследовательского центра, инсталляционного объекта для населения Приаралья, важного и научного центра для устранения комплекса проблем Аральского моря, чтобы превратить город в экономическо-стабильный, историко-ценный и образовательный центр республики.

В последние годы уровень рождаемости населения увеличился. Изменения в демографической структуре города отражаются на естественном приросте населения. Коэффициент естественного прироста населения за первый год составил 22,13 %. Движение населения по механическому пути положительное.

Карта плотности населения Кызылординской области отражает количество зарегистрированных граждан, с показанием диаграммы численности на гендерное различие, и с основой плотности на регионы. Цвет квадрата отражает доминирование в этом регионе определенной плотности. Одним из частых способов картографирования плотности населения является картограмма. Картограммы — это тематические карты, состоящие из цветных, заштрихованных или узорчатых многоугольников, которые показывают количество объектов.

Ниже была создана карта плотности населения для области, на которой светлые регионы показывают более низкую плотность, а темные — более высокую. Это интуитивно понятный способ представления густонаселенных территорий, поскольку можно легко связать значения цвета с конкретными географическими областями (Рисунок 1).

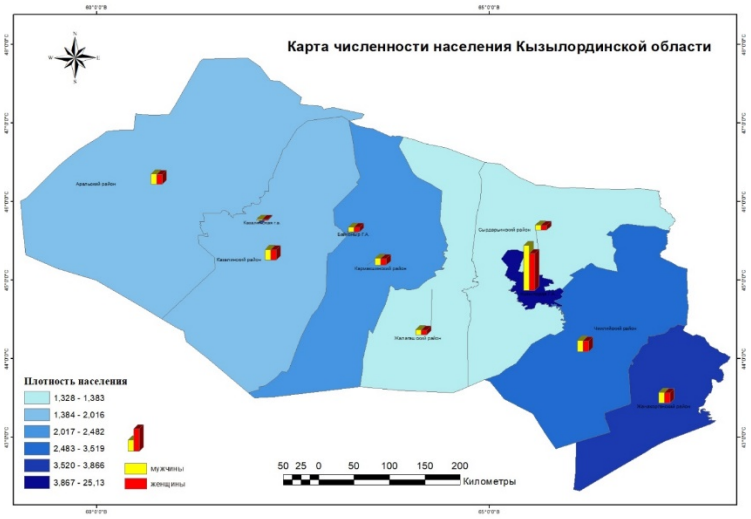


Рисунок 1 – Карта численности населения Кызылординской области за 2023 год

Взаимоотношения с природой и окружающей средой порождают потребность в описании территорий и уровней их влияния, а также необходимость в новом направлении картографии - экологическом картографировании.

Экологическое картографирование позволяет анализировать, собирать и наносить на карту информацию о состоянии окружающей среды и оценивать экологическую ситуацию на конкретной территории.

На данный момент главной целью составления экологической карты территории является анализ состояния окружающей среды и ее динамики, определяющей изменчивость экологических факторов, влияющих на здоровье жителей и состояние биологического разнообразия.

Основные неблагоприятные факторы в Кызылординской области включают:

- Проблемы окружающей среды: источники водоснабжения и почвы подвержены воздействию засоления и загрязнения, что негативно сказывается на сельскохозяйственном производстве и экосистемах. Изменения в окружающей среде также могут повлиять на здоровье населения;

- Утрата разнообразия: из-за изменений в экосистеме и воздействия человека биологическое разнообразие сокращается, а местные виды растений и животных находятся под угрозой исчезновения;

- Засушливый тип климата: для Кызылординской области характерен сухой климат с недостаточным количеством осадков и высокими температурами летом. Это создает негативные условия для развития сельского хозяйства и управления водными ресурсами.

Для проведения картографического исследования неблагоприятных факторов в Кызылординской области были применены материалы из различных источников, таких как географические информационные системы с программным обеспечением (ГИС-системы) и статистические отчеты.

Производство промышленной продукции является важным фактором экономического развития, однако оно часто сопровождается загрязнением окружающей среды. В данной статье анализируется взаимосвязь между промышленностью, качеством воздуха и здоровьем населения на примере Кызылординской области.

На первом этапе анализа составляется карта, показывающая распределение промышленных объектов в области. На этой карте отмечено расположение предприятий и других промышленных объектов, которые могут оказывать воздействие на окружающую среду (Рисунок 2).

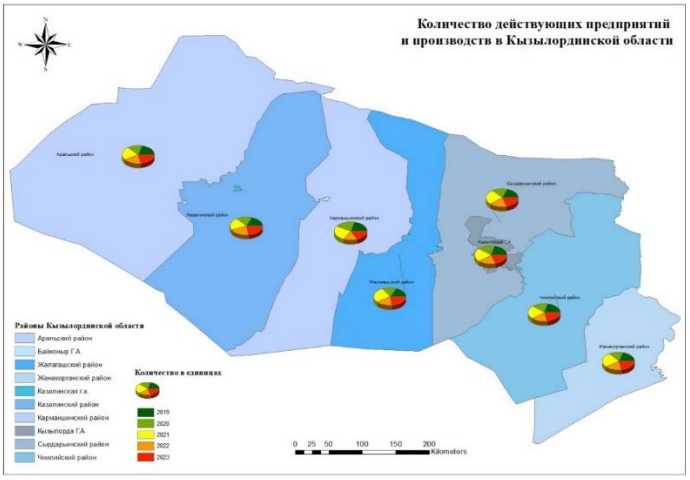


Рисунок 2 – Карта промышленности

Кызылорда расположена в центральной части к востоку от Арала, при этом значительная часть территории региона практически лишена растительных покровов и занята песками. Неблагоприятные природные условия не препятствуют развитию промышленности в регионе. В районе действует Дощанское нефтяное месторождение, определяющее развитие нефтедобывающей и нефтеперерабатывающей промышленности. Также в области разрабатываются месторождения урана. Энергетика региона включает в себя четыре крупные тепловые электростанции. Также развиваются рыбная промышленность, рыбопереработка и производство продуктов питания.

Предприятия и промышленные объекты связаны с загрязнением воздуха, как правило, потому, что их производственные процессы выбрасывают вредные вещества в атмосферу. В таких отраслях, как тяжелая промышленность, энергетика и автотранспорт, несоблюдение стандартов экологической безопасности может оказать значительное влияние на качество воздуха.

Выбросы от стационарных источников, таких как заводы, электростанции, котельные и другие производственные объекты, могут быть значительными и иметь серьезное воздействие на качество воздуха в окружающей среде. Эти источники обычно подвергаются регулированию с помощью различных нормативов и стандартов, чтобы сократить их негативное воздействие на окружающую среду и здоровье людей (Рисунок 3).

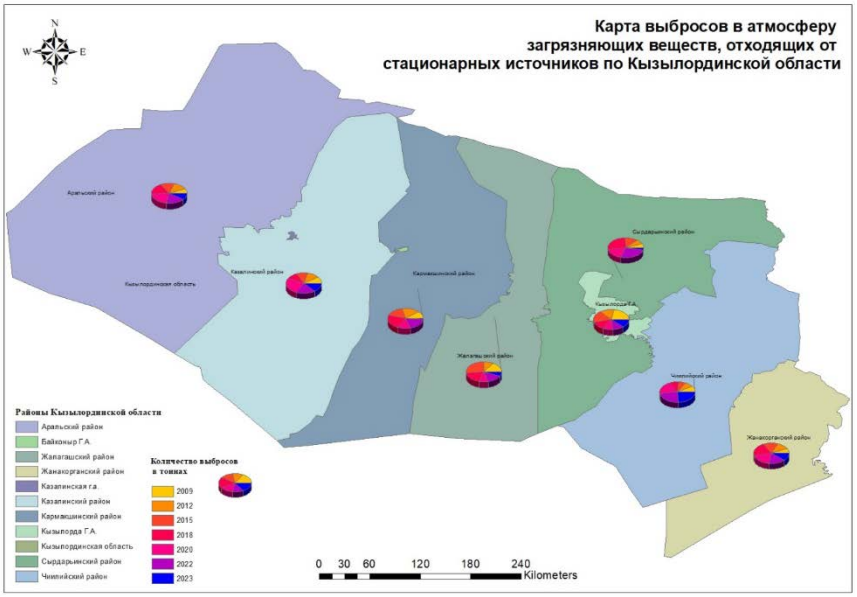


Рисунок 3 – Выбросы в атмосферу загрязняющих веществ от стационарных источников (в тоннах)

Загрязнение воздуха промышленными предприятиями вызвано выбросами ядовитых веществ в атмосферу с предприятий, рудников и автотранспортных комплексов. Промышленные предприятия содержат различные загрязнители воздуха, такие как твердые частицы, диоксид серы, оксиды азота и другие токсичные химические вещества (Таблица 1).

Выбросы от источников точечных выбросов, также известных как выбросы от стационарных источников, выделяются и рассеиваются в атмосфере от идентифицируемых источников на большой высоте или на уровне земли (Рисунок 4). Стационарные источники выбросов, это источники, которые можно легко отследить, например, дымовые трубы или вентиляционные отверстия.

Таблица 1 – Данные выбросов от стационарных источников в тоннах

	2009	2012	2015	2018	2020	2022	2023
Кызылординская область	34 146,9	31 650,2	30 183,4	26 085,0	28 412,4	29 251,0	21 925,4
Кызылорда г.а	30 408,9	24 237,8	22 120,7	17 414,1	17 943,9	17 229,2	15 264,5
Байконыр г.а	0,4	0,7	6,6	18,9	534,3	532,7	509,1
Аральский	441,1	1 162,5	1 402,5	1 293,3	1 745,1	1 719,9	703,9
Жалагашский	362,9	265,4	659,8	439,4	298,9	350,4	139,8
Жанакорганский	796,6	1 558,5	2 408,6	2 469,8	2 536,8	2 464,5	1 374,4
Казалинский	627,6	956,7	1 004,8	804,2	1 728,4	1 725,8	900,0
Кармакшинский	338,2	765,2	648,2	737,0	585,6	670,2	43,9
Сырдарьинский	272,9	361,7	873,3	1 581,9	1 029,9	1 648,9	179,0
Шиелийский	898,6	909,2	1 058,9	1 299,4	2 009,5	2 909,3	2 810,8

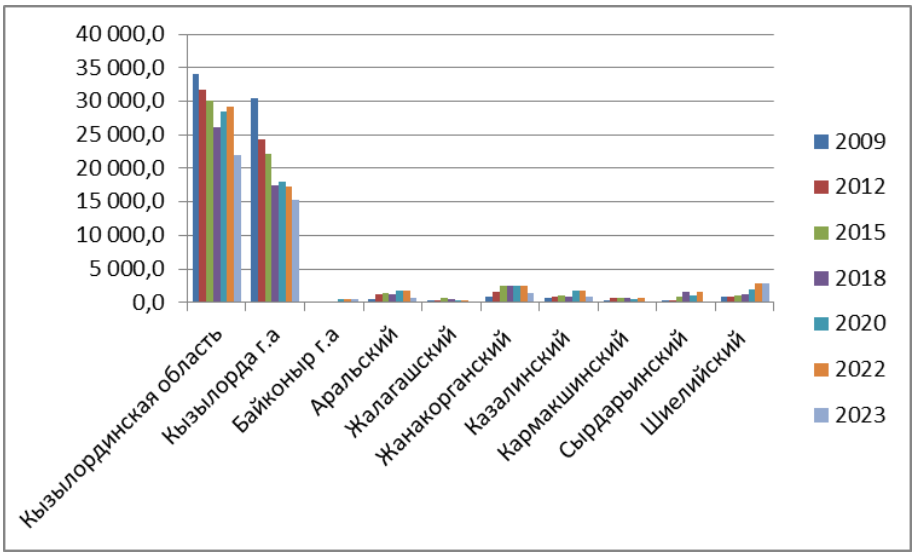


Рисунок 4 – Диаграмма выбросов в атмосферу загрязняющих веществ

Промышленное загрязнение воздуха оказывает серьезное воздействие на людей, живущих в индустриальных городах. Долговременное воздействия этих загрязняющих веществ может вызвать дыхательные, а также сердечно-сосудистые и злокачественные заболевания. Оно также способствует снижению функции работы легких, повышению частоты приступов астмы и других нарушений дыхания. Промышленное загрязнение воздуха может оказывать значительное влияние на здоровье человека и окружающую среду, способствуя ухудшению экологической обстановки, например кислотным дождям и изменению климата.

Загрязнение воздуха способствует развитию и прогрессированию хронических заболеваний, таких как сердечно-сосудистые и дыхательные. Результаты большинства исследований были посвящены влиянию воздействия PM10 и PM2.5, связанного с движением транспорта. Цель данного исследования заключалась в изучении связи различных компонентов промышленного загрязнения воздуха с возникновением хронических заболеваний у людей, проживающих вблизи промышленных зон.

Карты атмосферных выбросов занимают значимое положение в мониторинге экологической обстановки и принятии решений. Они помогают правительству и организации по охране окружающей среды выявлять неблагоприятные районы и разрабатывать меры для сокращения вредных веществ. Они также могут использоваться в образовательных целях для повышения осведомленности общественности о проблемах загрязнения воздуха и стимулирования совместных усилий по решению этой проблемы.

Карты выбросов загрязняющих веществ в атмосферу являются важным инструментом для мониторинга загрязнения воздуха и защиты окружающей среды. Прогресс в области технологий и методов анализа данных позволил создавать все более точные и информативные карты, которые играют важную роль в принятии решений и разработке стратегий по защите окружающей среды и здоровья населения.

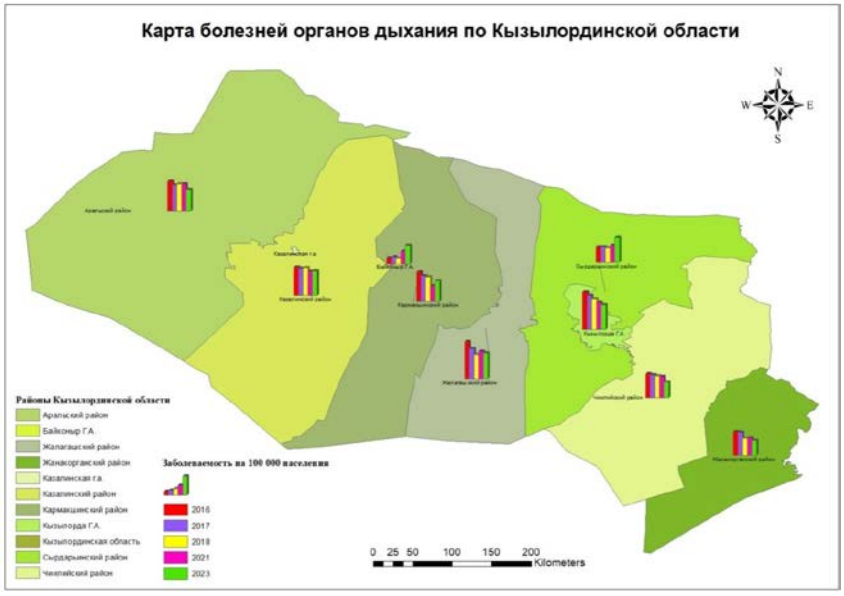


Рисунок 5 – Карта болезней органов дыхания на 100 000 население

Загрязнение атмосферного воздуха представляет собой значительную угрозу для состояния окружающей среды, а также здоровья людей и экономики. Промышленность играет важную роль в загрязнении воздуха и должна уделять основное внимание вопросам контроля и снижения выбросов. Это является не только нравственной обязанностью, но и долгосрочной пользой для предприятий и населения в целом.

Исследование показывает, что некоторые компоненты промышленного загрязнения воздуха могут способствовать развитию целого ряда заболеваний (Рисунок 5).

Статья направлена на анализ взаимосвязи между различными параметрами, включая промышленности и производства, здоровье населения и качество атмосферы воздуха, с помощью создания карт: карты промышленности, карты здоровья населения и карты качества атмосферы воздуха. Эти анализы помогут нам понять потенциальное влияние промышленных процессов на здоровье населения через загрязнение воздуха и определить области, где необходимы конкретные действия для улучшения состояния окружающей среды и здоровья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 «Бюро национальной статистики» [Электронный ресурс]. -2023. -https://stat.gov.kz/

2 Bhola R. Gurjar., Luisa T. Molina, and C.S.P. Ojha. Air pollution: Health and environmental impacts

3 Марцуль В.Н. Защита атмосферы от промышленных выбросов: Учеб. Пособие. Минск: БГТУ. 2016. С.258.

4 Ветошкин А.Г. Инженерная защита окружающей среды от вредных выбросов: Учеб. Пособие. Москва: Инфра-инженерия. 2017. С.414.

УДК 528.921

ОЦЕНКА ПРИРОДНО – РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА КОСТАНАЙСКОЙ ОБЛАСТИ

Д.С.Бекболат

Международная Образовательная Корпорация, г.Алматы, Казахстан

Введение

На сегодняшний день, в условиях изменяющейся экологической ситуации и увеличивающегося давления на природные ресурсы, оценка природно-ресурсного потенциала и анализ динамики ландшафта в сельских регионах становятся все более актуальными. Глобальные вызовы, такие как изменение климата, потеря биоразнообразия и деградация почв, подчеркивают важность понимания состояния и потенциала природных ресурсов для устойчивого развития. Сельские территории играют ключевую роль в обеспечении продовольственной безопасности, а также предоставляют важные экосистемные услуги. Однако, под воздействием климатических изменений, антропогенной активности и экономического развития, эти регионы сталкиваются с угрозой потери природных ресурсов и деградацией экосистем.

Костанайская область, значительная часть Северного Казахстана, может похвастаться богатым природным ландшафтом, переплетенным с разнообразными ресурсами, имеющими решающее значение для экологической целостности и жизнеобеспечения человека. В данной статье объединяются научные методологии ландшафтного картографирования с комплексными оценками потенциала природных ресурсов для выяснения сложной динамики в пределах Костанайской области. С помощью инновационных картографических методов и междисциплинарного анализа это исследование призвано дать представление о распределении ресурсов, пространственных закономерностях и экологической значимости, способствуя принятию обоснованных решений для устойчивого развития и усилий по сохранению.

Анализ динамики ландшафта позволяет лучше понять, как используются и изменяются природные ресурсы во времени. Это помогает разрабатывать эффективные стратегии управления, направленные на сохранение и улучшение состояния окружающей среды. На основе анализа динамики ландшафта можно делать прогнозы о будущих изменениях в окружающей среде. Это позволяет принимать меры предосторожности и разрабатывать планы адаптации к изменяющимся условиям. Понимание изменений в ландшафте помогает оценить и прогнозировать экологические последствия различных видов человеческой деятельности, таких как урбанизация, сельское хозяйство, промышленность и добыча полезных ископаемых. Результаты анализа могут служить основой для принятия решений на уровне государственного и местного управления, а также для частных компаний и организаций, заинтересованных в устойчивом использовании природных ресурсов.

Определение природно-ресурсного потенциала включает в себя оценку и анализ природных возможностей территории для удовлетворения человеческих потребностей. Он охватывает широкий спектр природных ресурсов, таких как водные ресурсы, почвы, растительность, животный мир, минеральные ресурсы, климатические условия и другие, а также оценку их экономического и экологического значения.

Кроме того, природно-ресурсный потенциал учитывает взаимосвязь и взаимодействие между различными компонентами природной среды, а также их изменчивость во времени под воздействием природных и антропогенных процессов.

Это понятие позволяет оценить, насколько эффективно и устойчиво используются природные ресурсы на определенной территории, а также выявить потенциальные возможности для их дальнейшего развития и сохранения.

В современном мире вопросы устойчивого развития и эффективного использования природных ресурсов приобретают все большее значение. В этом контексте особое внимание уделяется оценке природно-ресурсного потенциала территорий, так как она является ключевым элементом разработки устойчивых стратегий землепользования и обеспечения экологической устойчивости регионов. Одним из таких регионов, подвергающихся воздействию различных природных и антропогенных факторов, является Костанайская область.

Костанайская область, расположенная в центральной части Республики Казахстан, обладает богатым природным наследием и значительным разнообразием ландшафтов. В связи с этим, оценка природно-ресурсного потенциала ее ландшафта становится актуальной задачей, направленной на более эффективное управление землепользованием, рациональное использование природных ресурсов и сбалансированное развитие экономики региона.

Государственный лесной фонд Костанайской области составляет 1 146 087 га, в том числе покрытая лесом площадь – 269 614 га. В ведении акимата Костанайской области находятся 457 718 га лесного фонда, в том числе покрытые лесом – 239 301 га., не лесные угодья составляют – 163324 га (пашня, сенокосы, пастбища, дороги и т.д.) Охрана, защита, воспроизводство лесов осуществляются 11 коммунальными государственными учреждениями лесного хозяйства Управления природных ресурсов и регулирования природопользования акимата Костанайской области (3 учреждения лесного хозяйства хвойные, 8 учреждений лесного хозяйства лиственные). [1]

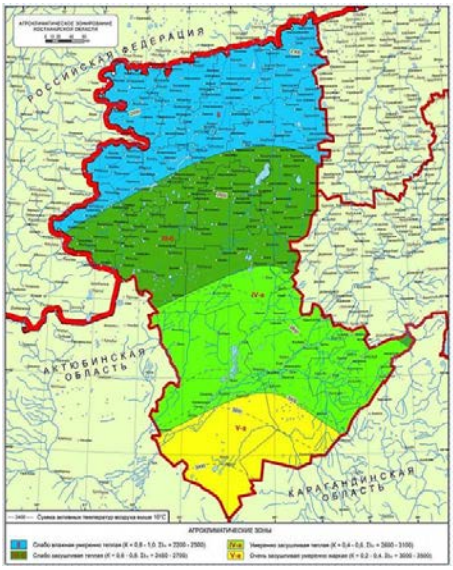
Исследование природно-ресурсного потенциала ландшафта предполагает комплексный анализ физических, биологических и географических характеристик территории с целью выявления ее возможностей и ограничений для различных видов хозяйственной деятельности. Такой подход позволяет учесть не только природные особенности, но и социо-экономические факторы, формируя базу для разработки устойчивых стратегий развития региона.

Погодные условия

Костанайская область, расположенная в центре Евроазиатского материка, характеризуется выраженным континентальным климатом. Климатические условия на территории области подвержены широким изменениям, обусловленным географическим положением и влиянием природных факторов, таких как Уральские горы на западе и Казахский мелкосопочник на востоке.

Западные воздушные массы, преодолевая Урал и Зауральское плато, испытывают значительное иссушение, в то время как на восточных склонах Казахского мелкосопочника и прилегающих равнинах они освобождают остатки своей влаги. Это приводит к определенным особенностям климата: изогиеты на территории области нисходят к западу и востоку, а поднимаются в центральной части.

Климат области характеризуется постепенным увеличением температур и уменьшением осадков с севера на юг. Показатели теплового и влажностного режима изменяются в следующих пределах: среднегодовая температура воздуха от -10°С до -6.9°С, среднеиюльская от +19.3°С до +25.1°С, среднеянварская от -18°С до -8.2°С. Средняя продолжительность безморозного периода составляет от 110 до 160 дней, а с устойчивым снежным покровом — от 160 до 105 дней. Годовая сумма осадков изменяется от 390 мм на севере до 159 мм на юге.



Показатели	Зона			
	I	II	III	IV
Количество осадков за теплый период, мм	220-280	180-220	120-180	80-120
Повторяемость засухи, %	21-40%, вероятность 1 раз в 3-5 лет	41-60%, вероятность 1 раз в 2-3 года	61-80%, вероятность 1 раз в 2 года	81-100%, вероятность ежегодная
Биоклиматический потенциал, ц/га	40-50ц/га	30-40 ц/га	20-30 ц/га	15-20 ц/га
Дата начала весенне-полевых работ	15.05-20.05	07.05-15.05	02.05-07.05	25.04-02.04

Агроклиматические зоны:
I - Слабо влажная умеренно-теплая К=0,8-1,0;
II - Слабо засушливая теплая К= 0,6-0,8;
III - Умеренно-засушливая теплая К= 0,4-0,6;
IV – Очень засушливая умеренно-теплая К = 0,2-0,4.

Рисунок 1 – Климатические показатели Костанайской области

Зимы обычно холодные и малоснежные. В холодный период область находится под влиянием сибирского антициклона, при ясной погоде температура может опускаться до -30°С - -40°С, иногда ниже. Наибольшая высота снежного покрова обычно наблюдается в феврале и марте. Весна короткая, характеризуется сухостью и быстрым повышением температур, связанным с частыми вторжениями теплых воздушных масс с юга. Лето жаркое и сухое, несмотря на достаточное количество осадков. Количество крайне сухих дней с относительной влажностью воздуха менее 30% на севере составляет 15-20, а на юге достигает 60 и более. Как и весной, летом часты сильные суховеи, которые усиливают испаряемость влаги и способствуют развеванию почв. По данным метеостанций, периодически возникают засухи, причем количество осадков может варьироваться в несколько раз в зависимости от климатических условий.

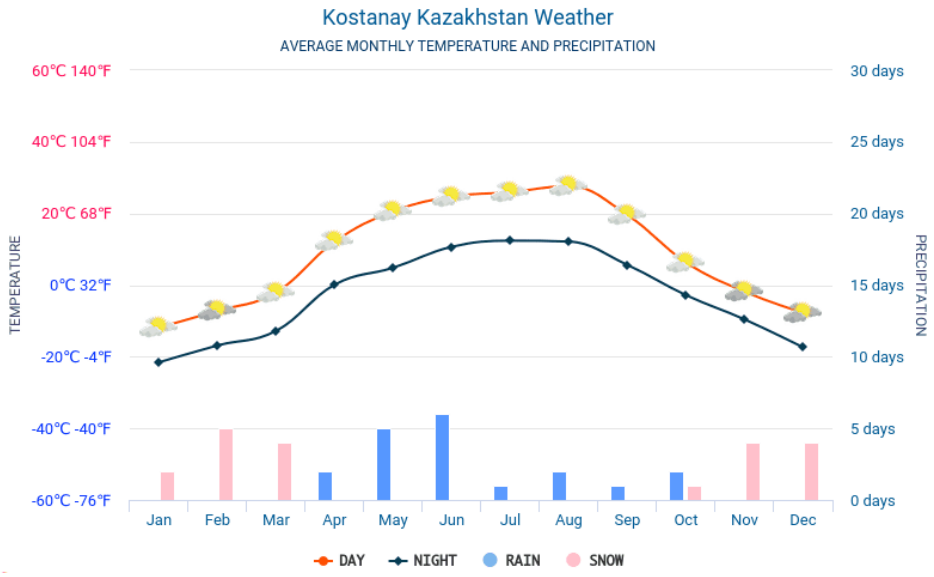


Рисунок 2 - Климатические показатели Костанайской области

Эти климатические показатели оказывают существенное влияние на сельское хозяйство, экономику и общественную жизнь Костанайской области. [2]

Выбор и обоснование методов для исследования природно-ресурсного потенциала важны для достижения надежных результатов и достоверных выводов. Географические информационные системы (ГИС): ГИС позволяют интегрировать, анализировать и визуализировать пространственные данные о природных ресурсах и ландшафте. Этот метод обоснован, так как он предоставляет возможность создания картографических моделей, анализа распределения ресурсов и прогнозирования их использования.

Дистанционное зондирование: Использование данных спутникового зондирования позволяет получить информацию о природных ресурсах на больших территориях в короткие сроки. Этот метод обоснован, так как он обеспечивает доступ к широкому спектру данных о ландшафте, включая информацию о рельефе, растительности, почвенном покрове и других параметрах.

Полевые исследования: Проведение полевых исследований позволяет получить первичные данные о природных ресурсах, а также проверить достоверность и качество данных, полученных с использованием других методов. Этот метод обоснован, так как он предоставляет возможность непосредственного наблюдения и измерения природных объектов и явлений.

Статистический анализ: Использование статистических методов позволяет обработать и проанализировать полученные данные, выявить закономерности и тенденции, а также оценить степень достоверности результатов исследования. Этот метод обоснован, так как он позволяет провести качественную и количественную оценку природных ресурсов.

Выбор этих методов обоснован их эффективностью, достоверностью результатов и возможностью интеграции для получения комплексной информации о природно-ресурсном потенциале рассматриваемой территории. Для оценки природно-ресурсного потенциала ландшафта разрабатываются критерии и индексы.

ДЗЗ (дистанционное зондирование Земли) - это метод получения информации об объектах и явлениях на земной поверхности путем анализа изображений, полученных с борта специальных дистанционных зондирующих приборов, установленных на космических спутниках или самолетах.

Методология

Исследование основывается на комплексном анализе географических, геологических, климатических, экологических и экономических данных. Для сбора информации использовались данные государственных статистических органов, а также научные публикации и отчеты по региону.

Конечно, в научной работе методы геопространственного анализа и картографирования представляют собой ключевую часть методологии исследования природно-ресурсного потенциала. В данной работе проводится детальный анализ разнообразия ландшафтов и биоразнообразия на территории исследования с использованием ГИС и дистанционного зондирования. Данные о рельефе, типах почв, растительности, гидрологии и климате обрабатываются с помощью специализированных программных средств для создания картографических моделей и анализа пространственного распределения природных объектов.

В рамках исследования проводится анализ геологической структуры и состава земной коры с использованием геологических данных и методов геопространственного анализа. Создаются карты геологического строения, распределения месторождений полезных ископаемых, а также прогнозируются потенциальные зоны их обнаружения на основе анализа пространственных данных.

В рамках исследования проводится изучение почвенных свойств, их распределение и качество с целью оценки пригодности земель для сельского хозяйства и других видов деятельности. Создаются карты почвенного покрова и

агроклиматических условий, а также определяются оптимальные зоны для различных видов сельскохозяйственной деятельности на основе геопространственного анализа.

В работе проводится анализ данных о реках, озерах, водохранилищах, подземных водах и их характеристиках с использованием геопространственных методов. Создаются карты водных объектов, оцениваются их объемы, качество и распределение, а также изучаются гидрологические процессы и изменения во времени с использованием ГИС и дистанционного зондирования.

Таким образом, в научной работе методы геопространственного анализа и картографирования используются для получения комплексной и объективной информации о природно-ресурсном потенциале территории, что является основой для принятия обоснованных решений в области управления природными ресурсами и планирования территориального развития.

Спектральный анализ данных MODIS MOD13Q включает в себя изучение спектральных характеристик электромагнитного излучения, полученного от поверхности земли. Каждый канал спектра соответствует определенному диапазону длин волн, что позволяет выделить различные составляющие ландшафта.

Оценка текущего состояния

Несмотря на значительные природные ресурсы, Костанайская область сталкивается с рядом проблем, включая истощение почв, загрязнение водных ресурсов, утрату биоразнообразия и другие. Недостаточное управление использованием природных ресурсов и неэффективное использование технологий способствуют деградации окружающей среды.

Для устойчивого развития региона необходимо разработать комплексные стратегии по рациональному использованию и сохранению природных ресурсов. Это включает в себя внедрение современных технологий в сельском хозяйстве, водоуправлении и горнодобывающей промышленности, а также внедрение мер по охране окружающей среды и биоразнообразия.

Заключение

Исследование природно-ресурсного потенциала Костанайской области позволяет выявить основные компоненты и проблемы данного региона, а также определить перспективы его развития. Рациональное использование и сохранение природных ресурсов является ключевым аспектом устойчивого развития региона. Результаты работы могут быть использованы для выявления возможных воздействий на растительный покров, таких как климатические изменения, землепользование, и другие факторы, что может быть важным для принятия решений в области управления природными ресурсами. Данная диссертация представляет собой важный шаг в направлении более глубокого понимания динамики растительности в Костанайской области. Полученные результаты имеют потенциал для использования в сферах природоохраны, сельского хозяйства и климатических исследований, а также могут служить основой для разработки стратегий устойчивого развития региона. Природно-ресурсный потенциал Костанайской области имеет большое значение для развития сельского хозяйства, лесного хозяйства, экологического туризма и других секторов экономики региона. Для оптимального использования природно-ресурсного потенциала рекомендуется разработать и внедрить стратегии устойчивого использования ресурсов, включающие в себя меры по сохранению и восстановлению природных компонентов, а также поддержку инновационных подходов и технологий.

Необходимо продолжить мониторинг и исследования природно-ресурсного потенциала Костанайской области с целью обновления данных и адаптации стратегий развития к изменяющимся условиям и потребностям региона. Исследование подтверждает важность осознанного и устойчивого подхода к управлению природно-ресурсным потенциалом Костанайской области для достижения устойчивого развития региона и обеспечения благополучия его жителей

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Управление природных ресурсов и регулирования природопользования акимата Костанайской области https://www.gov.kz/memleket/entities/kostanai-tabigi-resurstar/documents/details/408573?lang=ru
2. Климат и Погода в Костанай 2024 https://hikersbay.com/climate/kazakhstan/kostanay?lang=ru
3. Давыдов, В. П. Картография / В.П. Давыдов, Д.М. Петров, Т.Ю. Терещенко. - М.: Проспект Науки, 2010. - 208 с.
4. Докучаев, В.В. Картография русских почв / В.В. Докучаев. - М.: ЁЁ Медиа, **2015**. - **811** с.
5. Жоли, Фернан Картография / Фернан Жоли. - М.: АСТ, Астрель, **2013**. - 160 с.
6. Картография с основами топографии. - М.: Просвещение, **2011**. - 368 с.
7. Мустафина, Н. Н., & Муратбаева, Ж. С. (2018). Оценка влияния климатических факторов на земледелие в Казахстане. Известия Национальной академии наук Республики Казахстан. Серия географическая и природные ресурсы, (2), 55-60.
8. Абжанов, М. Т., & Кузембаева, Н. С. (2016). Изменение климата и адаптация сельского хозяйства в Казахстане. Вестник КазНУ. Серия Географическая, (3), 11-18.
9. Жанаева, С. С., Абишева, А. С., & Намазбаева, Г. М. (2017). Влияние изменения климата на растительный покров Казахстана. Вестник КазНУ. Серия Географическая, (1), 37-43.
10. Айтбеков, А. Ш., & Мамырова, А. М. (2019). Проблемы и перспективы использования водных ресурсов Казахстана в условиях изменения климата. Известия Национальной академии наук Республики Казахстан. Серия географическая и природные ресурсы, (4), 97-102.
11. Байбосынова, А. Н., & Токсанбаева, А. Б. (2015). Изменение климата и адаптация сельского хозяйства Казахстана. Вестник КазНУ. Серия Экологическая, (4), 27-34.

УДК 528.8

ПРОВЕДЕНИЕ КАРТОГРАФИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ВЛИЯНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ГОРОДОВ НА ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕРРИТОРИЙ ЦЕНТРАЛЬНОГО КАЗАХСТАНА

Қ. Жұманғазыұлы, Ж.Т. Омиржанова
Международная Образовательная корпорация, г.Алматы, Казахстан

В статье описывается расчет влияния промышленных зон в крупнейших городах Центрального Казахстана на экологическое состояние всего региона.

Ключевые слова: экологическая техноемкость территории, комплексный индекс загрязнения атмосферы, экомониторинг, модифицированный индекс температурных условий.

Введение

Центральный Казахстан на сегодня один из ведущих индустриальных регионов РК, олицетворяющий собой территориально-производственный комплекс тяжелой промышленности, сейчас состоит из двух областей: Карагандинская и Улытауская. Это угледобывающие, металлургические и химико-машиностроительные отрасли РК.

Ключевые отрасли тяжелой промышленности ЦК связаны с добычей коксующегося угля, обработкой руд цветных, черных и редких металлов и необходимых для металлургии, вспомогательных видов сырья. В основе территориально-промышленного комплекса лежат 3 промышленных узла – Караганда-Темиртау, Балхашский и Жезказганский.

Экомониторинг в городах Казахстана, в частности, на территории ЦК проводится регулярно, с описанием состояния в периодических инфо-бюллетенях. Результатом всех антропогенных вмешательств в ЦК привели к истощению природных ресурсов, загрязнению многих территорий, загрязнению компонентов природной среды, образованию искусственных ландшафтов. Право граждан на благоприятную окружающую среду закреплено в Конституции РК, пункте 1 статьи 31 Основного Закона гласит: «Государство ставит целью охрану окружающей среды, благоприятной для жизни и здоровья человека». В этой связи проведение экомониторинга является актуальной задачейю

Материалы и методы

В ЦК действует промышленность, делающая акцент на производстве энергоемкой продукции металлургии, добыче угля и руд десятков полезных ископаемых региона. Границы Центрально-Казахстанского экономического района являются и границами Карагандинской области и новообразованной области Улытау. В состав наиболее мощного и развитого Караганда-Темиртауского промышленного узла входят также города Абай, Сарань, Шахтинск и ряд поселков городского типа. Вышеназванный промышленный узел связан общим технологическим потоком: угольные шахты – углеобогатительные фабрики – коксохимический завод – доменный, сталелитейный и прокатные цехи металлургического комбината г. Темиртау. Балхашский и Жезказганский промышленные узлы выросли на основе развития полного производственного цикла цветной металлургии, главным образом, медной промышленности.

Причем на выбросы металлургической промышленности приходится 98% из общего атмосферного загрязнения ЦК. Анализ изменения объема атмосферных загрязнений области в динамике лет показывает, что до 1997 года наблюдается тенденция к снижению примерно на 13-16 % ежегодно, начиная с 1991 г., что связано с уменьшением общего объема производств в СНГ и в РК.

В статье описывается проведение мониторинга по скачанным космическим снимкам.

Если первоначальный пролет спутниковой системы не брал в охват территорию исследования целиком, тогда бы использовался уже другой пролет дляполучения единого изображения. Таким образом, итого в работе имелись сведения около 4 суток за период с 2014 по 2023 г. в зимний период, а именнов январе месяце и в весенне-летний период.

В статье активно рассмотрены варианты коррекции снимков Landsat. По ранним данным Landsat привычно, что снимки Landsat поступают к пользователю в сыром виде и их нужно долго корректировать. Однако с 2016 года всё стало значительно лучше. И теперь все данные Landsat, к примеру Landsat-8 поставляются уже с геометрической и радиометрической коррекцией. Такими к нам поступают снимки, называющиеся в наборах Landsat Level-1 Data Processing Levels или Landsat Level-1 data product или L1TP. "L1TP" - входит в название скачиваемого продукта.

Если же снимки Landsat имеют в названии такие аббревиатуры, как L1GT или L1GT, то это означает, что они не выдерживают критерии по пройденным коррекциям, которые имеет основная часть снимков Landsat (L1TP), то есть надо дополнительно изучать, как и для чего можно использовать такие данные. Метеорологические условия тоже очень важны для выявления необходимых конкретных ожидаемых результатов по итогу. Важны помимо этого и отсутствие искажений на снимках, также влияет и облачность.

Результаты и обсуждение

Проводим расчет индекса NDVI через инструмент растрового калькулятора

Расчет показателей индекса NDVI, берется за основу по данным снимков различных временных отрезков и сезонов с зафиксированным временным разрешением, который позволяет получить максимально всевозможную картину об изменении границ и еще более подробные данные об имеющейся растительности в выбранной области исследования. В данный момент это наблюдается на примере ЦК.

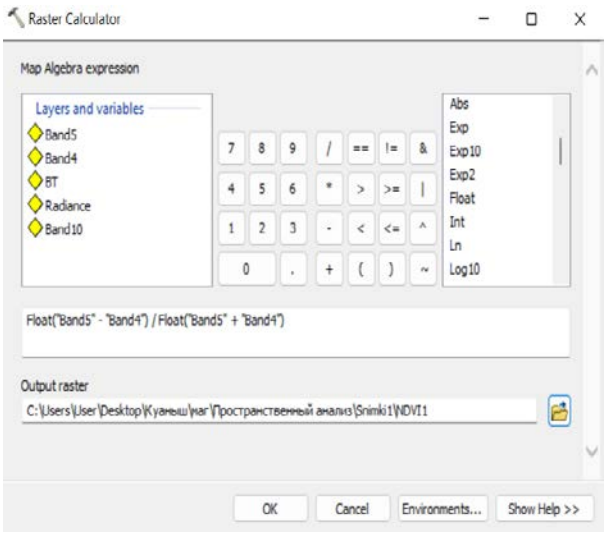


Рисунок 1 - Расчет NDVI

В крупных городах, мегаполисах поверхностный покров включает в себя и растительность, и водоемы, и различные непроницаемые поверхности. В графу под показателем «вода» относится помимо этого все показатели с минусовым значением, а именно искусственные материалы (асфальт, бетон, здания и сооружения), снег и лед и т.д.

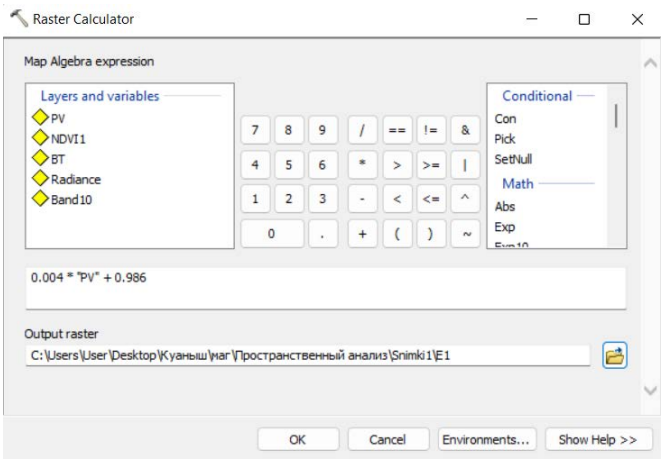


Рисунок 2 - Land Surface Emissivity, расчет излучения

В виде типичного показателя степени теплового воздействия территорий Центрального Казахстана вкачестве изучаемой территорий и для выражения величины теплового острова может выступать оценка интенсивности городского острова тепла (urban heatisland), которая определена по предоставленной ниже формуле:

$$UHI = \Delta TU{-}R = TU - \mathrm{T}R, \qquad (1)$$

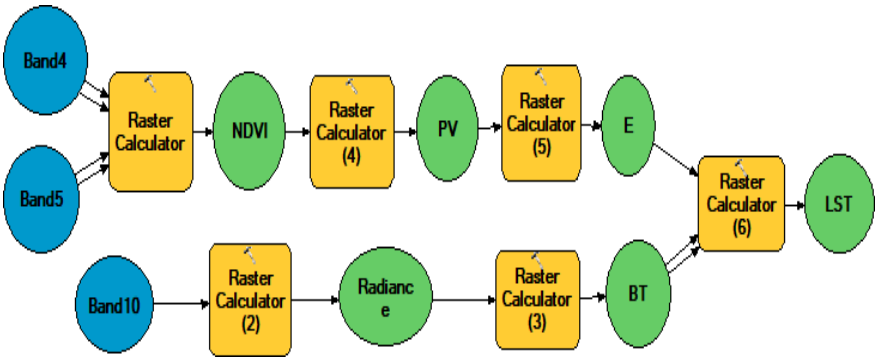


Рисунок 3 - Итоговая модель расчета LST на примере периода

В этом выражение значение TU обозначается, как максимальная температура внутри города, а TR – репрезентативная температура вне города.Таким образом, по итогу интенсивность острова тепла определяется как разница температурных показателей между городской средой и окружающейего загородной территорией. Но плюс ко всему этому существует неопределенность, связанная тесно с выбором репрезентативных нужныхточек, которая характеризует в сравнении температуру городского пространства и пригородной части.

Получаем итоговый результат расчета LST.

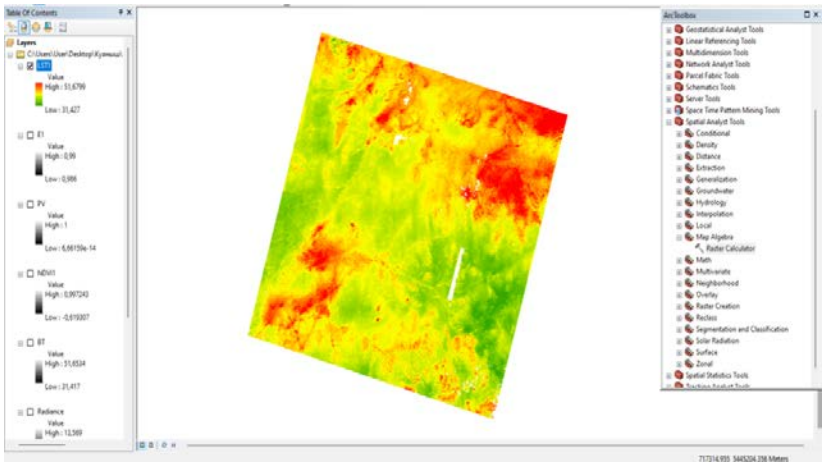


Рисунок 4 - Итоговый результат выбранного снимка

В связи с этим существуют различные показатели, позволяющие оценить интенсивность острова тепла. анализ их признаков и их конкретных формул расчета впору отыскать в работе. В данной работе вводилось четыре признака из рекомендованных для оценки интенсивности поверхностного острова тепла, которые вдобавок были использованы в процессе работе.

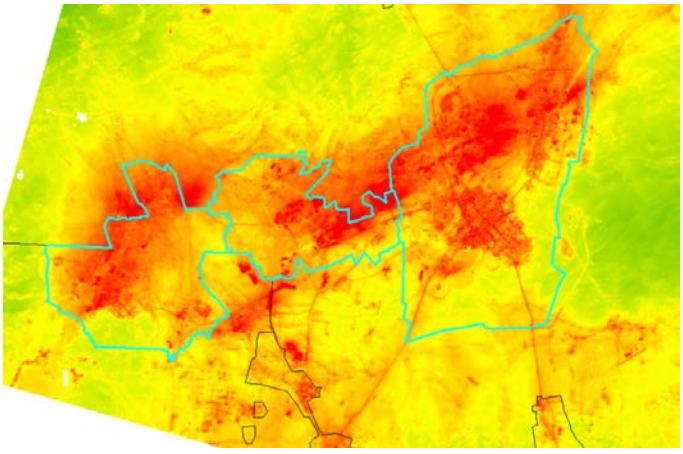


Рисунок 5 – Проведение расчета на примере г. Караганда

В общем оценка интенсивности UHI основывается на двух подходах: Подход под названием острова тепла Urban heat island-driven, определяется в том случае, котором оценивается лишь только распределение температур в районе исследования. Автоматически, за показатели- городские районы принимаются те самые территории, где замечены намного высокие температуры и проявляется нужный нам активный эффект UHI, в то время как районы, не входящие в черту мегаполиса, согласно этому демонстрируют низкие температуры по сравнению с внутренностью мегаполиса, и эффект UHI не проявляется особо. Шифр второго подхода - Land-cover-driven, в случае при котором территории определяются на базе данных о типе поверхности, после сего для них вычисляются разности температур. Информация о типе подстилающей поверхности Land Cover получена при помощи важнейшей карты растительного покрова за 2019 г., составленной в рамках глобальной международной программы «Copernicus». Для произведения расчета показателей UHISurf взяты буферные зоны диаметром в 1 км. Помимо этого, в дни, когда облачность прикрывала взятые метеостанции, из анализа убирались пиксели, искажающие LST.

Заключение

В данной статье наглядно с помощью картографии развивается схема построения модифицированного индекса температурных условий устойчивого к аномальным выбросам значений радиояркостной температуры и адаптированного для оценки состояния растений в течение всего вегетационного сезона. В случае отсутствия в архиве спутниковых данных погодных аномалий в виде очень высоких температур модифицированный индекс TCI будет мало отличаться от обычного TCI. И его недостатком будет только несколько более сложная схема расчета.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Жакатаева Б.Т. Антропогенные составляющие атмосферного загрязнения в Центральном Казахстане.// Материалы международ. научно-практ. конф., посв. 80-летию Е.А.Букетова, 23-24 марта. Том3.Караганды. - 2015.

2 Интернет ресурс www.eco.gov.kz

3 Хаустов А.П., Редина М.М. Нормирование антропогенных воздействий и оценки природоемкости территорий. – М., 2013. – 283с.

4 Интернет ресурс http: www.ecokomitet.kz

5 Тазабекова Е.Т., Усен Азина Формирование антропогенных почв в сельскохозяйственных районах Южного Прибалхашья // Вестник КазНУ. Скрия географическая . – Алматы, 2012. – С. 45-52.

6 Статистический сборник Карагандинской области // http: www.stat.karaganda.kz Проверено 20.03.2015 г

7 Тилекова Ж.Т., Тонкопий М.С. Экологическая оценка антропогенного воздействия на экосистемы Центрального Казахстана // International journal of experimental education. International scientific conference "Problems of environmental monitoring". - Italy: Rome-Venice, 2013, december 21-28. – P. 180.

Код МРНТИ 36.23.33

ГЕОДЕЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ

А.С.Ақылжанов[1], С.В Турсбеков[1], А.Әсетқызы[2]., Г.Ж.Турсбекова[3]

[1]Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

[2]Казахского агротехнического исследовательского университета им. С.Сейфуллина, г.Астана, Казахстан.

[3]Международный инженерно-технологический университет, г. Алматы, Казахстан

Аннотация. В статье рассмотрена актуальность проведение геодезического мониторинга в Республики Казахстан, рассмотрены правовые нормы проведения геодезического мониторинга. Рассмотрены цели, задачи проведения мониторинга, основные методы работы и используемое оборудование.

Ключевые слова: сейсмическая опасность, геодезия, мониторинг, исследование, проект, проверка.

География нашей страны разнообразна и прекрасна: пока на Севере Казахстана еще лежит снег, на юге уже распускаются первые цветы. Но вместе с этим, прекрасный горный юго-восток нашей страны подвержен сейсмической опасности. На рисунке 1 представлена карта Казахстана с указанием регионов, подверженных землетрясениям.

40% населения нашей страны проживает в сейсмоопасных регионах. Это территории Алматинской, Жамбылской, Южно-Казахстанской и Восточно-Казахстанских областей [1].

После трагедии в Турции и в Сирии 6 февраля 2023 года вопрос о сейсмоустойчивости зданий в г. Алматы снова стал актуальным. На карту сейсмических разломов нанесли жилищные комплексы, построенные после 2015 года. Алматы находится в сейсмоопасном регионе, но это не всегда учитывалось при строительстве высотных зданий [2].

В настоящее время в Алматы и Алматинской области происходят масштабные строительства. Важным процессом застройки города, его развития и сохранения зданий является геодезический мониторинг зданий и сооружений. Геодезический мониторинг проводится в соответствии со статьей 20 Закона Республики Казахстан от 16 июля 2001 года «Об архитектурной, градостроительной и строительной деятельности в Республики Казахстан» и руководящим документом 1.03-01-2018 «Геодезическая служба и организация геодезических работ в строительстве» [4].

Целью геодезического мониторинга является своевременное выявление критичных величин деформации, установление причин их возникновения, составление прогнозов, разработка мер для устранения нежелательных процессов, таких как частичное или полное разрушение зданий. Геодезический мониторинг решает следующие задачи:

1. Обсуждает и согласовывает проектные и строительные решения на этапах проектирования, подготовки строительного производства и организации геодезического обеспечения.
2. Обсуждение и согласование технологических карт производства и контроля геодезических разбивочных работ.
3. Обеспечивает безопасность работ при строительстве и реконструкции объектов, а так же в процессе последующей эксплуатации.
4. Исключение риска обрушения здания в процессе возведения и дальнейшей эксплуатации.
5. Предупреждение незапланированных затрат, связанных с проведением внеплановых восстановительных и ремонтных работ.
6. Выполнение топографо-геодезических работ, участие в инструментальной приемке завершённых топографических операций.

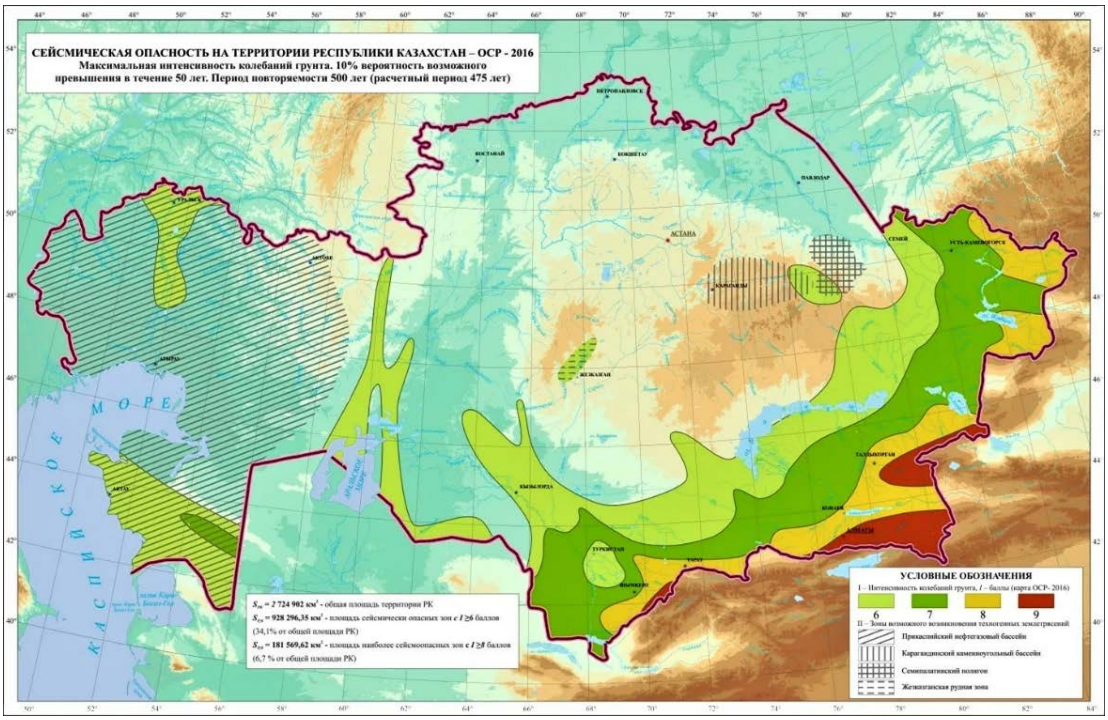


Рисунок 1 – Карта сейсмической опасности Республики Казахстан

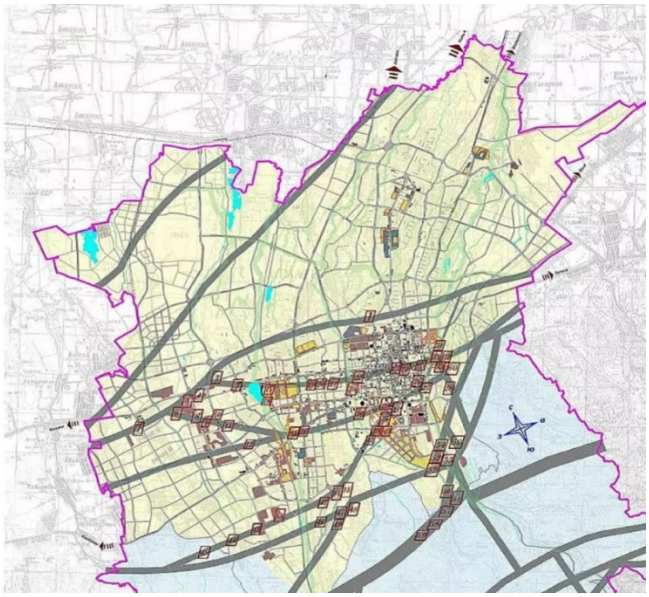


Рисунок 2 – Карта разломов с нанесенными на неё жилыми комплексами

По установленным в настоящее время нормативам, состояние сооружения проверяется в течении первых двух лет после введения объекта в эксплуатацию. Частота проведения мониторинга:

- в простых условиях – один раз в 10 лет;
- в неблагоприятных условиях (большая сейсмическая нагрузка, высокая влажность) – каждые 5 лет.

Особое внимание необходимо уделять объектам, имеющим историческую и культурную ценность, такие знания находятся под постоянным наблюдением.

Геодезический мониторинг проводится в определенной последовательности. Основными этапами мониторинга являются:

1. Проверка плановой документации, изучение результатов предыдущих исследований.
2. Визуальный осмотр для оценки масштабов работы.
3. Инструментальное исследование с использованием технического оборудования.

В процессе проведения работ определяются сдвиги, осадки, крены сооружений и зданий, в том числе и в их подземной части. Инженеры-геодезисты анализируют состояние инженерных коммуникаций, объектов окружающей застройки, грунтового массива и подземных вод. С помощью специального оборудования фиксируются все необходимые параметры, которые в последующем подвергаются камеральной обработке.

Основные виды геомониторинга:

1. Мониторинг горизонтальных смещений – исследование возможных кренов и смещений.
2. Мониторинг вертикальных смещений, осадков, сооружений, зданий и инженерных коммуникаций.
3. Исследование и мониторинг трещин зданий и сооружений.
4. Мониторинг грунтового массива и подземных вод.

Система геодезического мониторинга представляет собой обширный комплекс работы, представленный на рисунке 3.

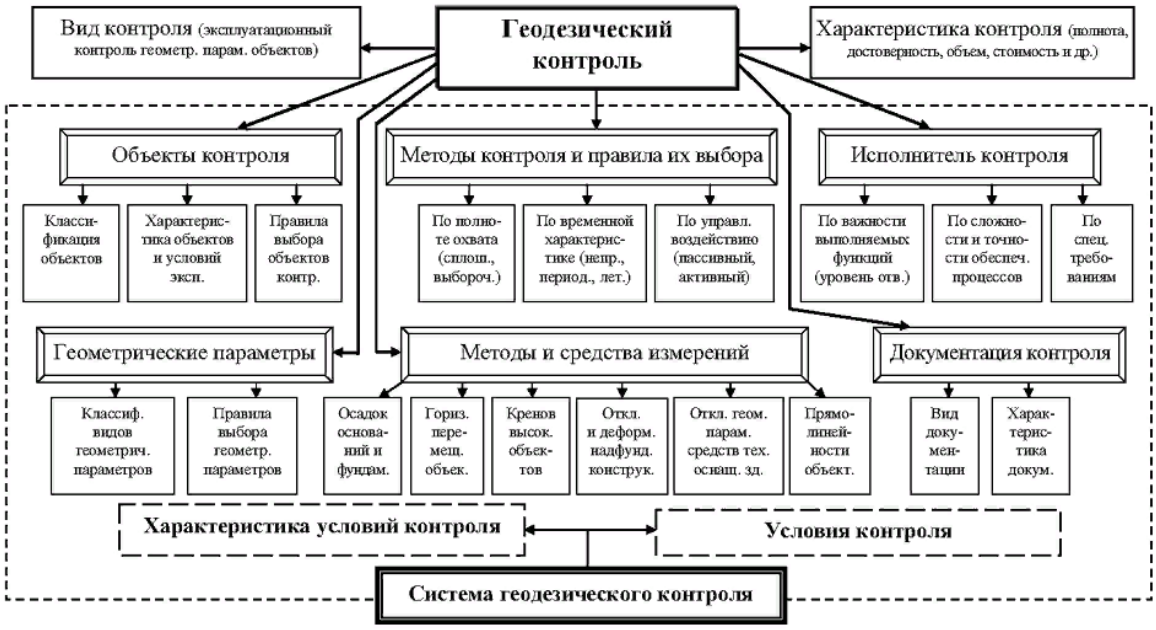


Рисунок 3 – Система геодезического контроля

Геодезический мониторинг в Казахстане проводится для объектов промышленного строительства, для жилых зданий, административных строений, гидротехнических сооружений. Также после постройки и сдачи в эксплуатацию геодезическому мониторингу подвергаются: заводы, производственные предприятия, стационарные электростанции, складские комплексы, плотины, стадионы, путепроводы и мосты, памятники и здания, подземные и открытые горнодобывающие предприятия.

Геодезический мониторинг деформаций зданий выполняется специализированными компаниями, которые используют инспекционные камеры, лазерное 3D-сканирование, передовые геодезические и геотехнические методы. Данные методы используются для всех объектов промышленного и гражданского назначения. На рисунке 4 представлены способы и методы проведения геодезического мониторинга, который осуществляется в нашей стране [5].

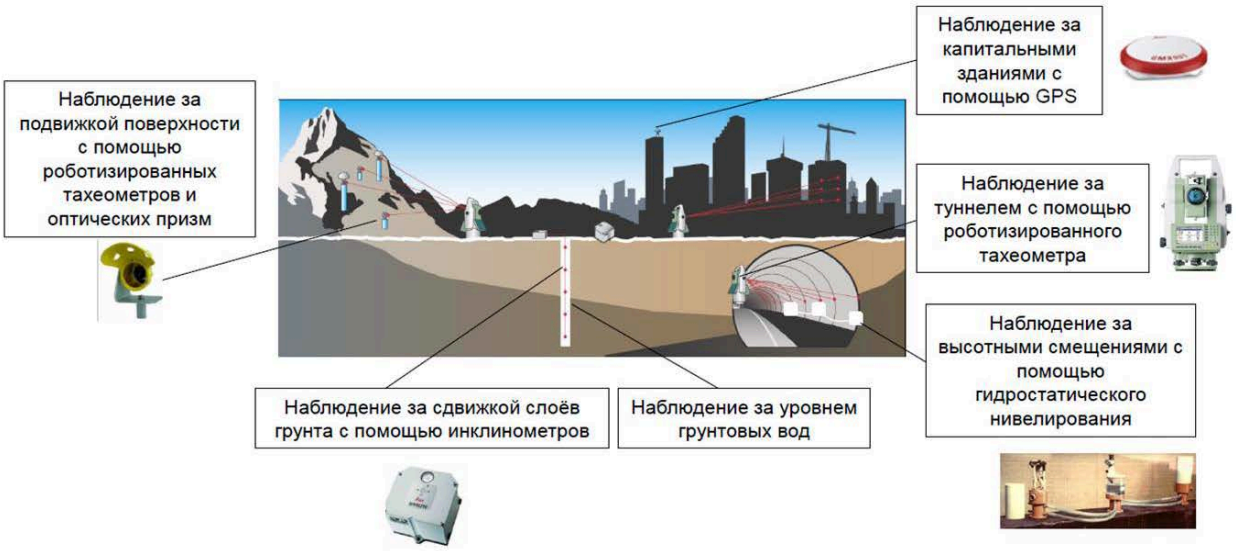


Рисунок 4 – Способы и методы геодезического мониторинга

Важность проведения геодезического мониторинга зданий, является актуальным. На сегодняшний день есть множество частных организаций, которые проводят геодезические исследования различных сооружений. Это необходимо делать при совершении актов купле-продажи зданий, возникновении чрезвычайных ситуаций, видимых повреждений зданий.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Готов ли Алматы к крупному землетрясению: какие последствия несет уплотнительная застройка? https://inbusiness.kz/ru/news/gotov-li-almaty-k-krupnomu-zemletryaseniyu-kakie-posledstviya-neset-uplotnitelnaya-zastrojka

2 Какие регионы Казахстана подвержены землетрясениям? Интервью с ученым-сейсмологом https://tengrinews.kz/article/kakie-regionyi-kazahstana-podverjenyi-zemletryaseniyam-1954/

3 Эхо Турции: застройщики Алматы и их ЖК на карте сейсмических разломов https://orda.kz/

4 Об утверждении государственных нормативов в области архитектуры, градостроительства и строительства Республики Казахстан https://adilet.zan.kz/rus/docs/V1800016863

5 Геодезический мониторинг https://izyskaniya.kz/geodezicheskij-monitoring/

Код МРНТИ 87.29.02

ЖЕР РЕСУРСТАРЫН ПАЙДАЛАНУ МЕН БАСҚАРУ ЖАҒДАЙЫН ТАЛДАУ

Б.Ж.Жуматаев[1], Ы.Жакыпбек[1], М.Тоқтар[2], А.С.Әбен[1]

[1]Satbayev University, Алматы қ., Қазақстан

[2]Ө.О. Оспанов атындағы Қазақ топырақтану және агрохимия ғылыми-зерттеу институты, Алматы қ., Қазақстан

Аңдатпа: Бұл мақалада Қазақстан Республикасындағы жер ресурстарын жаппай пайдалану мен басқару жұмыстарының жүргізілу жағдайы қарастырылған. Елімізідің физикалық, географиялық орналасуы, пайдалы қазбаларды игеруі, жаһандық климаттың жылуы, жерлердің техногендік бұзылуы, ластануы және экожүйелер мен адам денсаулығына әсері талданды. Сондай – ақ бұзылған жерлердің қайта қалпына келтіруде тиім басқару қажеттігі келтірілді.

Түйін сөздер: Жер ресурстары, талдау, топырақ, эрозия, пайдалы қазба.

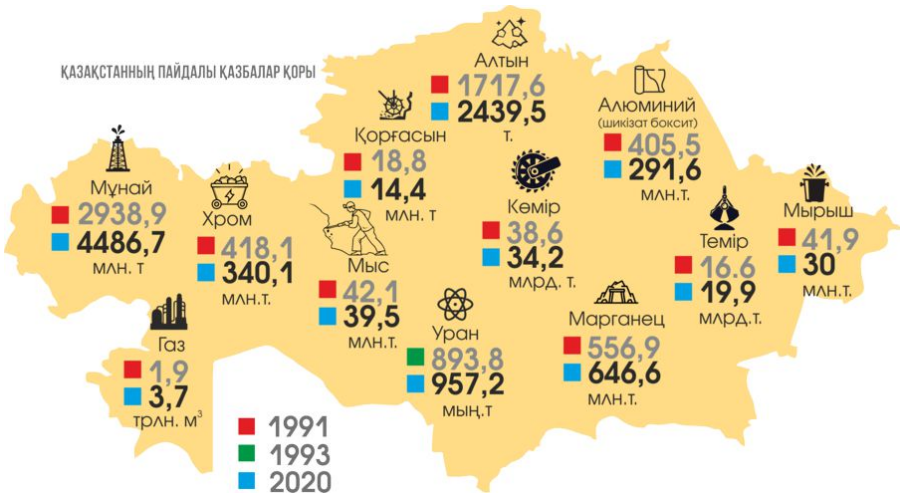
Қазақстан Республикасы Еуразия құрлығының орталығындағы екі құрлықтың түйіскен жерінде орналасқан. Оның аумағының бір бөлігі Еуропада, негізгі бөлігі Азияда жалпы ауданы 272,5 млн. га. жерді алып жатыр. Жер көлемі бойынша әлемдегі ең ірі мемлекеттердің ондығына кіреді, ал жан басына шаққандағы жермен қамтамасыз ету деңгейі бойынша әлемде Австралия мен Канададан кейін үшінші орында тұр. Ал физикалық-географиялық жағдайы тұрғысынан, мұхиттан қашықтықта, қоңыржай белдеудің орта және оңтүстік ендіктерінде орналасқан. Сондай ақ шұғыл континентті және аумағы табиғатының бір шетінің екінші шетінен айырмашылығы үлкен болып келеді.

Жоғарыда айтылған ерекшеліктеріне байланысты еліміздің солтүстігінде қоңыржай суық, жазы қоңыржай жылы, оңтүстігінің қысы жылы, жазы ыстық және құрғақ. Қазақстандағы ең суық ай - қаңтар. Қаңтардың орташа температурасы солтүстікте -19°С (Петропавл), оңтүстікте -2°С (Дарбаза), кей күндері солтүстік-шығыста -54°С-ге дейін барады. Ал ең жылы айы - шілде. Шілденің орташа температурасы - солтүстікте +19°С, оңтүстікте +28 °С +30 °С, ең жоғарғы температура солтүстікте +41 °С, оңтүстікте +47 °С дейін көтеріледі [1].

Сонымен қатар әр түрлі климаттық және геологиялық жағдайларға байланысты Республиканың аумағында топырақтың таралуы көлденең мен тік топырақ зоналылығының заңдарына бағынады. Қазақстан Республикасының жазық аумағы солтүстіктен оңтүстікке қарай төрт топырақ аймағынан тұрады: сұр орман топырақтарының қоңыржай ылғалды орманды дала аймағы, сілтіленген және шалғынды-қара топырақтар; кәдімгі және оңтүстік қара топырақтардың қоңыржай құрғақ дала аймағы; каштан топырақтар құрғақ дала мен шөлді-дала аймағы, қоңыр және сұр-қоңыр шөлді аймағы.

Қазақстанның пайдалы қазбаларының картасы минералдық ресурстарға бай және алуан түрлі. Республика аумағында периодтық кестедегі 99 элемент алынады. Қазақстан дүние жүзінің 186 елінің ішінде вольфрам, қорғасын және барийдің қоры бойынша бірінші орында, хромит, күміс және цинк бойынша екінші, марганец және молибден — үшінші, мыс — төртінші, уран — бесінші, алтын — алтыншы, темір кені — жетінші, қалайы мен никель — сегізінші, көмір мен табиғи газ — тоғызыншы, мұнай бойынша он үшінші орында тұр. Қазақстандағы 1991, 1993 және 2020 жылдардағы пайдалы қазбалар қоры картасында көрсетілгендей жыл сайын пайдалы қазбалар барланып қорының артқанын және игеру жұмыстарының қарқынды жүргендігі дәлелденеді (1 – сурет) [1,2].

Қазіргі кезде еліміздегі өндірілетін қатты минералды шикізаттардың 75%-дан астамы ашық тау-кен жұмыстарымен қазылып алынады. Пайдалы қазбалар кенорындарын ашық әдіспен игергенде еңбек өнімділігі жоғары, өнімнің өзіндік құны төмен және жер қойнауындағы пайдалы қазбалардың жоғалымы аз болады.

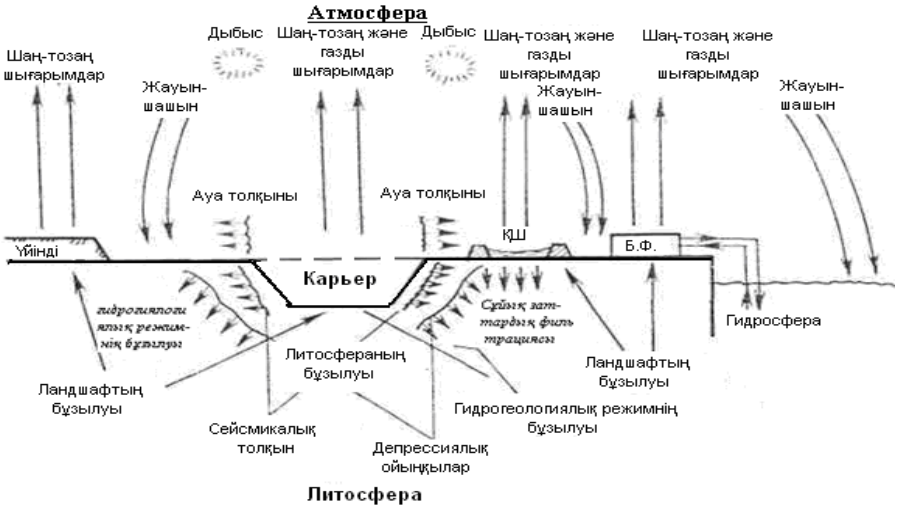


1 Сурет – Қазақстандағы 1991, 1993 және 2020 жылдардағы пайдалы қазбалар қоры картасы

Пайдалы қазба кенорындарын ашық әдіспен игеру кезіндегі күрделі мәселелерге жердің тау-кен жұмыстарымен бұзылуы, аумақ топырағының антропогендік ластануы және игерілетін аудандардағы жерүсті және жерасты суының ластануы жатады. Бұдан басқа, гидрогеологиялық режімнің бұзылуы, ауаның шаң және газбен ластануы, уытты заттектердің флора мен фауна жасушаларына енуі, санитарлық-гигиеналық жағдайдың төмендеуі байқалады. Бұған дәлел карьердің (2 – сурет) қоршаған ортамен қарым-қатынасына көз салғанда биосфераның барлық элементтерінің, жер қойнауының және жер ресурстарының бірсыпыра жағымсыз әсерге ұшырайтынын білеміз [3,4]. Сонымен қатар байыту фабрикаларының қалдықтары және аршыма таужыныстарының үйінділері де қоршаған ортаға қолайсыз жағдай тудыруда. Осыған байланысты кенорындарын ашық әдіспен игеруде экологиялық қауіпсіздікті қамтамасыз ету, бұзылған жерлерді дер кезінде рекультивациялау, атмосфераға, литосфераға және гидросфераға тигізетін әсерді азайту, экологиялық мониторинг жүргізу және жер қойнауын тиімді пайдалану өзекті мәселе қатарына жатады.

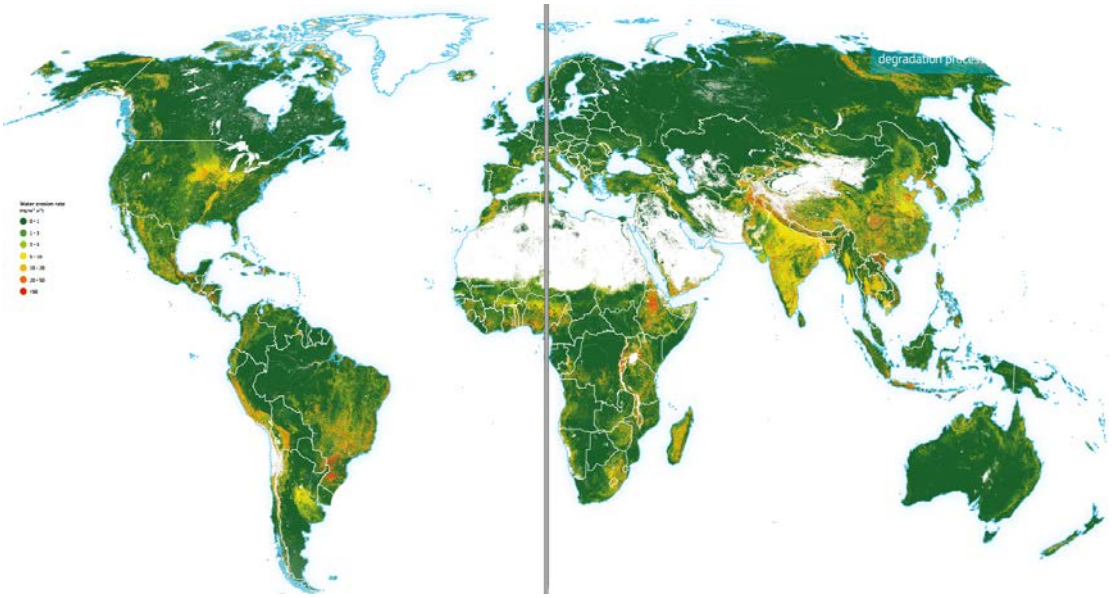
Республикадағы едәуір аудандардағы топырақтың сапалық жай-күйі олардың құнарлылығына теріс әсер ететін белгілердің болуымен күрделене түседі. Жартылай шөлді және шөлді аймақтар жазық Қазақстанның оңтүстік жартысын алып жатыр-республика аумағының 50% - ға жуығы, оның 70% - дан астамы шөлді аймаққа тиесілі. Ал топырақ эрозиясы үлкен экономикалық және экологиялық зиян келтіреді, өйткені ол ауылшаруашылық өндірісінің негізгі құралы және биосфераның тәуелсіз құрамдас бөлігі ретінде топырақтың өмір сүруіне қауіп төндіреді. Жердің сапалық сипаттамасының деректері бойынша Қазақстан Республикасында 90 млн. гектардан астам эрозияға ұшыраған және эрозияға қауіпті жерлер бар, оның ішінде іс жүзінде эрозияға ұшыраған – 29,3 млн. га.

Топырақтың желден немесе күннен айырмашылығы тез қарқынмен сарқылатын шектеулі, қалпына келмейтін ресурс болып табылады. Біріккен Ұлттар Ұйымының Азық-түлік және ауылшаруашылық ұйымы (ФАО) мен Халықаралық көші-қон ұйымының (ХКҰ) мәліметтері бойынша Орталық Азия топырақтың құнарлы қабатының төмендеуінен қатты зардап шегеді. Аймақтың кейбір елдерінде жер ресурстарының барлығы дерлік деградацияға ұшыраған – Тәжікстанда 97,9%, Қырғызстанда 85% және 70% Қазақстанда. Картада Еуропалық Топырақ Бюросының классификациясына сәйкес жеті сыныпқа бөлінген топырақ су эрозиясына ұшырау жылдамдығы және жаһандық жылынудың қарқыны жасылдан қызылға дейін түс градациясы арқылы көрсетілген (3 - сурет) [5, 6].



2 Сурет – Карьердің қоршаған ортамен қарым-қатынас сұлбасы

Эрозия топырақтың құнарлы беткі қабатының жоғалуына әкеледі және бұл оның құрамындағы қоректік заттар мен минералдардың жоғалуымен бірге ауыл шаруашылығы өндірісіне, азық-түлік қауіпсіздігіне және қоршаған ортаға (негізінен су ресурстары) қауіп төндіреді. Топырақ барлық ауылшаруашылық өнімдерінің 95%-ға дейінгі көзі болып табылады, сондықтан оның сапасы мен қолжетімділігі біздің тағамның сапасы мен мөлшеріне әсер етеді. Қазіргі уақытта әлем халқының шамамен төрттен бірі бұзылған жерлерде өндірілген азық-түлікке тәуелді. Тозу қарқыны жыл сайын артып келеді, бұл бүкіл әлемде жыл сайын миллиондаған гектар топырақтың жоғалуына әкеледі.



4 Сурет – Топырақ эрозиясының әлемдік картасы [23]

Республикамызда өнеркәсіптік нысандарды және желілік құрылыстарды салуда, пайдалы қазбалар кенорындарын игеруде, геологиялық барлау жұмыстарын жүргізу кезінде 171,0 мың.га жердің бұзылғандығы есепке алынған [4, 7], соның ішінде 49,9 мың.га істен шығарылған, олар қайта қалпына келтіруге жатады. Бұзылған жердің ең көп аудандары Қарағанды (41,4 мың.га бұзылған және соның ішінде 10,1 мың.га істен шығарылған), Қостанай (сәйкесінше 30,8 мың және 8,4 мың.га), Маңғыстау (сәйкесінше 21,1 мың.га және 3,6 мың.га), Ақмола (сәйкесінше 17,5 мың.га және 7,1 мың.га), Шығыс Қазақстан (сәйкесінше 13,1 мың.га және 6,3 мың.га) және Павлодар (сәйкесінше 12,1 мың.га және 1,2 мың.га) облыстарында тіркелген.

Республика бойынша бұзылған жерлердің 1,6 мың.га қайта қалпына келтірілген, соның ішінде 0,6 мың.га ауылшаруашылық мақсатына, 1,0 мың.га басқа алқаптарға айналдырылды. Қалпына келтірілген жерлердің ең көп аудандары Қарағанды (0,9 мың.га), Қостанай (0,4 мың.га), Батыс Қазақстан (0,3 мың.га) облыстарында тіркелді. Республикада едәуір аумақтарында топырақ жамылғысының ауыр металдармен, мұнай өнімдерімен және күрделі органикалық заттармен ластануы түрлі экологиялық проблемаларды тудыруда.

Сондықтан пайдалы қазбалар кенорындарын ашық әдіспен игеру кезінде тау-кен жұмыстарының қоршаған табиғи ортаға, адамның денсаулығына және ландшафтың өзгеруіне әсері тиеді. Бұл жағымсыз жағдайларды болдырмау мақсатында бұзылған жерлерді қайта қалпына келтіру жұмыстары әр елде әртүрлі деңгейде жүргізіліп жатыр. Ал елімізде жер ресурстарын тиімді пайдалануын заң бойынша басқару мен қадағалау маңызды мәселеге айналып отыр.

Ғылыми мақала ҚР ҒЖБМ 2023/АР19576993 гранттық қаржыландыру жобасы бойынша дайындалды

ПАЙДАЛАНЫЛҒАН ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1 https://kk.wikipedia.org/wiki/Қазақстанның_кен_ресурстары

2 https://egemen.kz/article/269510-bizderde-mynaday-bar-mynaday-bar!

3 Нұрпейісова М.Б., Низаметдинов Ф.К., Ипалақов Т.Т. Маркшейдерлік іс. – Алматы, 2013. – 400 б.

4 Калыбеков Т., Жақыпбек Ы. Ашық тау-кен жұмыстарындағы бұзылған жерлерді рекультивациялау. Монография – Алматы: Эверо баспасы, 2017 – 156 б.

5 P. Panagos et al., Global rainfall erosivity assessment based on hightemporal resolution rainfall records. Scientific Reports. 7, 4175 (2017), DOI: 10.1038/s41598-017-04282-8

6 P. Borrelli et al., An assessment of the global impact of 21st century land use change on soil erosion. Nature Communications (2017), DOI: 10.1038/ s41467-017-02142-7.

7 Сводный аналитический отчет о состоянии и использовании земель Республики Казахстан за 2017 год. Астана. 2018. – 273с.

Код МРНТИ 36.23.25

АУЫЛ ШАРУАШЫЛЫҚ ЖЕРЛЕРІН ҚАШЫҚТЫҚТАН ЗОНДТАУ ӘДІСІМЕН МОНИТОРИНГТЕУДІҢ ТИІМДІЛІГІ

А.Б.Тойшы[1], Ы.Жакыпбек[1], Т.Қамархан[2]
[1]Satbayev University, Алматы қ., Қазақстан
[2]Алматы техникалық-экономикалық қатынас жолдары колледжі, Алматы қ., Қазақстан

Аңдатпа: Бұл мақалада еліміздегі ауыл шаруашылық жерлерін қашықтықтан зондтау әдістері қарастырылып, соңғы уақытта кеңінен қолданылатын қол жетімді спутниктік деректері негізінде мониторингтеуде қол жеткізген нақты көрсеткіштері мен мүмкіндіктері келтірілген.

Түйінді сөздер: Ауыл шаруашылығы, қашықтан зондтау, әдіс, мониторинтеу, спутник.

Ауыл шаруашылығы өндірісін бақылау үшін Жерді қашықтықтан зондтау деректерін пайдалану егістік алқаптарын, сондай-ақ мономәдениеттің өсу динамикасын бақылауға және ауыл шаруашылығы дақылдары контекстіндегі егіс алқаптары туралы ақпарат алуға мүмкіндік береді [1]. Ал Қазақстан Республикасының жайылымдық және естік жерлеріне мониторинг жүргізу үшін жерді қашықтықтан зондтау спутниктерінің төмендегі спутниктік деректері пайдаланылады:

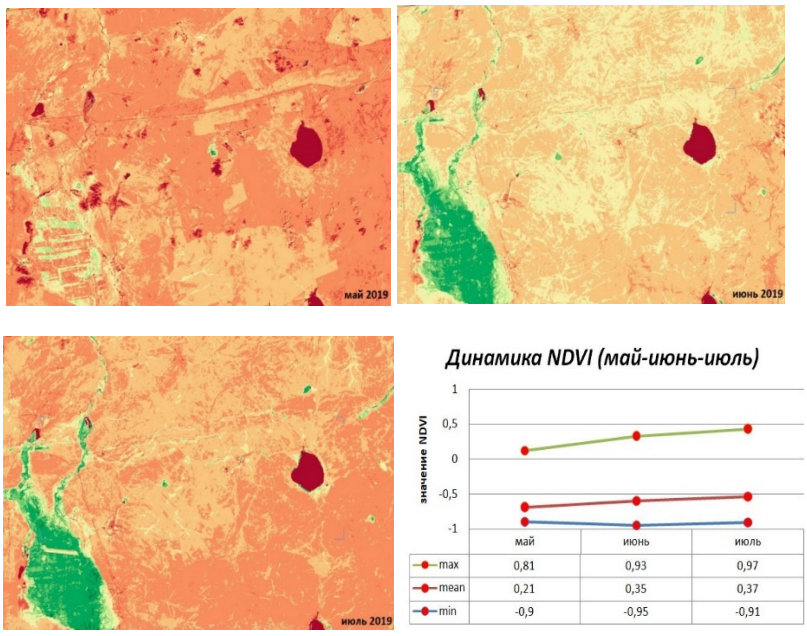
- KazEOSat-2 (кеңістіктік рұқсат – 6,5 м)
- Сентинел-2 (кеңістіктік рұқсат - 10 м)
- MODIS AQUA/TERRA (кеңістіктік рұқсат – 250, 500 м)

Бүгінгі таңда өңделген кескіндердің жалпы ауданы 900 000 шаршы км. метрден асады. Ақмола, Солтүстік Қазақстан, Қостанай және Павлодар облыстарында жоғары бұлттылықты бақылау кезеңінде Sentinel-1 радиолокациялық мәліметтері бойынша егін жинау алаңдары бағаланады.

Тыңайған егістік алқаптарын бағалау ауыл шаруашылығы ауыспалы егістерінің құрылымы мен жерлердің ауыл шаруашылығы өндірісінің топтастырылуы туралы ақпарат береді. Ресми статистикада өрістерінің ауданы туралы егжей-тегжейлі ақпарат жоқ, бірақ егістік алқаптар өрістерінің ауданы мен орналасуы туралы ең толық және сенімді ақпаратты Жерді қашықтықтан зондтау ғарыш жүйесі бере алады [2].

Есепті жылдың агрометеорологиялық жағдайларын ескере отырып (жауын-шашынның мол түсуі және жоғары бұлттылық) спутниктік суреттерде бұлттылықтың жоғары пайызы белгіленді, бұл танаптардың спектрлік реакциясының маусымдық динамикасын толық талдауды шектеді. Мұндай шектеулерді жою үшін радиометриялық және атмосфералық түзетулер жүргізілді. Егістіктерді жырту туралы сенімді ақпарат KazEOSat-2, Landsat-8 және Sentinel-2 спутниктерінен де алынды.

Қазақстан Республикасындағы жайылым өсімдіктерінің жай-күйі мен тозу дәрежесін жыл мезгілі бойынша (көктем, жаз, күз) спутниктік бағалау. Жайылымдық өсімдіктердің жай-күйін қашықтықтан зондтау деректері арқылы бағалау өсімдіктердің жай-күйін сипаттайтын спутниктік параметрді таңдауға негізделген. Өсімдіктердің индекстерін пайдалана отырып (1-суреттегі NDVI индексін пайдаланудың мысалы) индекс мәніне негізделген өсімдік параметрін орнатуға болады, яғни жасыл өсімдік биомассасының көлемін немесе топырақтың проекциялық жапырақ жамылғысының үлесін білуге болады [3].

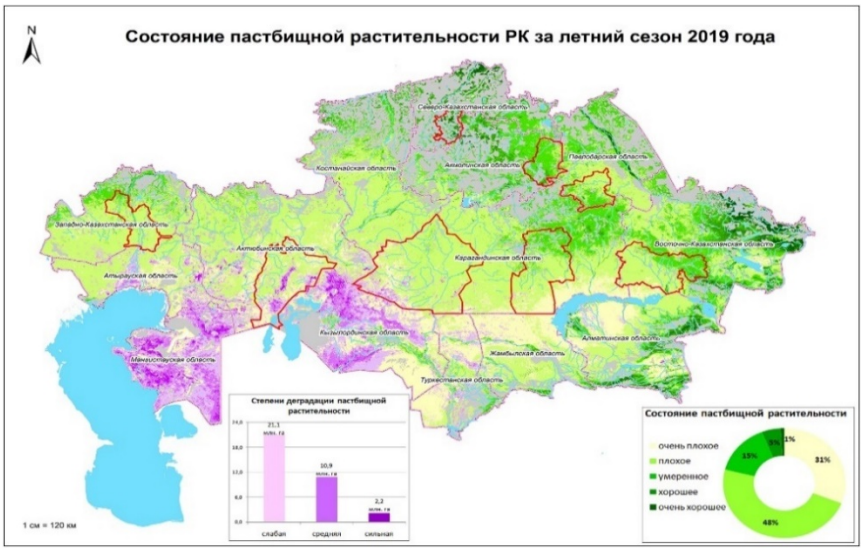


1 Сурет - NDVI өсімдік жамылғысының индексінің өзгеру динамикасы

Қазақстан Республикасындағы жайылым өсімдіктерінің өнімділігін маусым бойынша (көктем, жаз, күз) спутниктік бағалау. Маусымдық өнімділікті есептеу үшін жалаңаш топырақ пен атмосфераның әсерін есепке алуға қабілетті өсімдіктердің индекстері қолданылады. Өсімдік жамылғысының көрсеткіштерінің есептік деректері жергүсті бақылау деректерімен тексеріледі (2-сурет):

2 Сурет – Жайылымдарды жер бетінде зерттеуге арналған далалық сапарлардан фотосуреттер

2019 жылғы жазғы маусымға Қазақстан Республикасының жайылымдық өсімдіктерінің жай-күйі мен тозу дәрежесін бес топқа бөліп жіктеу арқылы еліміздегі жайылымдық жерлердің жағдайын талдап, 31%-ы өте нашар, әрі пайдалануға жарамсыз болса, тек 1 % - ының жағдайды өте жақсы деген көрсеткішті көрсеткен (3 - сурет) [3].



3 Сурет – 2019 жылғы жазғы маусымға Қазақстан Республикасының жайылымдық өсімдіктерінің жай-күйі мен тозу дәрежесінің картасы

Жер ресурстарын ұтымды пайдалану мәселесі Қазақстанда соңғы жылдары ең көп талқыланатын және әлеуметтік сезімтал мәселелердің бірі болып табылады. Жер ресурстары – маңызды ұлттық байлық, елдің қоғамдық байлығы мен халықтың әл-ауқатын арттырудың негізгі көздерінің бірі, экономиканың барлық саласын дамытудың іргелі нысаны.

Егер бұрын жерді ұтымды пайдалану мониторингі жер инспекторларының қалауы бойынша іріктеп жүргізілсе, енді ғарыштық технологиялардың арқасында ол Қазақстанның барлық аумағын қамтитын барлық жерде жүргізіліп, жергілікті жердегі жағдайды сенімді және объективті түрде бағалайды. 2019 жылдан бастап «Қазақстан Ғарыш Сапары» ҰК» АҚ жерді пайдаланудың ғарыштық мониторингі жүргізілуде. 2021 жылы республика бойынша ауыл шаруашылығы жерлерінің түрлері бойынша мониторинг жүргізілді.

Мониторинг барысында жекелеген жайылымдық учаскелердегі жүктеме белгіленген нормадан бірнеше есе асып түсетін фактілер анықталады, ал көршілес аумақта малдың болмауы мүмкін. Аталған фактілерді жергілікті атқарушы органдар жайылымдардың қолжетімділігі мәселелерін шешу, сондай-ақ жайылым ресурстарының тозуын болдырмау бойынша шаралар қабылдау үшін тексеруі қажет.

Жерді ұтымды пайдалану мониторингінің нәтижелері Қазақстан Республикасының Бас Прокуратурасына, облыстардың жергілікті атқарушы органдарына және Қазақстан Республикасы Ауыл шаруашылығы министрлігінің Жер ресурстарын басқару жөніндегі мемлекеттік комитетіне – мемлекеттік органдарға берілді. функционалдық жер қатынастары саласындағы бақылау-қадағалау функцияларын қамтиды.

Жерді қашықтықтан зондтау деректері мен жер пайдалану ақпараттық жүйелерінің деректерін салыстырмалы талдау құқық бұзушылықтардың келесі түрлерін анықтауға мүмкіндік береді [3]:

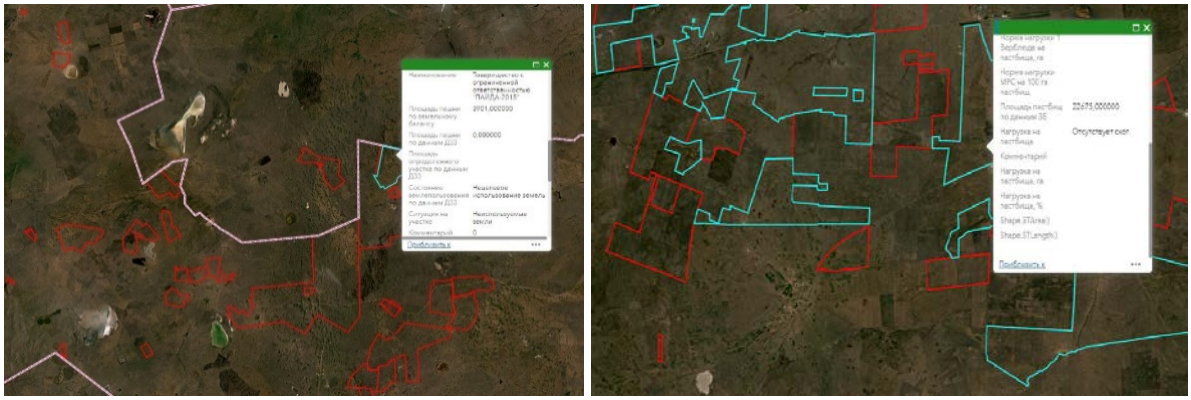
- пайдаланылмайтын егістік жерлер (1,1 млн. га);
- жер учаскелерін мақсатқа сай пайдаланбау (0,8 млн. га);
- пайдаланылмайтын жайылымдар (11,4 млн га);
- жайылымдардағы жүктеме нормаларынан ауытқу (20%-дан аз және 100%-дан жоғары жүктеме) (тиісінше 7,3 млн. га және 12,8 млн. га).

Жоғарыда анықталған құқық бұзушылықтар төмендегі мәліметтермен салыстырған сай келмеген:

- МКҚК ААЖ-да есепке алынбаған егіс алқаптары;
- жер тепе-теңдігінің деректері бойынша жер учаскелері арасындағы қашықтықтан зондтау деректері бойынша нақтымен салыстырғандағы сәйкессіздіктер;
- жер балансына енгізілмеген пайдаланылған жер учаскелері;
- жер балансының деректері қашықтықтан зондтау деректерімен расталмаған.

Жерді пайдалануды басқарудың ғарыштық мониторингінің дәлдігі 97%-дан астам деп бағаланады. Бұған Қоғамның ұзақ мерзімді геодеректер базасын пайдалану, Қазақстан Республикасы Мемлекеттік Жер кодексінің ААЖ, АЖ АЖ, жер тепе-теңдігі, меншікті әдістер мен Жер пайдалану қызметкерлерінің кәсібилігінің мемлекеттік жүйелерімен интеграциялану арқылы қол жеткізіледі.

Сондай-ақ жайылымдық жерлердегі жүктемені қайта есептеу кезінде автоматтандыруды енгізу және ауыл шаруашылығы жануарларын бірдейлендірудің ақпараттық жүйесімен толық интеграциялау жерді пайдалану мониторингін сапалы жүзеге асыруға тікелей әсер еткен. Соған сәйкес елімізде дұрыс пайдаланылмаған егістік және жайлымдық жерлердің нақты көлемдерін есептеп анықтады (4 - сурет) .



4 Сурет – Егістік және жайылымдық жерлерді дұрыс пайдаланбау көрсеткіші

Осылайша, еліміздегі атқарған жұмыстардың қорытындысы бойынша 100% жер ресурстары алғаш рет цифрландырылды және ауыл шаруашылығы, төтенше жағдайлар, жер пайдалану, экология және жер қойнауын пайдалану саласындағы салалық тапсырмалар және құқық қорғау органдары Қазақстан Республикасы қазіргі уақытта шешімін табуда (2019 жылы 33,5 млн га ауыл шаруашылығы, 18,1 млн га орман алқаптары, 4,1 млн га су айдындары, 1,3 млн шаршы км имидждік аумақтар құқық қорғау органдарына берілді, күнделікті мониторинг су тасқыны, егін және өрттер – тәулігіне 6 ретке дейін жүргізілді, ауыл шаруашылығы дақылдарының 17,2 млн га егістік алқаптары анықталды, пайдаланылмай жатқан 573,6 мың га ауыл шаруашылығы учаскелері, 9 919 рұқсат етілмеген полигондар, 7,46 мың га, 111 млн гектар орман шабу. орманды дала өртенген аумақтар, заңсыз тау-кен қазбаларының мониторингі бойынша 972 мың тіркелмеген жер учаскелері анықталды) [3].

Сондай-ақ қазіргі уақытта министрлік Қазақстанның кез келген аумағын күніне кемінде бір рет барлау мүмкіндігін қамтамасыз ету үшін ажыратымдылығы жоғары және орташа қашықтықтан зондтау спутниктік шоқжұлдызын (3 VR жерсерігі және 3 SR жерсерігі) құру жобасын қолға алып, азаматтық қорғаныс пен жергілікті өзін-өзі басқару органдарының қашықтықтан зондтау деректеріне қажеттіліктерін қанағаттандыру мақсатын алға қоюда.

Ғылыми мақала ҚР ҒЖБМ 2023/АР19576993 гранттық қаржыландыру жобасы бойынша дайындалды

ӘДЕБИЕТТЕР ТІЗІМІ

1. Kabzhanova G.R., Sadenova M.A., Beisekenov N.A., Bissembayev A.T., 2022, Efficiency of Using Earth Remote Sensing Data for The Rational Use of Agricultural Land, Chemical Engineering Transactions, 94, 1237-1242 DOI:10.3303/CET2294206. VOL. 94, 202
2. Kenzhegaliyev Y.M. Efficient land use based on remote sensing data. *Problems of AgriMarket*. 2021;(3):180-185. (In Russ.) https://doi.org/10.46666/2021-3.2708-9991.20
3. https://km.gharysh.kz/

38.57.31:Mineral resources of countries and regions

ASSESSMENT OF THE SUBJECT OF BASALT RAW MATERIALS FOUND IN THE TERRITORY OF THE REPUBLIC OF UZBEKISTAN

H.A.Fayziyev

Thermez Institute of engineering and technology, Termez City of Surkhandarya region of the Republic of Uzbekistan

ABSTRACT: The article compares the usefulness of the use of basalt raw materials with the requirements of the world's leading basalt processing enterprises and the acid modulus and chemical composition using data from the Berkuttau, Madaniyat and Aktash sites.

***Keywords*:** Acid modulus, basalt, basalt fiber, geology

АННОТАЦИЯ:Мақолада базальт хомашёсининг турлари ишлатишдаги фойдалилиги шунингдек Беркуттау, Маданият ва Акташ участкаларидан олинган маълумотлардан фойдаланиб Кислоталик модули ва химик таркиблари ўзаро ва жаҳондаги етакчи базалтни кайта ишловчи корхоналарининг талаблари билан таққосланган.

Калит сўзлар: Кислоталик модули, базальт, базальт толаси, геология ,

АННОТАЦИЯ:В статье сравнивается целесообразность использования базальтового сырья при использовании данных участков Беркуттау, Маданият и Акташ, кислотного модуля и химического состава друг друга и требований ведущих мировых заводов по переработке базальта.

Ключевые слова: модуль кислотности, базальт, базальтовое волокно, геология.

Introduction

Basalt is an igneous volcanic rock of the basic composition of the normal alkalinity series from the basalt family. The name probably comes from the Greek word βασικός - "basic", or, according to another version, from the Ethiopian basal (bselt, bsalt) - "boiling", "iron-containing stone", since the manuscripts of Pliny the Elder mention that the first basalts appeared from Ethiopia. The plutonic analogue of basalts is gabbro, and the hypabyssal analogue is dolerites. Trapps are a type of basalt. They predominate among other cainotype (weakly altered) volcanic rocks. Coloring dark: black, dark gray. Structure: dense structure, fine-grained. The texture is porous, almond-shaped or massive. The specific gravity is 2.6-3.11 g/cm3. Hardness on the Mohs scale from 5 to 7. Melting point 1100 -1450ºC. The compressive strength of the rock reaches 400 MPa. The form of occurrence of the rock is most often: flows, sheets, domes, dikes. Forms separately columnar or platy. Under the microscope, a composition similar to that of gabbro is observed. Basalt is composed of olivine, augite and feldspar (plagioclase). The groundmass is composed of plagioclase, clinopyroxene, magnetite or titanomagnetite microlites, as well as volcanic glass. Phenocrysts, as already mentioned, are usually represented by olivine, clinopyroxene, plagioclase, rarely orthopyroxene, or hornblende. The most common accessory mineral is apatite.

At present, more and more attention is being paid to the issues of saving metal and replacing it in a number of industries with less scarce and more resistant materials. Saving metal provides for the widespread introduction of its substitutes into production. One of its substitutes is stone casting, from which more than 800 types of wear-resistant and acid-resistant industrial products are made.Помимо этого, камнелитейная продукция практически противостоит воздействию всех кислот, щелочей и солей и замещает такие защитные материалы, как железо, свинец, другие цветные металлы и их сплавы.

Recently, the demand for CBF (continuous basalt fiber) has increased dramatically. Basalt fibers are distinguished by unique technological properties, the use of which only in the construction industry gives a huge economic effect. The service life of basalt-plastic pipes is approaching a century, i.e. an order of magnitude more steel pipes. The use of 1 kg of basalt plastic reinforcement allows saving 9 kg of steel. In the future, it is planned to use basalt fiber as a substitute for asbestos in all industries and construction.

It should be noted that recently basalts have been in demand many times and, in addition to the usual use of basalt raw materials in building materials, are used as raw materials for the production of basalt fiber. And depending on the diameter of the fibers, the fiber is divided into:

microthin, less than 0.6 mcm in diameter;

ultra-thin, with a diameter of 0.6 to 1.0 mcm;

super-thin, with a diameter of 1 to 3 mcm;

thin fibers from rocks, which are a layer of randomly arranged fibers with a diameter of 9 to 15 microns and a length of 3 to 1500 mm;

thickened fibers with a diameter of 15 to 25 microns and a length of 5 to 1500

mm.

Depending on the diameter, the fiber is used for various purposes:

microfine - for filters of very fine purification of gas-air medium and liquids,

as well as for the manufacture of thin paper and special products;

ultra-thin - for the manufacture of ultra-light heat-insulating and sound- absorbing products, paper, fine filters for gas-air and liquid media;

super-thin - for the manufacture of pierced heat and sound insulating mats and sound-absorbing (BZM, ATM) products, cardboard (TK-1, TK-4), multilayer non- woven material, heat-insulating knitting and piercing material, long heat-insulating strips and bundles (BTSh-8, BTSh- 20, BTSh30), soft heat-insulating hydrophobized plates, filters, etc. Special heat treatment of super-thin basalt fibers makes it possible to obtain a microcrystalline material with properties that differ from ordinary fibers.

Microcrystalline fibers are 200°C higher than conventional fibers in terms of application temperature, 2.5 times higher in acid resistance, and their hygroscopicity is 2 times lower. The main advantage of this type of basalt fiber is the absence of shrinkage during its operation. High-temperature-resistant heat-insulating materials, plates, as well as filters for filtering aggressive media at high temperatures are made from microcrystalline fiber.

Due to the unique properties of the materials obtained from basalt raw materials and the development of technology in construction, various modern materials are basalt raw materials.

Basalt rocks are especially in demand for the production of basalt fiber (from Latin fibra - fiber) - short pieces of basalt fiber intended for dispersed reinforcement of binder mixtures, such as concrete. Fiber diameter - from 20 to 500 microns. Fiber length - from 1 to 150 mm. Basalt fiber is produced from the melt of rocks such as basalt at temperatures above 1400. Dispersed reinforcement with basalt fiber increases the following product performance:

impact strength - up to 500% (this indicator characterizes the brittleness of the material and is estimated by the amount of work that needs to be spent on the destruction of the material);

abrasion resistance - up to 300%;

tensile strength in bending - up to 300%, splitting - up to 200%, compression - up to 150%, axial tension - up to 150%;

crack resistance limit - up to 250% (this indicator characterizes the fiber's ability to prevent the occurrence and propagation of cracks due to three-dimensional reinforcement);

frost resistance - up to 200;

corrosion resistance - up to 500% (this indicator is achieved due to the absence of cracks and has an impact on reducing the depth of carbonization);- кавитационную стойкость - до 400 %;

water resistance - up to 150%.

Basalt fiber increases crack resistance by 3 times, splitting strength by 2 times, impact strength by 5 times, which makes it possible to effectively use it in the construction of earthquake-resistant structures, explosion-proof facilities and military fortifications. The characteristics of basalt fiber make it possible to use it for the construction of radio-transparent structures of complex shape. Basalt fiber allows you to increase the impact load by more than 5 times. All requirements for the quality of industrial floors are met: high resistance to various types of loads (static, shock, dynamic, abrasive), good resistance to temperature extremes, very high resistance to chemical attack. The advantages of floors made on the basis of basalt fiber include low consumption of steel and concrete, short time and low labor intensity of pouring, prevention of cracking already at the stage of hardening of products, obtaining volumetric reinforcement, a three-dimensional structure, a significant reduction in the thickness of the concrete floor while maintaining strength characteristics.

The main advantages of hydraulic structures made using basalt fiber:

durability;

high abrasion resistance;

high impact resistance;

high frost resistance;

high corrosion resistance;

increased water resistance.

The difference between basalt fiber and metal fiber is that, first of all, basalt fiber does not have a negative cathodic effect in products, and it is also not subject to any corrosion.

Basalt fabric. Woven from a continuous basalt thread, these fabrics are fabrics of various thicknesses, weights, patterns and types of weaving, made in accordance with operational requirements.

Basalt fabric has the following properties:

good adhesion of the coating;

non-flammable and fire-retardant;

excellent tensile strength;

maintains integrity at temperatures up to 982°C;

resistance to electromagnetic radiation.

Products from basalt fiber are in demand and are widely used in various fields, ranging from the construction industry to tailoring.

Fire curtains for fire protection and fire containment;

filtration material for factory chimneys and dust chambers;

protection of the roof from destruction by fire;

fire-resistant clothing;

-reinforcement of composite materials;

electromagnetic screens.

Reinforcing mesh made of basalt fiber. Basalt mesh is used to reinforce concrete structures. Reinforcing mesh is available in various sizes with epoxy coating for reinforcing concrete and composite materials, as well as with asphalt coating for use in road construction.

Advantages of basalt rebar. The structure is made of composite reinforcement, not subject to corrosion, resistant to alkaline environments of concrete solutions. The fibers are resistant to salt and acid solutions. Specifications are maintained throughout the entire period of operation. Basalt-plastic material is magnetic- energetic, is not affected by a magnetic field, does not change its inherent properties, and is not electrically conductive.

The product made of basalt plastic retains its original dimensions throughout the entire service life, does not change its properties under the influence of low temperatures. The material has a low thermal conductivity, unlike steel reinforcement. Basalt insulation. Materials based on basalt fiber have gained great popularity today. And it is not surprising,

because this product has high physical and chemical properties compared to mineral wool. That is why it is used as thermal insulation materials for flat, inverted and pitched roof insulation, floor insulation, walls, facades, three-layer sandwich panels, water supply and heating systems, providing high- quality and durable thermal protection. Moreover, this material has become simply indispensable for the insulation of electric and gas stoves, power units and technical pipelines of large diameter.

Research methodology. According to the Ukrainian laboratory, 1990, the industry requirements for basalt raw materials for the production of fibers are as follows:

raw materials must be fusible, homogeneous in terms of structure and texture;

stable in material composition;

practically does not contain silica minerals, iron-containing and magnesian minerals, as well as minerals rich in phosphorus and sulfur.

Analysis of the quality of the tested raw materials showed:

the best are aphyric weakly crystallized basalts with basic plagioclase (albitization is excluded);

-Hydrothermally altered rocks (quartz, carbonates are not allowed) are not suitable for the conditions as raw materials; the presence of free quartz slows down the melting process, and carbonates, as well as secondary chlorite, epidote, cause strong gas evolution during fiber production;

the content of MgO should not exceed 7.5%, because its increase worsens the crystallization properties of the melt due to the increase in the upper limit of crystallization;

high losses on ignition are not allowed, i.e. the rock must be relatively fresh, this affects the rate of its melting

The content of calcium and iron oxides is overestimated compared to the reference deposits, the results of the analyzes do not show the contents of Na20, K20. It should be noted that one of the main indicators of the suitability of basalt fiber, along with physicochemical, mineralogical, geochemical, petrographic and other properties, is the acidity modulus: $(SiO_2+ Al_2O_3)/(CaO+ MgO)$

Moreover, the higher the acidity modulus, the more resistant the fiber to the effects of water and moisture and, therefore, the more durable. However, an increase in the acidity modulus due to an increase in SiO2 + Al2O3 leads to an increase in the melting temperature, an increase in the viscosity of the melt, and a decrease in the productivity of the smelting of the final product. It has been experimentally established that the acidity modulus should be at least 1.5-1.8%, and for basalt one-component charges it can rise up to 4.0% and sometimes up to 5.5-7.0%.

Results of the analysis and their discussion.

On the territory of the Republic of Uzbekistan, basalts are distributed in the following parts of it.

The Republic of Karakalpakstan - on the territory of the Sultanuvais mountains, 3 objects of basalt raw materials suitable for industrial development are known. The occurrence of amphibolites Sultanuizdag, studied by Popov in 1961, is located in the Beruni region, 110 km southeast of the city of Nukus, 35 km east of the Karatau pier and 8 km north of the Nukus-Turtkul highway, 8.5 km north of the village Saksonbir.

Gabbro and amphibolites of this manifestation are developed over an area of more than 20 km2 and stretch in a strip 1-1.5 km wide along the axial part of the ridge; occur among shales and marbled limestones of the Karakuduk, Beshmazar and Dzhamansay formations of the Devonian. Amphibolites and gabbro are connected by mutual transitions, their contacts are indistinguishable to the naked eye..

According to genetic features, amphibolites of Sultanuizdag are divided into:

Paraamphibolites are melanocratic and plagioclase amphibolites formed as a result of metamorphism of basic effusive rocks.

Orthoamphibolites are massive leucocratic rocks formed from metamorphosed basic intrusive rocks with a composition similar to gabbro.

The rocks are quite homogeneous in terms of chemical composition. The content (in %) of the main components in paraamphibolites varies within the range of p.p.p. are 1.26-2.14.

When comparing the data required by SATBIC (China) for the chemical composition of the main components of rocks of the basalt group with those rocks located in the Sultanuvais (Berkutau) mountains, in general, good convergence is noted for basic oxides.

Comparing the above data with the requirements of SATBIC (China) (table), it can be concluded that the content of silica and alumina for stone casting is within acceptable limits for the Berkutau site. The content of the sum of iron oxides and carbonates slightly exceeds the limits, however, their values during technological tests do not adversely affect the quality of the final product obtained from basalts. Conclusion - the most suitable in terms of their values to the requirements of SATBIC (China) of the chemical composition of the rocks are basalts, andesite- basalts of the Berkutau site.

Jizzakh region - The Madaniyat area is located at the eastern end of the Koitash mountains, 9 km northwest of the city of Jizzakh and 3 km southeast of the village of Sasyk.

Basaltoid rocks, represented by diabase porphyrites, form dike-like bodies in the schist sequence of the Lower Silurian. Inferred resources are estimated from dike No.

Diabase porphyrites are cryptocrystalline, massive, composed mainly of labrodor. The cracks show iron oxides: goethite and ocher.

Samarkand Region - The Aktash area of development of basaltoid rocks is located on the northern slope of the Zirabulak mountains in the Narpay district of the Samarkand region, 35 km northwest of the city of Nurobod. The rocks are represented by basaltic porphyrites forming sill-like bodies among the shales of the Katarmai Formation. The predicted resources are estimated from a large body traced along the strike for 3 km, the dip is relatively steep ~ 65°, with a thickness of 10 to 35 m.

In search of basalt raw materials, geological work is being carried out in many parts of the country, including in Berkuttau. Here we also consider data from Madaniyat and Aktash. It should be noted that the results of analyzes and technological studies at the Berkuttau site show that here the basalt raw material meets all the requirements for this raw material.

REFERENCES

1 Baranov V.V., Koneev R.I. etc. Generalization of materials on the geology and ore content of the Sultanuizdag region for 1988-1992, 1992

2 Logvin S.I., Kornienko Yu.N. Geological additional study at a scale of 1:50,000 with general prospecting and medium-scale deep geological mapping of the pre- Mazozoic basement within sheets K-41-61-B, G in the western part of the Sultanuizdag mountains. Report of the Sultanuizdag party on the results of geological survey work for 1990-1998. in 4 books, pos. Eshonguzar, 2000

3 Artykov T.K., Dementeenko L.I. Geological structure and minerals of the eastern part of the Sultanuvais mountains. Report on the implementation of horizontal wells, hydroplaning at a scale of 1:50,000 and a medium-scale hydrodynamic survey of the pre-Mesozoic basement within

4 38.57.31:Mineral resources of countries and regions

5 sheets K-41-62-V, G; 74-A, B of Sultanuvais Mountains for 1998-2003 Pos. Eshonguzar, 2003

6 Nikitina O.N. et al. “Compilation of a geological map of the Sultanuvais mountains, scale 1:50,000 within sheets k-41-61-b, d; 62-a, c, d; 74-a, b. Report of the Aral Party for 2004-2007 (in 5 books). Pos. Eshonguzar - 2007

7 Report "Prospecting for basalt rocks in the northern part of the Sultanuvais Mountains" for 2019-2020. www.basalt.uz.

38.6353:Methods of engineering and geological research

THE ROLE OF DIGITALIZATION IN MONITORINGHAZARDOUS GEOLOGICAL PROCESSES

H.A.Fayziyev

Thermez Institute of engineering and technology, Termez City of Surkhandarya region of the Republic of Uzbekistan

Abstract. Digitalization in the field of geology plays an important role, allowing you to collect and analyze data, as well as make quick decisions based on this data. In particular, in the field of monitoring hazardous geological processes, it serves as a basis for collecting up-to-date information on the risk of occurrence of hazardous geological processes and their analysis, as well as for making quick decisions based on this data. This article discusses the role of digitalization in monitoring dangerous geological processes, as well as the expected results, opportunities and prospects for the introduction of information and communication technologies,as well as artificial intelligence in the analysis processes, and the directions for the development of digital technologies are also studied.

Keywords: digitalization, geology, hazardous geological processes, artificial intelligence, networks, geographic information systems, modeling, monitoring, drone, virtual and augmented reality.

Digitalization is a process that is becoming increasingly relevant in the modern world. It affects many areas of human activity, including the monitoring of dangerous geological processes. Monitoring hazardous geological processes is an important task for ensuring the safety of life and property of people. This includes monitoring earthquakes, volcanic eruptions, landslides and other processes that can lead to catastrophic consequences.

Digital technologies can significantly improve the prediction, monitoring and preventio n of dangerous geological processes such as earthquakes, mudflows and landslides. Some of the possible directions for the development of digital technologies in this area include:

- the use of artificial intelligence and machine learning to analyze large amounts of data on geological processes and predict the likelihood of their occurrence;
- development of unmanned aerial vehicles and drones for real-time monitoring of geological processes and rapid response to possible threats. This may include using drones to detect ground changes, taking aerial photographs to analyze topography and create 3D terrain models, and using drones to deliver materials and equipment to incident sites. Such technologies can significantly speed up response to threats and help specialists make more effective decisions;
- creation of geoinformation modeling systems that will accurately describe geologica l processes and their interaction with the environment;
- development of sensor technologies for continuous monitoring of geological processes, such as changes in groundwater levels, soil movement, etc.;
- the use of virtual and augmented reality for the education and training of specialists in the

prevention and management of dangerous geological processes. This will allow them to have a more realistic experience of working in various scenarios and learn how to make the right decisions in extreme conditions. In addition, the use of virtual and augmented reality can help reduce training costs and improve the quality of training.

Digitization plays an important role in this area, allowing you to collect and analyze data, as well as make quick decisions based on this data. For example, with the help of digita l technologies, it is possible to monitor earthquakes and determine their

magnitude and epicenter, which allows you to quickly respond to possible consequences.

Various digital technologies are used to monitor earthquakes and determine their magnitude and epicenter, such as:

Seismic networks – These are networks of measuring stations that are used to record earthquakes. Each station measures ground vibrations and transmits the data to a central server where it is processed and analyzed. These data can be used to determine the magnitude and epicenter of an earthquake.

Global Positioning System (GPS) – used to determine the exact location of seismic network stations and to determine the deformation of the earth's crust, which can be associated with earthquakes.

Interferometric synthetic aperture radar (InSAR) – used to measure the deformation of the earth's crust with high accuracy. This allows you to determine the places where changes in the earth's crust occur, which can be associated with earthquakes.

Acoustic sensors – are used to measure sound waves that occur during earthquakes. This data can help determine the magnitude and epicenter of an earthquake.

Artificial Intelligence (AI)– is used to process and analyze a large amount of data collected using various digital technologies. Smart algorithms can help determine the magnitude and

epicenter of an earthquake more accurately and quickly than manually.

In addition, AI can be used to manage risks in geological projects such as construction and mining. AI algorithms can help determine the safest and most efficient working practices, as well as predict potential problems and prevent them.

Thus, the use of AI in geology can significantly improve our ability to understand and predict natural processes, as well as reduce risks and increase the efficiency of geological projects. However, it is necessary to take into account the ethical and social aspects of the use of AI in this area.

Digitalization also makes it possible to create models of dangerous geological processes that can help in predicting their development. For example, models can be used to determine which areas are most prone to landslides or flooding and take action to prevent potential disasters.

When creating models of hazardous geological processes, the following methods are used:

1. Geographic information systems (GIS) are used to collect, store, analyze and visualize geodata, such as data on relief, geological structure, climate, hydrology and other parameters that can affect the development of dangerous geological processes.

Geographic information systems (GIS) play an important role in the digitalization of the field of geology. They are used to collect, store, analyze, and visualize geodata such as terrain, geological structure, climate, hydrology, and other parameters that may influence the development of dangerous geological processes.

GIS allows you to create digital terrain models that can be used to predict the development of dangerous geological phenomena. They also allow you to analyze risks and develop measures to prevent possible consequences.

Thanks to GIS, one can quickly obtain information about geological processes and take prompt measures to manage them. This helps to reduce the response time to crisis situations and minimize possible damage.

GIS is also used to create digital maps of geological resources that help optimize the search and extraction of minerals. This increases the efficiency of the work of geological companies and contributes to the economic development of the regions.

Thus, GIS is an important tool in the digitalization of the field of geology, which allows you to effectively manage hazardous geological processes and optimize the processes of prospecting and mining.

2. Modeling - used to create mathematical models of processes that can lead to hazardous geological events such as earthquakes, volcanic eruptions, landslides and others. These models can help predict the development of these processes and determine the possible consequences.

Modeling is an important part of GIS and plays a key role in the digitalization of the field of geology. With the help of modeling, you can create digital terrain models that allow you to predict the development of hazardous geological phenomena and conduct risk analysis.

Modeling is also used to create digital maps of geological resources that help optimize the search and extraction of minerals. This allows to increase the efficiency of the work of geologica l companies and contributes to the economic development of the regions.

In general, modeling is an important tool in the digitalization of the field of geology, which allows you to effectively manage dangerous geological processes and optimize the processes of prospecting and mining.

3. Monitoring - used for continuous monitoring of dangerous geological processes and collecting data on their development. This allows you to quickly respond to changes in processes and take measures to minimize possible consequences.

Monitoring is an integral part of the digitalization of the field of geology. With the help of monitoring, you can track changes in geological processes and analyze data for decision making.

For example, monitoring allows you to track changes in the level of groundwater, which is

important in the construction of buildings and structures. Monitoring is also used to track changes in the state of mountain ranges, which helps prevent dangerous situations and take the necessary measures to ensure safety.

Monitoring also plays a key role in mining. With the help of monitoring, you can track changes in the state of deposits and optimize production processes.

In general, monitoring is an important tool in the digitalization of the field of geology,

which allows you to effectively manage geological processes and ensure safety during constructio n and mining.

4. Analysis of historical data - used to study past dangerous geological events and determine the patterns of their development. This can help in predicting future events and developing measures to prevent them.

The analysis of historical data plays an important role in the digitalization of the field of geology. By analyzing historical data, you can obtain information about past geological events, which allows you to better understand current processes and make more informed decisions.

For example, analysis of historical earthquake data can help identify areas of high risk and develop disaster prevention measures. Analysis of historical data on changes in the groundwater level can help in determining the required depth of the foundation in the construction of build ings and structures.

In addition, analysis of historical data can help identify mining technologies that have been successfully applied in the past. This allows you to optimize production processes and increase work efficiency.

In general, the analysis of historical data is an important tool in the digitalization of the field of geology, which allows you to obtain valuable information about past geological events and use it to make decisions in the present.

5. Artificial intelligence - used to process and analyze a large amount of data collected using various methods. Intelligent algorithms can help predict the development of dangerous geological processes and determine the possible consequences.

Artificial intelligence (AI) plays an important role in the digitalization of the field of geology. It allows you to process large amounts of data and reveal hidden patterns and trends, which helps you make more accurate decisions.

For example, AI can be used to analyze geological data and predict high-risk areas for earthquakes, volcanic eruptions, and other natural disasters. Also, AI can be used to optimize mining processes, which can improve efficiency and reduce costs.

In addition, AI can be used to create 3D models of geological objects and predict their behavior under various conditions. This allows you to make more accurate forecasts and make informed decisions in the design and construction of buildings and structures. They can also be used to create more accurate maps of the geological structure and distribution of minerals. This can help mining companies identify the most promising areas for exploration and production.

Finally, AI can be used to create more accurate models of climate change and its impact on geological processes. This can help scientists and governments take better action to combat climate change and its impacts.

In general, AI has great potential to improve the work of geology and improve the safety of people in the face of natural disasters. However, it is necessary to take into account the ethical and social aspects of the use of AI in order to minimize possible negative consequences. AI is a powerful tool in the digitalization of the field of geology, which allows you to get more accurate and complete information about geological processes and use it to make decisions in the present.

In addition, digitalization makes it possible to create automatic warning systems for possible hazardous geological processes. Such systems can use data from a variety of sources, including sensors, satellites, and weather stations, to warn people of earthquakes, avalanches, landslides, and other natural disasters. These systems can be especially useful in areas where the risk of natural disasters is high.

Such systems can be linked to sensors that collect data about the state of the environme nt and can automatically alert people to possible dangers.

In general, the development of digital technologies in the field of dangerous geologica l processes can significantly improve the safety of people and reduce the risks of catastrophic events. Digitalization plays an important role in the monitoring of hazardous geological processes, allowing the collection and analysis of data, the creation of models and automatic warning systems. This helps to ensure the safety of life and property of people and reduce the risk of disasters.

REFERENCES

1 Шиверский Г.В., Кривощеков С.Н. «Перспективы применения методов искусственного интеллекта в нефтегазовой геологии», 2022 г.

2 Хисамов Р.С., Бачков А.П., Войтович С.Е., Грунис Е.Г., Алексеев Р.А. «Искусственныйинтеллект - важный инструмент современного геолога», 2021 г.

3 Гудкова Н.К. «Методы совершенствования механизмов управления рисками активизации опасных геологических процессов для устойчивого развития горных территорий», 2018 г.

4 Флоров А.В. «Прогнозирование развития опасных геологических процессов открытыхгорных выработок с применением информационных технологий», 2018 г.

5 Крючков А.Н., Самодумкин С.А., Степанова М.Д., Гулякина Н.А. Под науч. ред. В.В. Голенкова «Интеллектуальные технологии в геоинформационных системах»: Учеб. пособие, 2006 г.

СЕКЦИЯ 7

АВТОМАТИЗАЦИЯ И РОБОТИЗАЦИЯ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

IRSTI: 50.47.29; 50.03.03

STABLE ALGORITHMS FOR ADAPTIVE ESTIMATION OF KALMAN FILTER GAIN IN SYSTEMS BY DYNAMIC OBJECTS

J.U.Sevinov, Sh.O.Zaripova
Tashkent State Technical University, Tashkent, Uzbekistan

Currently, in many management processes or in multi-stage procedures when obtaining final decisions in technical and technological systems, there are almost always uncertainties characterizing the nature of the process. The quality criterion is taken in the form of the mathematical expectation of the cost function: it must be minimized using a sequence of controls. The procedure for selecting these controls, which is a multi-step decision-making process, constitutes the problem of stochastic control [1-4].

Before trying to determine the optimal control for the system under study, we can consider the filtering problem [2,4]. Construction of a filter that extracts information about the state of the object under study, information for which is based on data not from a single, but from a large number of meters of different types, which in turn makes it possible to provide not only important properties of the observability of the system, but - what is equally important - to obtain a significant gain exactly as compared to another system.

To synthesize an optimal filter for dynamic systems, various types of filters are often used, including the Kalman filter [1-5]. The theory of operation of Kalman filters takes into account the effects of nonstationarity and finiteness of time intervals when operating filters of this type. The derivation of the algorithm for the operation of Kalman filters based on general theoretical indicators is based on the Bayesian formulation of problem estimation, where the joint probability distribution density of the measurements and the estimated value is taken as an indicator of quality and this density function is maximized, which expresses the “principle of unconditional maximum likelihood.”

In stationary cases, the Kalman filter is of particular importance: in this case, the parameters of the problem under consideration must be constant, the model of the stochastic object must have stability properties, and adding additional sensors to the system gives it a kind of observability, in addition, the sensors have non-zero errors and observation time can be taken as infinite.

One of the main reasons that causes discrepancies in readings in Kalman filters is that the gain in the filter tends to zero at high speed. Therefore, the estimate ceases to be dependent on the sequence of observations and the growing observation error does not affect it. This difficulty can be overcome by one of the simple modifications of the filtering algorithm.

The underlying assumption of the Kalman filter is that dynamic and measurement equations can be accurately modeled without any color noise or unknown variations. However, in practice, these dynamic and measurement models contain some additional deviations, which always have a strong negative impact on the condition assessment [1-3,6-9].

When using a time-discrete Kalman filter, a discrete representation is proposed using the following equations when information about a linear stochastic system is represented incomplete. Let us consider a linearly varying stochastic system discretely represented in time as follows [5-8]:

$$x_{i+1} = A_{i+1|i} x_i + w_i, \tag{1}$$

$$z_i = H_i x_i + v_i, \tag{2}$$

where x_i is the state vector of $n \times 1$, and z_i is the measurement vector of $m \times 1$, $A_{i+1|i}$ and H_i are state and measurement matrices, w_i and v_i are independent Gaussian noise processes with zero mean, and their covariance is Q_i and R_i, respectively.

If system (1) - (2) is observable, the optimal estimate is given by the usual Kalman filter [6-11]. Unfortunately, in practice, the information is always incomplete, and this leads to the filter “learning too well about the wrong state.” To compensate for the influence of incomplete information, it is proposed to use an adaptive Kalman filter to solve this problem [6-10]. When older data from the current estimate is no longer meaningful due to a faulty model, the negative effects of that data are mitigated by an adaptive damped Kalman filter.

To account for incomplete information from both state covariance and noise, the multiple fading factor must be inserted outside the prior error covariance equation. Therefore, the proposed adaptive filter is defined as

$$P_{i+1|i} = L_{i+1}(A_{i+1|i} P_i A_{i+1|i}^T + Q_i), \tag{3}$$

where

$$L_{i+1} = diag\{\mu_{1,i+1}, \mu_{2,i+1}, ..., \mu_{n,i+1}\},$$
$$\mu_{j,i+1} \geq 1 (j = 1, 2, ..., n)$$

– multiple attenuation factor.

In a conventional Kalman filter, the predicted residual vector can be expressed as

$$\gamma_{i+1} = z_{i+1} - H_{i+1}\hat{x}_{i+1|i} \tag{4}$$

and the corresponding innovation covariance matrix can be calculated as

$$\Omega_{i+1} = E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T] = H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}, \tag{5}$$

where $P_{i+1|i}$ is the a priori error covariance of the linear Kalman filter.

Then, substitution of the Kalman gain matrix

$$K_{i+1} = P_{i+1|i}H_{i+1}^T[H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}]^{-1}$$

at $\Lambda_{i+1} = 0$ generates

$$P_{i+1|i}H_{i+1}^T\left\{I - [H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}]^{-1}\Omega_{i+1}\right\} = 0. \tag{6}$$

Obviously, one sufficient condition for establishing (6) is

$$[H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}]^{-1}\Omega_{i+1} = I \tag{7}$$

or

$$H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T = \Omega_{i+1} - R_{i+1}. \tag{8}$$

Substituting (3) into (8) and reorganizing it, we get

$$H_{i+1}L_{i+1}(A_{i+1|i}P_iA_{i+1|i}^T + Q_i)H_{i+1}^T = \Omega_{i+1} - R_{i+1}.$$

A discrete-time multiple adaptive fading Kalman filter is proposed using the following equations when information about a linear stochastic system is incomplete:

$$\hat{x}_{i+1|i} = A_{i+1|i}\hat{x}_i,\ P_{i+1|i} = L_{i+1}(A_{i+1|i}P_iA_{i+1|i}^T + Q_i),$$
$$K_{i+1} = P_{i+1|i}H_{i+1}^T[H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}]^{-1}, \tag{9}$$
$$\hat{x}_{i|i} = \hat{x}_{i|i-1} + K_i\gamma_{i+1},\ P_i = (I - K_iH_i)P_{i|i-1},$$

where

$$\gamma_{i+1} = z_{i+1} - H_{i+1}\hat{x}_{i+1|i},\ L_{i+1} = diag\{\mu_{1,i+1}, \mu_{2,i+1}, ..., \mu_{n,i+1}\},$$
$$\mu_{k,i+1} = \max\{1, \eta_k\tau_{i+1}\},\ k = 1, 2, ..., n,$$
$$\tau_{i+1} = \frac{tr[O_{i+1}]}{\sum_{k=1}^{n}\eta_kM_{kk,i+1}},\ M_{i+1} = (A_{i+1|i}P_iA_{i+1|i}^T + Q_i)H_{i+1}^TH_{i+1},$$
$$O_{i+1} = \Omega_{i+1} - \varepsilon R_{i+1},$$
$$\Omega_{i+1} = \begin{cases} \gamma_1\gamma_1^T, & i = 1 \\ \dfrac{\rho\,\Omega_i + \gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T}{1+\rho}, & i > 1. \end{cases}$$

Suppose, to account for the difference between states and incomplete information from multiple sources, the Kalman filter gain estimation algorithm proposes to use the multiple attenuation coefficient as a multiplier for the entire prior covariance of $P_{i+1|i}$ states and mitigate the negative effects of uncertainties [2,5-12].

Compared with the Kalman filter, single adaptive fading is introduced into the multiple fading coefficient and adjusts each state vector component with different fading coefficients for better performance.

In addition, the gain of the Kalman filter is calculated using an approximate algorithm to reduce the computational complexity. Let us rewrite equation (9) for the filter gain matrix:

$$K_{i+1} = P_{i+1|i}H_{i+1}^T[H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1}]^{-1}.$$

Multiplying both sides of this equation from the left by matrix H_{i+1}, and also taking into account that

$$E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T] = H_{i+1}P_{i+1|i}H_{i+1}^T + R_{i+1},$$

can be written down

$$H_{i+1}K_{i+1} = \left[E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T] - R_{i+1} \right] \left[E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T] \right]^{-1} = I - R_{i+1} \left[E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T] \right]^{-1}. \quad (10)$$

Next, replacing $E[\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T]$ with the value $\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T$, which maximizes the probability density of the components of vector γ_{i+1}, in the final form we will have equation (10) in the following form

$$H_{i+1}K_{i+1} = I - R_{i+1} \left(\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T + \alpha I \right)^{-1}. \quad (11)$$

The general form of the equation on the basis of which the adaptive filter will form an estimate will have the following form

$$\hat{x}_{i+1} = A_{i+1|i}\hat{x}_i + K_{i+1} \left(z_{i+1} - H_{i+1}A_{i+1|i}\hat{x}_i \right).$$

Multiplying this equation on the left side by matrix H_{i+1}:

$$H_{i+1}\hat{x}_{i+1} = H_{i+1}A_{i+1|i}\hat{x}_i + H_{i+1}K_{i+1} \left(z_{i+1} - H_{i+1}A_{i+1|i}\hat{x}_i \right). \quad (12)$$

The given equations (11) and (12) fully characterize the algorithm of operation of the adaptive filter. Equation (12) clearly demonstrates that this filter has the peculiarity of estimating only those parts that are directly measured by the components of vector x_{i+1}, i.e. components $H_{i+1}\hat{x}_{i+1}$.

The presence of the regularizing addition αI in (11) is determined by a condition in which the matrix $\gamma_{i+1}\gamma_{i+1}^T$ may turn out to be ill-conditioned or even degenerate. Here, the regularization parameter α can be selected based on the method of model (reference) examples or simulations [4,13,14]. The essence of this method is that the value α in some initial example, equation or problem P is selected based on the solution of an auxiliary model example Q or several model examples with a known exact solution.

Since there is an inaccuracy in the a priori information, the following statistics are performed: several model examples Q_i, $i = 1,2,...,N$ are compiled, with different initial data and their implementations within the limits of a priori uncertainty.

The result is a set of $\psi_i(\alpha) = \left\| y_{\alpha_{Q_i}} - y_{Q_i} \right\| \Big/ \left\| y_{Q_i} \right\|$ functions and $\alpha_{onm\ Q_i}$, $i = 1,2,...,N$ quantities.

The desired value of the regularization parameter α_P is determined by one of the formulas

$$\alpha_P = \frac{\sum_{i=1}^{N} \alpha_{onm\ Q_i}}{N} \text{ or } \alpha_P = \max_{i=\overline{1,N}} \left\{ \alpha_{onm\ Q_i} \right\}.$$

The method is most effective when a large number of “close” initial examples are solved. In this case, efforts to preliminary compile and solve model examples ensure sufficient accuracy of the method [1-4,13].

Thus, the paper presents stable algorithms for adaptive estimation of the gains created by the Kalman filter. It has been established that for the problem of adaptive system estimation it is impossible to use the gain coefficient with a certain Kalman filter. The above characteristics suggest the need to create methods and algorithms for regular adaptive assessment of the state of objects when controlling technological processes using the condition of model uncertain accuracy and synthesizing computer systems, and their subsequent practical implementation in solving automation problems, then controlling specific technological processes of industrial production.

REFERENCES

1 Egupov N.D., Pupkov K.A. Methods of classical and modern theory of automatic control. Textbook in 5 volumes. - M.: Publishing house of MSTU named after N.E. Bauman, 2004.

2 Shamrikov B.M. Identification, adaptation and management under conditions of uncertainty. - M.: Publishing house. MAI, 2005. -289 p.

3 Nikiforov V.O., Ushakov A.V. Management under conditions of uncertainty: sensitivity, adaptation and robustness. - St. Petersburg: St. Petersburg State University ITMO, 2002.

4 Igamberdiev Kh.Z., Yusupbekov A.N., Zaripov O.O. Regular methods for assessing and managing dynamic objects under conditions of uncertainty. – T.: Tashkent State Technical University, 2012. - 320 p.

5 Bar-Shalom Y., Si E. Concepts and methods of stochastic control // Filtering and stochastic control in dynamic systems / Ed. K.E. Leondes. - M.: Mir, 1980. - P. 74-122.

6 Nanhua Chen, Liangyu Zhao, Tai-shan Lou, Chuanjun Li. Adaptive fast desensitized ensemble Kalman filter for uncertain systems // Signal Processing, 2022-09-03, DOI:10.1016/j.sigpro.2022.108767.

7 Kwang Hoon Kim, Gyu-In Jee, Chan Gook Park. Adaptive two-stage Kalman filter in the presence of unknown random bias // International Journal of Adaptive Control and Signal Processing, September 2006, 20(7). – pp.305 – 319. DOI:10.1002/acs.900.

8 Tai-Shan Lou, Zhi-Hua Wang, Meng-Li Xiao, Hui-Min Fu. Multiple adaptive fading Schmidt-Kalman filter for unknown bias // Mathematical Problems in Engineering, Volume 2014, 8 pages.

9 Yaqiang Wei, Xiao Yang, Zhigang Xu. Adaptive hybrid Kalman filter for attitude motion parameters estimation of space non-cooperative tumbling target // Aerospace Science and Technology, 15 December. 2023.

10 Tapley B.D., Schutz B.E., Born G.H. Statistical Orbit Determination. Academic Press, New York, NY, USA, 1st edition, 2004.

11 Hide C., Moore T., Smith M. Adaptive Kalman filtering for low-cost INS/GPS. Journal of Navigation, 2003, vol. 56, no.1. - pp.143-152.

12 D. H. Zhou, Y. G. Xi, and Z. J. Zhang, “A suboptimal multiple fading extended Kalman filter,” Acta Automatica Sinica, vol. 17, no. 6, pp. 689–695, 1991.

13 Verlan A.F., Sizikov V.S. Integral equations: methods, algorithms, programs. Kyiv: Naukova Dumka, 1986. - 542 p.

14 Sizov V.P. Optimal assessment of the state of linear dynamic systems with correlated errors // Proceedings of the Academy of Sciences. Technical cybernetics, No. 3, 1984.

UDC 50.47.29; 50.03.03

SYNTHESIS ALGORITHM OF CONTROL SYSTEM BASED ON NEURAL NETWORK FOR THE GAS AND OIL PROCESS

Sh.M Abdishukurov, R.T. Khamdamov, A.Z. Shodiyorov
Tashkent state technical university. Tashkent city, Republic of Uzbekistan

Abstract. Automatic control systems in the oil and gas processing are considered. After extraction of natural gas condensate, management of technological parameters plays an important role in its processing. Among the parameter of regulating algorithms, control based on neural network technology was considered. These control systems are created on the basis of algorithms of neural network technology. There are several structures of neural networks according to their structure. Differences in the process of information processing of these branching structures are considered.

Keywords: automatic control system, classical structure, quality indicators, neural network, hidden layer, direct spread, flexible spread, cascade spread, molecular spread

I. Main problems in automatic control system in oil and gas processing

Nowadays, the development of technique and technology is increasing in all fields. Automatic control systems play an important role in the process of oil and gas processing. The control program is required to be optimal together with the normal operation of the installed sensor, signal converters and controllers. We can count many regulator and control algorithms for automatic control systems. Currently, the most control algorithms installed in technologies are based on classical methods. [1]

One of the main problems is the correct making of a mathematical model for the technologies of gas processing. We can observe the issue of having a constant value by measuring all the parameters and external influences presented in the mathematic model.

The problem of automatic regulator is the process of the input value of a parameter to the value of a given task. Algorithms, now known as classical tuning systems, provide the transition characteristics shown in the figure below. [1-3]

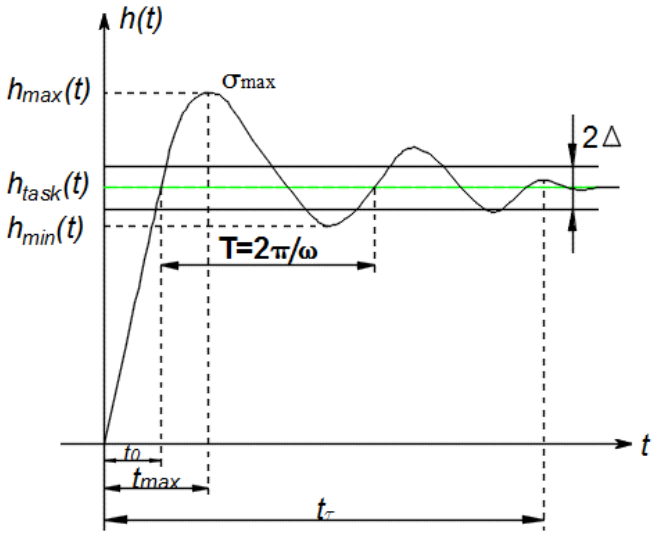


Figure 1 - Quality indicators presented in classical regulating method.

Here, h - parameters regulated.

h_0 - the initial value of the parameter being regulated.

k - regulating coefficient.

A - regulating amplitude.
Δ - control error.
n - the number of vibrations.
T - period of oscillations.
τ - delay time.
ω - cyclic frequency.
ξ - decay decrement.

These parameters indicate the quality of regulator. Each of these parameters has specific requirements. As it approaches these required values, the regulator system reaches an optimal state.

There are many regulator systems, among which the adaptive regulator system is used to adjust complex processes. Adaptive regulator system is a system used to adjust the parameters of complex or continuous technological processes.

These control systems are considered intelligent or classical algorithms today. We can see many such algorithms. These regulators are now being replaced by neural network algorithms.

The use of neural network technology in automatic control systems makes it easier to solve these problems. Regulator has a positive effect on quality indicators, regulating time, amplitude, period and frequency. [4]

II. Architecture of neural network model. Interconnection architecture between neurons. Teaching methods.

Description model of architectures and methods of neurons used to determine dependencies of their layers.

Neural networks, as a rule, consist of a set of several layers of relatively simple. But interconnected by a large number of connections of computational elements called neurons. Layers are usually divided into three types: input, hidden and output (Fig. 2). Each connection between two neurons is characterized by a real number called the connection weight. The set of weight coefficients of connections between neurons determines the computational properties of the neural network. The training of the neural network comes down to the corresponding regulator of the weight coefficients θ_1. [7-9]

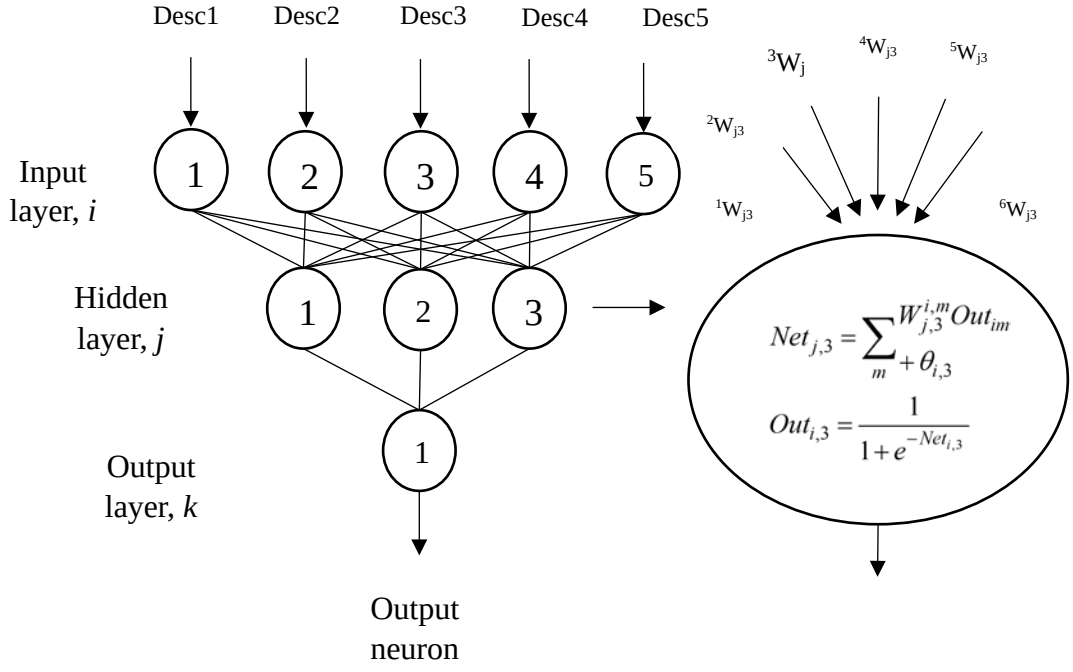


Figure 2 - Structure of the neural network of direct spread. The enlarged fragment shows the main computational operations performed by a neuron.

Inside each i^{th} - neuron of the n^{th} - layer, two-stage calculations are performed (see Fig. 2). Firstly, the total input signal Net_j of the neuron is calculated by summing all given the input signals. Then using the transfer function, the output signal Out_j of this neuron is calculated.

$$Net_j = W_{ij} Out_i + \Theta_j$$
$$Out_i = f(Net_i) \quad (1)$$

where Net_j is the general input signal of neuron j, belonging to layer n; Out_i is the output signal of neuron i, belonging to layer n

- 1; W_{ij} is the weight coefficient of communication between neurons i and j; Θ_j — maximal value for neuron j; Out_j is the output signal of neuron j of layer n. [8]

$$Out_j = \frac{1}{1+e^{-Net_j}} \tag{2}$$

$$Out_i = \begin{matrix} 0, Net_j < 0 \\ 1, Net_j \geq 0 \end{matrix}$$

$$Out_j = kNet_i, (k = const) \tag{3}$$

$$Out_j = \frac{e^{Net_i} - e^{-Net_i}}{e^{Net_i} + e^{-Net_i}} \tag{4}$$

Sigmoid functions are most often used as transfer functions (1); but, in addition, boundary (2), linear (3), hyperbolic tangential (4) and a number of other functions can be used.

As a rule, instead of using boundary value Θ, so-called displacement pseudo-neurons (2) with a constant output signal are added to each layer of the neural network (except for the output layer) scrap equal to (1).

All connections are initialized with random numbers before starting training. An appropriate choice of initialization boundaries can reduce the neural network training time and improve the quality of the resulting neural network models. In certain cases, when the learning process, teaching does not converge, the training is repeated with other training parameters or with another initialization of connection weights.

III. Multilayer neural networks of direct spread

Most publications devoted to the search for structure-property dependencies use multilayer feed-forward neural networks. The main advantages of such neurons include their ability to find multi-parameter nonlinear dependencies. They characterize by high interpolation accuracy even in text cases when the experimental data are insufficiently representative or contain noise. [7-9]

Neurons of direct spread are characterized by layer-by-layer transmission of the signal from the input of the neuro-net to its output. Classical direct spread neurons may contain several hidden layers (Fig. 3, a) or consist only of input and output layers (Fig. 3, b).

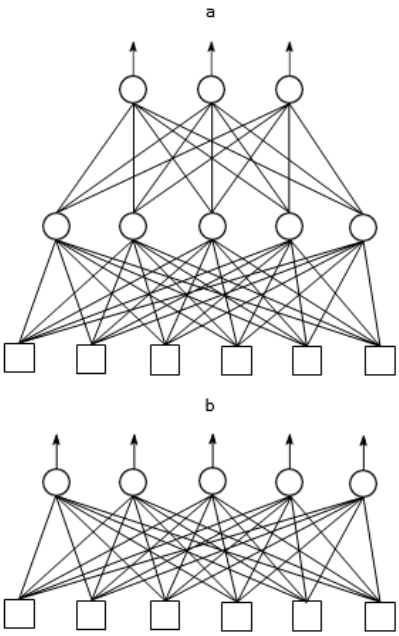


Figure 3 - classical neural network with direct spread

When learning multilayer neurons of direct spread, the regulator of the weight coefficients of connections is carried out sequentially. The starting with the connections of the output layer, therefore. The methods used to train such neurons are called error back spread methods.

Other architectures of neurons

To model the dependencies of structures - properties, neural networks are also successfully used with other architectures. Below is a brief description of some of these architectures following.

For direct spread neurons containing at least one hidden layer, there may be additional direct connections connecting the neurons of the input and output layers. There are also recurrent connections between the output of a neuron and its input. [10-12]

For tasks related to the classification of connections. Layers and co-authors proposed using a neural network in the form of a tree, and the topology of this neural network was maximally approximated to the structures of the molecules being studied. Input neurons were assigned values of 0 or 1 in such a way as to obtain subgraphs isomorphic to the structures of the molecules being studied. Later, a similar approach was used in the computer program.

An interesting neural network method for describing the compounds under study. They make it possible to obtain the dependence of their properties on the structure without calculating descriptors for molecules in as a whole, and using only descriptors of atoms and bonds. To represent structures, an additional neural network is introduced. Consisting of two main blocks: a sensor field, the input of which is supplied with the original structural information. And “eyes” that transform the data received from the sensor field into a signal invariant to the reversal of atoms in the molecules of the compounds under study. The structural information processed in this way is fed to the input of an ordinary feed-forward neural network to obtain the dependencies of the structure. [11]

Some cross-spread neurons use two different types of layers: the hidden layer and the output layer (Fig. 3). The significant advantages of neurons that learn by the method of back-to-back spread include a relatively small (on the order of several hundred) number of iterations. The required suitable for neural network training. Fig. 3b and also the ability to find the global minimum of the error function for any starting settings of weight coefficients. The disadvantages of such neurons include their inferior approximating ability compared to a number of other architectures.

It is possible to create an optimal automatic control system using algorithms based on these neural network technologies. It becomes easier to solve the problem of regulating the parameters in the technological process in the deep processing of oil and gas [10]. As a result, qualities of product improves. It is also economically beneficial.

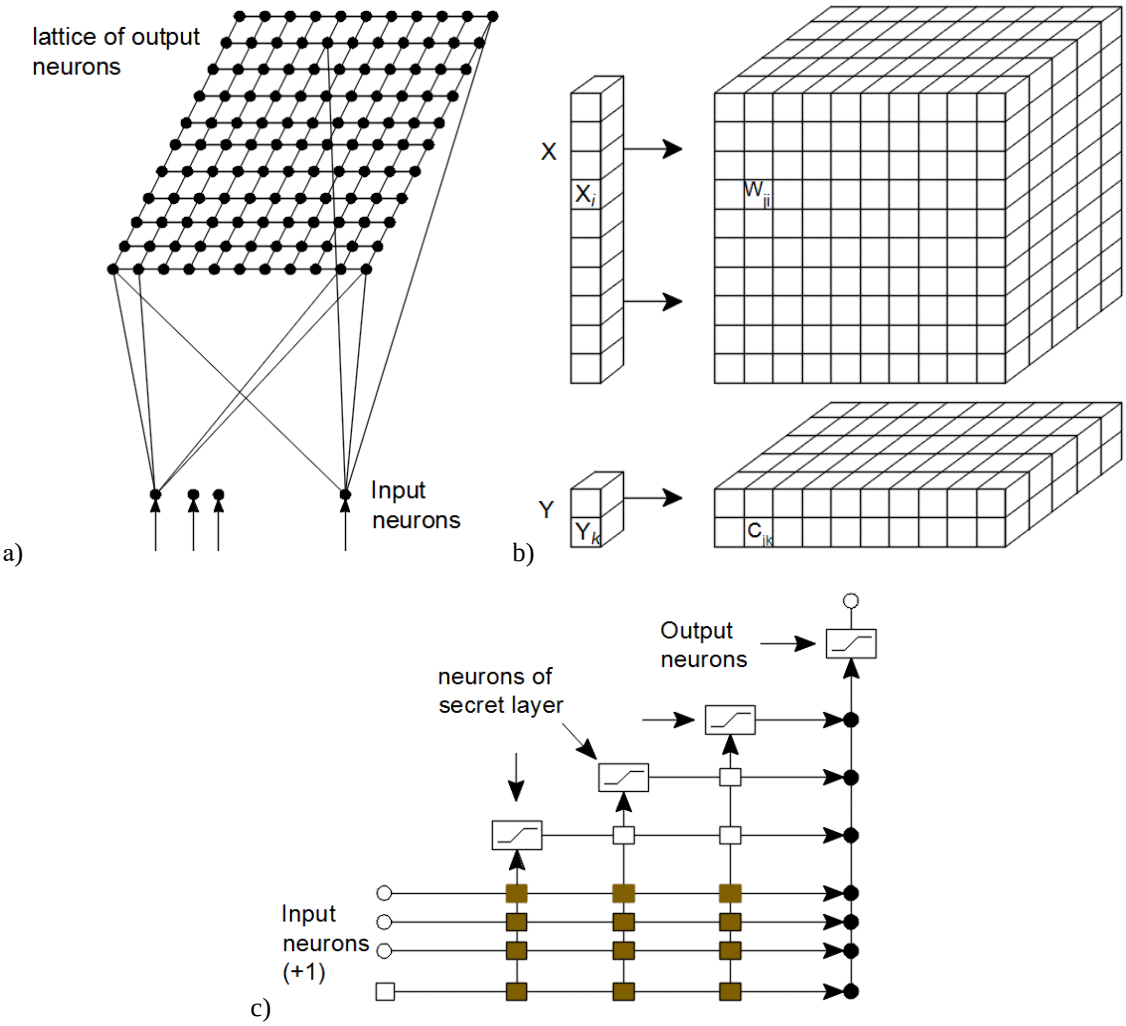


Figure 4 - Conventional representation of the architecture of some neural networks used to model the dependencies of structure: a - molecular neural network, c - counter neural network spread, c - cascade neural network.

Conclusion. In this research, the quality indicators of parameter regulating in the automatic control system are considered. Classical and modern algorithms for regulating these parameters are analyzed. The effect of control systems made based on neural network technology on quality indicators was observed. Several structures of neural network technology are covered. Structure of the neural network of direct spread may be confirmed here. The enlarged fragment shows the main computational operations performed by a neuron. Classical neural network with direct spread is also seen. To add, conventional representation of the architecture of some neural networks used to model the dependencies of structure: molecular neural network, counter neural network spread and cascade neural network.

REFERENCES

1 Gutgarts R.D. Design of automated information processing and control systems. // Moscow. Published. Yurayt, 2023. - 352 c.

2 Khetagurov Ya.A. Design of automated information processing and control systems. // Moscow. Publisher: Knowledge Lab, 2015. - 240 c.

3 Sharovin I.M., Smirnov N.I., Repin A.I. The use of artificial neural networks for the adaptation of automatic control systems during their operation // Industrial ACS and controllers. 2012.

4 Vasiliev V.I., Ilyasov B.G. Intelligent control systems. // Theory and practice. Tutorial. - M.: Radio engineering, 2009. - 392 c.

5 Sharovin I.M., Smirnov N.I., Repin A.I. Approximation of the adaptive settings functional using artificial neural networks. // Radioelectronics, electrical engineering and power engineering. Tez. report XVIII MNTK students and graduate students: In 4 vols. M .: MPEI, 2012. T.4. C.231-232.

6 Kruglov, VV Fuzzy logic and artificial neural networks: textbook. allowance. // M.: Publishing House of Phys.-mat. litas., 2001. -224 c.

7 Igoshin, V. I. Mathematical logic and theory of algorithms // V. I. Igoshin. M.: Academy, 2008. - 448 c.

8 Artificial intelligence and intelligent control systems // I.M. Makarov and others, -M .: Science, 2006. - 333 c.

9 Vl. D. Mazurov. Mathematical methods of pattern recognition. // Ekaterinburg: Publishing house Ural, university, 2010. - 101 c.

10 Hurst Parameter Estimation Using Artificial Neural Networks. Article in Journal of Applied Research and Technology August 2011 // S..Ledesma-Orozco, J. Ruiz-Pinales, G. García-Hernández, G. Cerda-Villafaña. 2014. pp 227-243.

11 Recognition of anomalies in multi-temporal panoramas using a neural network method of model consolidation. // P. O. Arkhipov, S. L. Filippskikh. Systems and means of information., 2023, 33:2, 13–24.

12 N.R. Yusupbekov., R.A. Aliyev., R.R. Aliyev., A.N. Yusupbekov. Intellectual controlling systems and decision making. // by the state scientific publishing house named “National Encyclopedia of Uzbekistan”, 2015.

Код МРНТИ 50.47.29; 50.03.03

АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БУРЕНИЯ

Ф.Ф.Одилов

Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Процесс бурения скважин является важным этапом в различных отраслях, таких как разведка нефти и газа, водоснабжение, добыча геотермальной энергии и мониторинг окружающей среды. Автоматизация этого процесса может дать ряд преимуществ: от повышения эффективности до повышения безопасности. В настоящее время бурение 90 % скважин выполняется вручную с использованием зарубежных систем мониторинга в соответствии с проектом государство. Расчетные режимы рассчитываются на основе данных, определенных для каждого региона, что может привести к резкому снижению эффективности оптимального процесса бурения (до 25% [2-5].

Ведущей тенденцией в мире в развитии современной системы управления движением бурового инструмента является автоматизация процессов бурения, формирование управляющих воздействий и задач обработки информации в масштабе реального времени, с широким использованием различных технических средств, причем важно создать и внедрить буровой инструмент, позволяющий осуществлять контроль за бурением скважин без остановки самого процесса бурения (инструмента) [1,2]. Корректное управление траекторией считается одной из проблем, возникающих при обеспечении непрерывности работоспособности объекта бурения исследуемого бурового инструмента. Это, в свою очередь, приводит к изгибу бурового инструмента.

Нижняя часть бурильной колонны выступает объектом управления современной системы управления движением бурового инструмента, поскольку является формообразующим элементом, определяющим траекторию движения скважины [6].

Управление траекторией может осуществляться как путем поворота нижней компановки бурильной колонны с поверхности (с помощью инструмента самой бурильной колонны), так и путем непосредственного изменения параметров нижней компановки бурильной колонны [7].

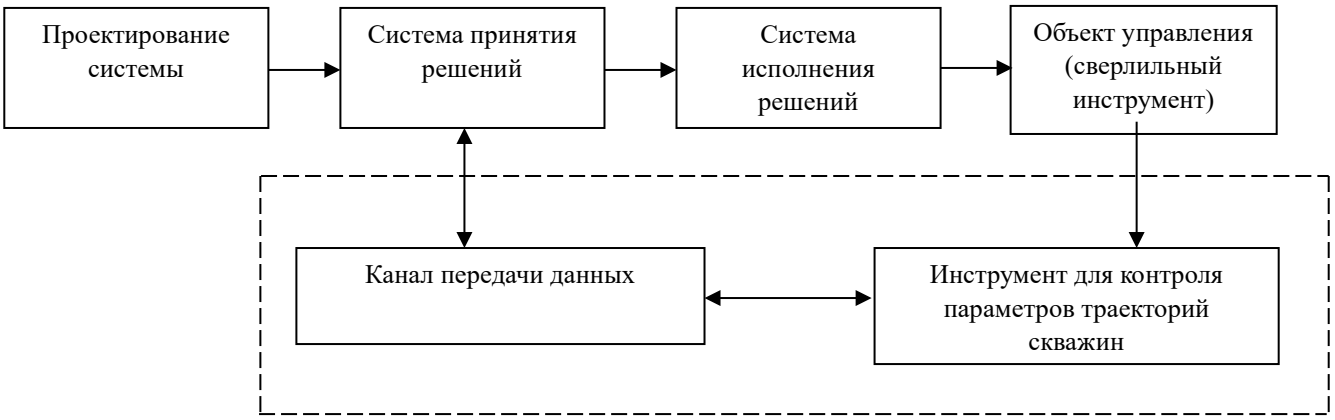


Рисунок 1 - Структурная схема, обобщающая систему управления движением бурового инструмента.

Часто в качестве общего подхода к построению модели движения системы управления буровым инструментом принимается определенная концепция сочетания кинематического и статистического подходов, при которой уместной будет следующая взаимосвязь [8-10]:

$$\frac{dx_i}{dL_H} = F_1(x, U, L_H) + \Delta F_i(x, A, L_H) \tag{1}$$

Здесь F_1 - представляет собой функцию, построенную на основе кинематических представлений системы управления движением бурового инструмента, определяющую основные законы движения и четко включающую в себя следующие параметры:

$x(\varphi, \theta, \alpha, x, y, z)$ - вектор координат состояния;

$U[k(L_H), \varphi(L_H)]$ - вектор параметров управления в режиме забоя бурильной колонны;

L_H - текущая длина скважины;

ΔF_i - функция, определяющая влияние неучтенных геологических факторов на процесс формирования траектории;

A - вектор параметров, которые будут оцениваться по текущим инклинометрическим данным в процессе бурения. На основе этого подхода в [13] была получена математическая модель:

$$\frac{d\theta}{dL_H} = \frac{2}{L_B} \cdot \left[\left(\gamma_{oc} + \frac{f \cdot F_y}{F_{oc}} + \beta_{нс} \right) \cdot \cos\varphi - \frac{f \cdot Q_n \cdot \sin\theta}{F_{oc}} + \delta_1 \right]$$

$$\frac{d\alpha}{dL_H} = \frac{2}{L_B} \cdot \left[\left(\gamma_{oc} + \frac{f \cdot F_y}{F_{oc}} + \beta_{нс} \right) \cdot \frac{\sin\varphi}{\sin\theta} + \delta_2 \right] \tag{2}$$

Из вышеизложенного можно сделать вывод, что современный уровень средств реализации управляющего воздействия на буровой инструмент позволяет реализовать автоматизированное управление траекторией управления буровым инструментом.

Таким образом, резюмируя вышеизложенное, можно прийти к следующему выводу. В скважинах со сложной траекторией значение траектории движения бурового инструмента возрастает по ряду объективных причин. В то же время возможности повышения эффективности существующих систем наклонно-направленного бурения ограничены из-за недостатков подсистемы принятия решений, несовершенства средств управления параметрами траектории бурения [3,4,7].

Повышение эффективности оперативного управления траекторией бурения скважин со сложной траекторией может быть достигнуто на основе автоматизации процесса с использованием интеллектуальных методов (методов) управления, высоконадежных и точных средств измерения и систем передачи информации. Разработка эффектов управления, обеспечивающих высокое качество управления траекторией бурения, может быть достигнута на основе алгоритмических и программных средств, основанных на адекватных и точных математических моделях движения низа бурильной колонны, а также использовании современных вычислительных средств. технологии.

Анализ существующих средств контроля параметра траектории ствола скважины показал, что наиболее подходящим для скважинных измерений является азимутальный феррозондовый преобразователь, а в качестве датчика наклона - угольный датчик с использованием физического маятника, преобразователи на основе поворотного преобразователя - акселерометры). Кроме того, собранные результаты и результаты исследований показывают, что для системы управления движением бурового инструмента наиболее перспективным является применение инклинометрических преобразователей с жестким плоским феррозондом и акселерометрами [6,10].

В то же время существующие средства не могут обеспечить требуемую точность и надежность в условиях проведения глубоких измерений (воздействие температурных полей, механических перегрузок, изменения магнитного поля Земли, строгие ограничения по размерам (калибровкам) и доступности). Гидроакустические каналы связи

пригодны для системы управления движением бурового инструмента для передачи глубинной информации, недостаточное использование этих каналов в нашей стране объясняется их недостаточной изученностью.

Таким образом, сочетаются кинематический и динамический подходы к структуре движения нижней части бурильной колонны и обеспечивается возможность учета всех факторов, влияющих на это движение.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Алимбеков Р.И., Васильев В.И., Нугаев И.Ф., Шулаков А.С. Компьютеризированные технологии управления бурением в нефтяной и газовой промышленности //Нефтяное хозяйство. 2000. №12. С.120 - 122.

2 Барский И.Л., Гусман А.М., Ивина А.Б. Метод управления динамикой бурильной колонны// Нефтегазовые технологии. 2000. №1.

3 Батенко А.П. Системы терминального управления. - М.: Радио и связь, 2007.- 160 с.

4 Брук В.М., Петров О.А. Методы многокритериальной оптимизации проектных решений. - Л: СЗПИ, 1990. - 76 с.

5 Ковшов Г.Н., Алимбеков Р.И., Жибер А.В. Инклинометры. (Основы теории и проектирование). Уфа: Гилем, 1998. - 380с.

6 Колесников Н.А., Григулецкий В.Г., Горин Г.И. Современные проблемы бурения нефтяных и газовых скважин // Изв.вузов, сер. «Нефть и газ». 1992. № 1. С.37-40.

7 Кудрявцев А.В., Шулаков А.С. Использование RISC - контроллеров в интеллектуальных системах контроля параметров бурения скважин // «Интеллектуальное управление в сложных системах - 99» Респуб. науч.-техн. конф. Уфа, 1999. С.96 - 98.

8 Международный обзор: тенденции развития нефтяной и газовой промышленности мира в 2003 г // Нефтегазовые технологии. 2004. №1 С. 12-18.

9 Солодовников В.В., Тумаркин В.И. Теория сложности и проектирование систем управления. -М.: Наука, 1990. - 168 с.

10 Brakal J.D. Azar J.J. Prediction of welbore trajectory considering bottom hole, assembly and drill-bit SPE. Drill.Eng. -2009. 4, #2.-109-118/.

11 Egupov N.D., Pupkov K.A. Methods of classical and modern theory of automatic control. Textbook in 5 volumes. - M.: Publishing house of MSTU named after N.E. Bauman, 2004.

12 Shamrikov B.M. Identification, adaptation and management under conditions of uncertainty. - M.: Publishing house. MAI, 2005. -289 p.

13 Nikiforov V.O., Ushakov A.V. Management under conditions of uncertainty: sensitivity, adaptation and robustness. - St. Petersburg: St. Petersburg State University ITMO, 2002.

14 Igamberdiev Kh.Z., Yusupbekov A.N., Zaripov O.O. Regular methods for assessing and managing dynamic objects under conditions of uncertainty. – T.: Tashkent State Technical University, 2012. - 320 p.

15 Bar-Shalom Y., Si E. Concepts and methods of stochastic control // Filtering and stochastic control in dynamic systems / Ed. K.E. Leondes. - M.: Mir, 1980. - P. 74-122.

16 Nanhua Chen, Liangyu Zhao, Tai-shan Lou, Chuanjun Li. Adaptive fast desensitized ensemble Kalman filter for uncertain systems // Signal Processing, 2022-09-03, DOI:10.1016/j.sigpro.2022.108767.

17 Kwang Hoon Kim, Gyu-In Jee, Chan Gook Park. Adaptive two-stage Kalman filter in the presence of unknown random bias // International Journal of Adaptive Control and Signal Processing, September 2006, 20(7). – pp.305 – 319. DOI:10.1002/acs.900.

18 Tai-Shan Lou, Zhi-Hua Wang, Meng-Li Xiao, Hui-Min Fu. Multiple adaptive fading Schmidt-Kalman filter for unknown bias // Mathematical Problems in Engineering, Volume 2014, 8 pages.

19 Yaqiang Wei, Xiao Yang, Zhigang Xu. Adaptive hybrid Kalman filter for attitude motion parameters estimation of space non-cooperative tumbling target // Aerospace Science and Technology, 15 December. 2023.

20 Tapley B.D., Schutz B.E., Born G.H. Statistical Orbit Determination. Academic Press, New York, NY, USA, 1st edition, 2004.

21 Hide C., Moore T., Smith M. Adaptive Kalman filtering for low-cost INS/GPS. Journal of Navigation, 2003, vol. 56, no.1. - pp.143-152.

22 D. H. Zhou, Y. G. Xi, and Z. J. Zhang, “A suboptimal multiple fading extended Kalman filter,” Acta Automatica Sinica, vol. 17, no. 6, pp. 689–695, 1991.

23 Verlan A.F., Sizikov V.S. Integral equations: methods, algorithms, programs. Kyiv: Naukova Dumka, 1986. - 542 p.

24 Sizov V.P. Optimal assessment of the state of linear dynamic systems with correlated errors // Proceedings of the Academy of Sciences. Technical cybernetics, No. 3, 1984.

Код МРНТИ 50.47.02

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В КАРЬЕРЕ ЁШЛИК -I НА ОСНОВЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ

А.А.Ташкулов
Ташкентский государственный технический университет им.И.Каримова,
г.Ташкент, Узбекистан

Флагманом цветной металлургии является акционерное общество “Алмалыкский горно-металлургический комбинат” (АО “Алмалыкский ГМК”), имеющее 70-летнюю историю как основное предприятие по производству цветных и редких металлов в нашей стране. Производственные мощности АО “Алмалыкский ГМК” базируются на медно-молибденовых, свинцово-цинковых, золотых и серебряных месторождениях, расположенных в Ташкентской, Сурхандарьинской, Наманганской и Джизакской областях.

В настоящее время на АО “Алмалыкский ГМК” проводится ряд крупных работ по модернизации производства, в частности, в соответствии с указом Президента Республики Узбекистан “О расширении производственных мощностей АО “Алмалыкский ГМК” на базе месторождения Ёшлик-I” АО “Алмалыкский ГМК” реализует инвестиционный проект освоения данного месторождения.

Запасы полезных ископаемых в окрестностях города Алмалык считаются одним из крупнейших золотомедных конгломератов в мире (вторыми после месторождений Оюу-толгой в Монголии). Общий объем запасов золотомедной руды составляет более 17,0 млрд. тонн, в частности, с учетом доказанных запасов - 2,3 млрд. тонн, приблизительных запасов - более 14,7 млрд. тонн, по данным лабораторных анализов около 44 млн. тонн меди, 5,7 тыс. тонн золота, 36,5 тыс. тонн серебра, а также молибдена - 832,5 тыс. тонн, а также, наличие рения и других редких металлов нашло свое подтверждение.

Трассы капитальных и разрезных траншей в карьере Ёшлик-I различаются в зависимости от расположения по отношению к контурам карьера; общие траншеи в зависимости от величины уклонов вскрышных горных выработок различаются по количеству обслуживаемых выработок. По основному назначению траншеи в данном карьере различают на стационарные и полустационарные в зависимости от срока службы вскрываемых горных выработок. Внешние траншеи бывают стационарными или полустационарными. Внутренние траншеи могут быть полустационарными и временными, расположенными на нерабочем борту карьера. Предпринимаются усилия по размещению карьера во временном и полустационарном положении, с целью уменьшения объемов горных работ и перераспределения объемов вскрышных работ по времени. На рабочем горизонте, вскрытом внутренней капитальной траншеей, в большинстве случаев запускается маятниковое возвратно-поступательное движение транспортных средств. Если в карьере рабочий горизонт вскрывается парными траншеями, то в этом случае обеспечивается двустороннее движение транспорта и в большинстве случаев повышается уровень использования горнотранспортного оборудования, что, в свою очередь, частично компенсирует увеличение затрат, затрачиваемых на прохождение вскрывающих выработок. Такие траншеи могут иметь внешнее или внутреннее заложение и могут состоять из пары отдельных, групповых или общих траншей. Автомобильные трассы в карьере “Ёшлик-I” также в свою очередь делятся на одиночные первичные и парные трассы соответственно.

В карьере “Ёшлик-I” широко используется автомобильный транспорт, обусловленный его автономностью, мобильностью, высокой производительностью работы в сложных топографических, геологических и погодных условиях и более простой конструкцией по сравнению с железнодорожным транспортом.

Автомобильные дороги в карьере “Ёшлик-I” делятся на капитальные и временные. Трасса автомагистралей сложная в карьере, в плане может иметь прямые отрезки и поверхностные изгибы радиусом 100-200м, в профиле - горизонтальные и 100% уклоны на капитальных дорогах, 120-150% - на временных дорогах. Основным показателем автомобильной дороги является пропускная способность, от качества которой зависит ее состояние.

С ежедневным углублением карьера “Ёшлик-I” требуется правильный выбор и эффективное использование транспортных средств для транспортировки горной массы из забоев на поверхность.

В 2023 году планируется реализация более 40 проектов по цифровой трансформации Алмалыкского горно-металлургического комбината. На сегодняшний день реализован ряд проектов и запущены экспериментальные проекты. В частности, стоит упомянуть такие проекты, как улучшение управленческих и бизнес-процессов, инфраструктуры и кибербезопасности, управление производством и автоматизация технологических процессов.

Кроме того, в целях повышения эффективности системы управления и оцифровки делопроизводства за счет ввода в эксплуатацию системы управления автотранспортом и логистикой эффективность использования более 1000 автомобилей и оборудования была повышена на 4%, что позволило сэкономить 70% бумаги в год. Эта возможность создала ряд удобств для водителей, работающих в управлении автомобильного транспорта.

Политика цифровизации, реализуемая в карьере, проявляется по всем направлениям, повышая производительность производства своими преимуществами и возможностями. Именно эта реформа в транспортной сфере приносит свои плоды и в области безопасности дорожного движения.

Акционерным обществом “Алмалыкский ГМК” предусматривается внедрение автоматизированной системы управления горнотранспортными комплексами и буровзрывными работами на базе карьеров “Кальмакыр” и “Ёшлик-I”, включая горно-геологические информационные структуры.

Группой инженеров компании VIST, входящей в группу компаний “Цифра”, совместно с горным управлением “Ёшлик-I” АГМК автоматизация управления производством и технологическим транспортом были определены как

основа плана дальнейшего повышения производительности труда на основе выполнения задач непосредственно в карьерах.

Компания VIST является одной из крупнейших компаний, разрабатывающих цифровые проекты для безопасного и высокоэффективного функционирования горнодобывающих отраслей российской федерации с момента создания партнерства с АО “Алмалыкский ГМК”. Данная компания разрабатывает цифровые проектные продукты для управления открытыми и подземными горнодобывающими предприятиями на протяжение 35 лет.

Компания имеет представительства в ряде стран, таких как Перу, Чили, Марокко, Украина, Казахстан. Сотрудничая со многими крупными предприятиями мира, на сегодняшний день успешно реализовано более 80 проектов. Система автоматизированного управления горнодобывающим оборудованием “Карьер” принята в качестве стандарта на практике на рынке управления открытым горнодобывающим производством. Система включает в себя совокупность технико-аппаратных средств, предназначенных для повышения карьерных мощностей, сокращения необоснованных остановок в эксплуатации горной техники, оперативного управления горнодобывающими работами и обеспечения безопасности этих работ. Инновационное подразделение Sifra Rabotics, осуществляющее непосредственное внедрение системы в карьерах комбината, ведет свою деятельность на пути развития горнодобывающей промышленности.

Известно, что в карьере “Ёшлик-I” *не автоматизированы производственные процессы, а также отсутствуют автоматизированные информационные системы. Необходимо, чтобы деятельность современного горнодобывающего предприятия осуществлялась на основе высоких информационных систем. В первую очередь необходимо обеспечить автоматизированный учет объемов горных пород, вывозимых автотранспортом, рейсов, выполняемых автосамосвалами и локомотивами.*

Дисплеи бортового оборудования операторов, управляющих горнодобывающей техникой, отражают все производственные показатели. Он подразделяется на имеющий учет техники, находящейся в эксплуатации, и имеющий данные о причинах остановок. Одним из важных аспектов также является полный контроль качества руды. Налаживается доставка сообщений о состоянии горюче-смазочных материалов, шин и агрегатов, расходуемых на горнодобывающую технику, а также о нарушениях правил эксплуатации.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНСТРУМЕНТОВ И ТЕХНОЛОГИЙ В МОДЕЛИРОВАНИИ ТЕПЛОМАССООБМЕНА В БАРАБАННЫХ СУШИЛКАХ

И.Нариманова[1], А.В.Кабулов[2]

[1]Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

[2]Национальный университет Узбекистана, г.Ташкент, Узбекистан

Аннотация:

Эта статья рассматривает использование современных программных средств и численных методов для моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках. Обзор инструментов, таких как ANSYS Fluent и COMSOL Multiphysics, предоставляет читателям понимание того, каким образом эти инструменты могут быть применены для анализа и оптимизации процесса сушки. Также обсуждаются высокоточные численные методы, такие как метод конечных объемов и метод конечных элементов, которые используются для прогнозирования и управления процессом сушки.

Ключевые слова: моделирование тепломассообмена, барабанные сушилки, программные средства, численные методы, ANSYS Fluent, COMSOL Multiphysics, метод конечных объемов, метод конечных элементов, оптимизация процесса сушки.

В современных производственных условиях эффективное моделирование тепломассообмена в барабанных сушилках становится ключевым аспектом оптимизации процесса сушки. Применение современных программных средств и численных методов позволяет не только анализировать тепломассообмен, но и предсказывать его поведение в различных условиях и управлять процессом сушки с высокой точностью и эффективностью.

Программные средства моделирования

Одним из наиболее распространенных программных инструментов для моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках является программное обеспечение ANSYS Fluent. Это мощный инструмент, позволяющий проводить трехмерное моделирование течения воздуха и теплопередачи внутри сушильного барабана с высокой точностью. ANSYS Fluent предоставляет широкий спектр возможностей для анализа тепломассообмена и оптимизации параметров процесса сушки.

Другим популярным инструментом является программное обеспечение COMSOL Multiphysics, которое предоставляет возможность моделирования многих физических процессов, включая тепломассообмен, с использованием метода конечных элементов. COMSOL Multiphysics позволяет учитывать различные факторы, влияющие на процесс сушки, такие как влажность материала, скорость вращения барабана и температура воздуха, и проводить подробный анализ влияния этих параметров на эффективность сушки. Программное обеспечение ANSYS Fluent представляет собой одно из наиболее мощных и широко используемых инструментов для моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках. Оно обеспечивает возможность проведения трехмерного моделирования течения воздуха и теплопередачи внутри сушильного барабана с высокой точностью и детализацией. ANSYS Fluent предоставляет обширный набор инструментов для анализа

тепломассообмена, включая возможность моделирования сложных геометрических форм барабана и определения тепловых потоков внутри него.

Преимущества ANSYS Fluent включают в себя:

Высокая точность моделирования: Программа позволяет учитывать множество факторов, влияющих на процесс сушки, такие как теплопередача через материалы, аэродинамические характеристики воздушного потока и теплоотдача от нагревательных элементов.

Широкий спектр возможностей: ANSYS Fluent предоставляет множество инструментов для анализа и визуализации результатов моделирования, что позволяет исследовать различные аспекты процесса сушки и оптимизировать его параметры.

Гибкость и адаптивность: Программа позволяет легко варьировать параметры модели, что позволяет исследовать влияние различных факторов на процесс сушки и оптимизировать его для конкретных условий производства.

Вторым популярным программным инструментом для моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках является COMSOL Multiphysics. Это многофункциональное программное обеспечение позволяет моделировать множество физических процессов, включая тепломассообмен, с использованием метода конечных элементов. COMSOL Multiphysics также предоставляет возможность учета различных факторов, влияющих на процесс сушки, и проведения подробного анализа их влияния на эффективность сушки.

Преимущества COMSOL Multiphysics включают в себя:

Многопроцессорная обработка: Программа использует многопоточность для ускорения расчетов и обеспечения быстрого и точного моделирования процесса тепломассообмена.

Интеграция с другими физическими процессами: COMSOL Multiphysics позволяет моделировать не только тепломассообмен, но и другие физические процессы, такие как течение воздуха и деформация материалов, что позволяет проводить комплексный анализ процесса сушки.

Гибкость и расширяемость: Программа предоставляет широкий набор модулей и инструментов для моделирования различных аспектов процесса сушки, а также возможность расширения ее функциональности путем добавления дополнительных модулей и инструментов.

Численные методы моделирования

Для прогнозирования и управления процессом сушки в барабанных сушилках часто применяются высокоточные численные методы. Один из них - метод конечных объемов (Finite Volume Method), который широко используется для численного решения уравнений теплопередачи и массообмена внутри сушильного барабана. Этот метод позволяет учитывать сложные геометрические формы и неоднородности материала, что особенно важно для точного моделирования процесса сушки.

Еще одним распространенным методом является метод конечных элементов (Finite Element Method), который позволяет аппроксимировать решение уравнений теплопередачи и массообмена на основе дискретизации области моделирования на конечные элементы. Этот метод обеспечивает высокую точность решения и может быть успешно применен для анализа сложных процессов сушки.

Примеры использования

Применение современных программных средств и численных методов моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках позволяет значительно повысить эффективность процесса сушки и улучшить качество конечного продукта. Например, с их помощью можно оптимизировать параметры процесса сушки для минимизации времени и энергозатрат, а также предсказать влияние изменений в условиях эксплуатации на результаты производства.

В целом, использование современных инструментов и технологий в моделировании тепломассообмена в барабанных сушилках играет ключевую роль в повышении эффективности производственных процессов и обеспечении высокого качества конечного продукта.

Применение современных программных средств и численных методов моделирования тепломассообмена в барабанных сушилках имеет огромное значение для улучшения производственных процессов и обеспечения высокого качества конечного продукта. Вот несколько примеров использования этих инструментов:

Оптимизация параметров процесса сушки: С помощью численного моделирования можно исследовать влияние различных параметров на процесс сушки, таких как температура, влажность материала, скорость вращения барабана и расход воздуха. Анализируя эти параметры в различных комбинациях, можно определить оптимальные условия сушки, которые позволят сократить время процесса и снизить энергозатраты.

Прогнозирование результатов производства: Моделирование тепломассообмена позволяет предсказывать результаты производства при изменении условий эксплуатации сушильного оборудования. Например, можно оценить влияние изменений в окружающей среде, таких как температура и влажность воздуха, на процесс сушки и качество конечного продукта.

Анализ влияния материалов и конструкции сушилки: С помощью программного моделирования можно исследовать различные материалы и конструктивные особенности сушильного оборудования и определить их влияние на эффективность сушки. Это позволяет разработчикам и инженерам создавать более эффективные и производительные сушильные установки.

Оценка качества конечного продукта: Моделирование тепломассообмена также может быть использовано для оценки качества конечного продукта после сушки. Анализируя распределение температуры и влажности внутри материала в процессе сушки, можно предсказать равномерность сушки и предотвратить появление дефектов в продукции.

Управление процессом сушки: На основе результатов моделирования можно разработать системы управления процессом сушки, которые автоматически корректируют параметры сушильного оборудования в реальном времени для достижения оптимальных условий сушки и предотвращения возможных отклонений от заданных параметров.

Таким образом, использование современных инструментов и технологий в моделировании тепломассообмена в барабанных сушилках играет ключевую роль в оптимизации производственных процессов, повышении эффективности и качества продукции, а также сокращении затрат времени и ресурсов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1 Brown, A., & White, B. (2018). Advanced Heat Transfer Modeling Techniques. Publisher Y.

2 Johnson, C. (2019). Modeling and Simulation of Drying Processes. Journal of Drying Technology, 37(5), 601-615.

3 Wang, L., & Zhang, Q. (2021). Optimization of Drying Process Parameters using Computational Fluid Dynamics. International Journal of Thermal Sciences, 158, 106622.

4 ANSYS Fluent User Guide. (Version 2022). ANSYS Inc.

5 COMSOL Multiphysics Reference Manual. (Version 6.0). COMSOL Inc.

6 Liu, M., & Chen, H. (2017). Numerical Simulation of Heat and Mass Transfer in Rotary Dryers. Drying Technology, 35(9), 1145-1154.

СОДЕРЖАНИЕ

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ

М.М. Бегентаев
ПОДГОТОВКА КАДРОВ ДЛЯ МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОГО МЕГАКОМПЛЕКСА……... 5

А.А. Жарменов
РЕФОРМИРОВАНИЕ НАУКИ КАК ДЕЙСТВЕННЫЙ ИНСТРУМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ……. 6

Carsten Drebenstedt
SPACE RESOURCES - ON THE FUTURE OF RAW MATERIAL MINING AND PROCESSING ON OTHER CELESTIAL BODIES……. 9

Atac BASCETIN, Deniz ADIGUZEL, Serkan TUYLU
MINIMIZING OF CO2 EMISSIONS IN THE PRODUCTION OF MINERAL RESOURCES……. 19

К.Ч. Кожогулов, Ж.М. Ганиев, Б.К. Кожогулов, М.К. Тишуров
БЕЗВЗРЫВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ ЖИЛ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЫРГЫЗСТАНА……. 25

Т.М. Муханов, А.Б. Итжанова
ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГМК, РАЗВИТИЕ ЦИФРОВИЗАЦИИ, АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССАМИ ……. 28

Б. Ракишев
МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ МЕГАКОМПЛЕКС – ФУНДАМЕНТ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ СТРАНЫ……. 31

Б.Р. Раимжанов, Ф.Я. Умаров
СОВРЕМЕННЫЙ ВЗГЛЯД К ТЕХНОЛОГИИ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ……. 35

С.Ж. Галиев, Е.Т. Утешов, Д.А. Галиев, Е.Е. Сарсенбаев, А.Т. Текенова
ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ КОМПЛЕКСНОГО ТЕХНИКО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО АУДИТА НА ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ……... 38

Б. А. Оринбаев, Б.Ш. Акрамов, О.Г. Хайитов, С.Э. Маллаев, А.И. Гадоев
ДОРАЗВЕДКА ГАЗОВЫХ И ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УСТЮРТСКОГО РЕГИОНА В ПРОЦЕССЕ ИХ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ…… 42

Н.А. Немова, Р.А. Мусин
СОЗДАНИЕ БАЗЫ ДАННЫХ ТЕХНОГЕННО-НАРУШЕННЫХ ЗЕМЕЛЬ НА ОСНОВЕ ПОЛУЧЕНИЯ И ИНТЕРПРЕТАЦИИ ГЕОПРОСТРАНСТВЕННЫХ ДАННЫХ С ЦЕЛЬЮ ПОСТРОЕНИЯ ЦИФРОВОЙ МОДЕЛИ……. 51

А.В. Резник, Ж.М. Асанова
ПРОБЛЕМЫ ДОБЫЧИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В РУСЛАХ РЕК……... 54

СЕКЦИЯ 1. НОВЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГЕОЛОГИИ И ГИДРОГЕОЛОГИИ

К.М. Джаксымуратов, А.Б. Абубакиров, Д.К. Жумамуратов, Г.Ж. Жумабаева, А.П. Акимова
КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВОД КАРАКАЛПАКСКОГО УСТЮРТА……. 58

М.К. Турапов, Н.Ш. Туляганова, Б.О. Жонибеков, Ш.Д. Рахматуллаева
РОЛЬ РЕГИОНАЛЬНЫХ РАЗЛОМОВ В ФОРМИРОВАНИИ И РАЗМЕЩЕНИИ ЗОЛОТОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА……..... 60

Ш.Д. Рахматуллаева, М.К. Турапов, Н.Ш. Туляганова
К ВОПРОСУ О РОЛИ СТРУКТУР В РАЗМЕЩЕНИИ ЭНДОГЕННОГО ОРУДЕНЕНИЯ……. 65

Н.Д. Муратов, Б.Н. Джаббаров
РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ РАЗВЕДОЧНЫХ СКВАЖИН НА УРАНОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ПЕСЧАНИКОВОГО ТИПА..... 69

А.Х. Агзамов, С.А. Аббасова, О.П. Матниязов, С.А. Агзамова
ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО РАЗРЫВА ПЛАСТА ПРИ ОСВОЕНИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УГЛЕВОДОРОДОВ С НИЗКОПРОНИЦАЕМЫМИ КОЛЛЕКТОРАМИ……..... 73

С.А. Аббасова
МЕТОД АДАПТАЦИИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В УСЛОВИЯХ ОТСУТСТВИЯ ИНФОРМАЦИИ ПО ДОБЫЧЕ ГАЗА……. 78

А.Х. Агзамов, С.А. Аббасова, С.А. Агзамова, О.У. Раззаков, Л.Н. Насимхонов
АНАЛИЗ ПРИЧИН НИЗКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ НЕФТЕГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЮЖНЫЙ КЕМАЧИ..... 81

Ж.С. Кенжетаев, Қ.С. Тоғызов, Б.Т. Алтайбаев, Ж.К. Айтжанов
РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ ВОССТАНОВЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК НА СКВАЖИНАХ С НИЗКОЙ ПРОНИЦАЕМОСТЬЮ РУД……..... 85

О.Т. Зокиров, Д.М. Илясова, Э.Э. Тынчерова
КОСМОСТРУКТУРНЫЕ ОБЪЕКТЫ КАРАТЮБЕ-ЧАКИЛКАЛЯНСКИХ ГОР..... 90

А.Б. Жумагулов, М.Н. Жураев, С.Б. Гаибназаров
ВЗАИМООТНОШЕНИЕ ЗОЛОТОГО И ВОЛЬФРАМОГО ОРУДЕНЕНИЯ В МЕТАСОМАТИТАХ (СКАРНАХ) ВЕРХНЕГО ЯРУСА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЯХТОН…… 91
Т.С. Ибырханов
ОБЕСПЕЧЕНИЕ ТРЕБУЕМОГО КАЧЕСТВА ОТГРУЖАЕМОЙ РУДЫ ПРИ ПРИМЕШИВАНИИ НЕКОНДИЦИОННОГО СЛОЯ С ОПТИМАЛЬНЫМИ ПАРАМЕТРАМИ……... 95
Б.Х. Хайдаров, У.А. Нажмиддинов, М.Т. Каримова
НЕКОТОРЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ИЗУЧЕНИЯ СВЯЗИ ГЕОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ С НАБЛЮДЕННЫМИ АНОМАЛЬНЫМИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫМИ ЯВЛЕНИЯМИ……..... 97
М.А. Мирусманов, Д.Х. Асабаев, К.Х. Адилханов
КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ МАГНЕЗИАЛЬНОГО СЫРЬЯ ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА……..…….. 99
О.М. Юнусова, Б.О. Жанибеков, Л.Н. Мейлиев, С.Б. Мусурманкулов
ОБЩАЯ ГЕОФИЗИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГЛУБИННОГО СТРОЕНИЯ КОНЦЕНТРИЧЕСКИХ СТРУКТУР ВОСТОЧНОГО УЗБЕКИСТАНА..... 103
М.В. Абдунабиева, Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Л.Н. Мейлиев
МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ МИНЕРАЛИЗАЦИИ РУДОПРОЯВЛЕНИЯ ЗЕНГИБОБО……..... 106
Ж.Р. Князбаева, Р.Ш. Насыров, В.В. Мельник
УКРЕПЛЕНИЕ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГЕОФИЗИЧЕСКИХ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ ЕГО СОСТОЯНИЯ ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ПРОХОДКИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ……..... 110
И.Ю. Сохибов
ОБЕСПЕЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ И ОТКОСОВ УСТУПОВ УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗОВ И ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИХ НА СОСТОЯНИЯ РАВНОВЕСИЯ МАССИВОВ……...… 113
И.Ю. Сохибов
ОСНОВНЫЕ ТЕКТОНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРЫ АНГРЕНСКОГО РАЗРЕЗА..... 115
С.Т. Содиков, А.А. Юсупов
МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЧИНАРСАЙ……..……..... 116
С.Т. Содиков А.А. Юсупов
ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДИКИ РАДИОВОЛНОВОЙ ГЕОИНТРОСКОПИИ ПРИ ПОИСКАХ, РАЗВЕДКЕ И ОЦЕНКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УЗБЕКИСТАНА……..….…..... 118
М.А. Мирусманов, З.Х. Хайдаров, С.Т. Садиков
Au/Ag ОТНОШЕНИЕ КАК ПРИЗНАК ЗОНАЛЬНОСТИ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ РУДНОЙ ЗОНЫ №2 ОКЖЕТПЕССКОГО РУДНОГО ПОЛЯ..... 119
Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Л.Н. Мейлиев, Х.К. Тошниёзов
ОКОЛОЖИЛЬНЫЙ МЕТАСОМАТОЗ, ПРОЯВЛЕННЫЙ НА СУЛТАНБОБО-ЯНТАКЛИНСКОЙ ПЛОЩАДИ……..…….. 121
Х.К. Тошниёзов, Б.О. Жанибеков
ИСТОРИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ИЗУЧЕННОСТИ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯЧНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БЕШБУЛОК……..…..…….. 125
Х.К. Тошниёзов
ГЕОЛОГИЯ РАЙОНА ИЗВЕСТНЯНИКА БЕШБУЛОКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ…… 127
Л.Н. Мейлиев, Б.О. Жанибеков, С.Б. Мусурманкулов, Х.К. Тошниёзов
ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОТОРУДНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАРЖАНБУЛАК. 130
С.Б. Мусурманкулов, С.Т. Содиков, Л.Н. Мейлиев, Х.К. Тошниёзов
ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ПОЗИЦИИ КАК ПОИСКОВЫЕ КРИТЕРИИ (НА ПРИМЕРЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ) ….....…… 133
Х.А. Файзиев
ИННОВАЦИИ В ГЕОЛОГИЧЕСКОМ И ГЕОМОРФОЛОГИЧЕСКОМ ИССЛЕДОВАНИИ: ОТКРЫТИЯ И ПРОГНОЗЫ……..….....……. 134
Ш.С. Ботиров, Р.М. Шодиев
ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАЙОНА РАБОТ И УЧАСТКА ЮЖНЫЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЖЕРДАНАК…….....……..……. 135
М.И. Эргашова, А.Н. Абдуазимходжаев
ДОМЕЗОЗОЙСКИЕ ОБРАЗОВАНИЯ ЗАПАДНОЙ ЧАСТИ ЗАРАВШАНСКОЙ ВПАДИНЫ С ПРОЯВЛЕНИЕМ НЕФТЕГАЗАНОСНОСТИ И ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ……... 138

СЕКЦИЯ 2. ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Н. Жалгасулы, А.А. Исмаилова, У.А. Бектибаев, О.А. Исмаилова
ЗАКОНОМЕРНОСТИ РЕАБИЛИТАЦИИ ОСТАТОЧНЫХ РАСТВОРОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ МЕТАЛЛОВ…… 140

В.А. Кунаев
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ОБРАБОТКИ ДОРОЖНО-СТРОИТЕЛЬНОГО ШЛАКОВОГО ЩЕБНЯ В ЦЕЛЯХ ЭКОНОМИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ…….... 144

З.Ж. Абдрашева, Т.К. Исабек, А.М. Габитова, А.И. Ананин, З.К. Тунгушбаева
МЕТАЛЛУРГИЯ ҚАЛДЫҚТАРЫН ҚОЛДАНУ НЕГІЗІНДЕ ЖЕР АСТЫ КЕҢІСТІГІН ТОЛТЫРМАЛАУҒА АРНАЛҒАН ТОЛТЫРЫМ ҚОСПАЛАРЫ..... 148

Т.М. Елтаев
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОГО ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНЫХ ГИДРОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ И ЕГО АВТОМАТИЗАЦИЯ……..... 153

И.П. Бибик, Ш.А. Очилов, С.С. Норинов, С.М. Раимкулова, А.Н. Караманов
ОСНОВНЫЕ ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ МЕТОДОВ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ КАРЬЕРАХ……..... 157

M.T. Alieva, G.A. Ikhtiyarova
SORPTION OF INTERMEDIATE METAL IONS ONTO BENTONITE MODIFIED WITH CHITOSAN…….... 161

М.О. Косимов, Т.И. Шакаров, У.Т. Тоштемиров
СНИЖЕНИЕ И ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ПРИ ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ…….... 163

У.Т. Тоштемиров, М.О. Косимов, Т.И. Шакаров
НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ПРИМЕНЕНИЕМ АНКЕРНОЙ КРЕПИ..... 165

А.Б. Сайдуллаев, Е.Қ. Талқанбаев, Б.Б. Жумадилдаев
АШЫҚ ТАУ-КЕН ӨНДІРІСІНДЕ ДАЙЫНДАЛҒАН ҚОРЛАРДЫҢ НОРМАТИВТЕРІН НАҚТЫЛАУ…… 167

V.F. Demin, B.R. Rakishev, I.D. Arystan, A.M. Zakharov, Y.A. Abeuov
APPLICATION OF ANCHORING TECHNOLOGY TO REDUCE SOIL HEAVENING IN WORKINGS..... 170

З.С. Юлдашматова
АНАЛИЗ ИСТОЧНИКОВ ВРЕДНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ КАРЬЕРНОГО ТРАНСПОРТА И ПУТИ ИХ УМЕНЬШЕНИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ……..... 174

А.К. Мамбетов, Ш.Ш. Хайруллоев, Д.Н. Иброхимов
ВАРИАНТ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АКТИВНОЙ ЗАБОЙКИ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН ДЛЯ УМЕНЬШЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ПЫЛИ……..... 176

Н.Н. Смагулов, Д.Р. Галимжанов, С.Д. Уланов
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КВАРЦА ОБУХОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАК ТОВАРНОГО ПРОДУКТА НА СОВРЕМЕННОМ РЫНКЕ…… 177

М.А. Исраилов, Д.Р. Махмудов, В.Н. Баротов
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ УВЛАЖНЕНИЕ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА КАК СРЕДСТВО БОРЬБЫ С ПОЖАРАМИ, ПЫЛЕПОДАВЛЕНИЕМ И ПОНИЖЕНИЯ КРЕПОСТИ УГЛЯ……..... 180

У.Ф. Насиров, Ш.Ш. Заиров, Л.О. Шарипов, А.У. Фатхиддинов
ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ РАЗМЕРОВ ЗОН ДЕФОРМАЦИИ ПО ВЫСОТЕ УСТУПА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ГЛУБИНЫ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ ЩЕЛИ……..... 182

V.E. Kislyakov, P.V. Katyshev, N.A. Tsimbalyuk
TECHNOLOGY OF SOLID MINERALS EXTRACTION ON THE ARCTIC SHELF..... 184

Н.К. Джулибеков, А.Ш. Ашуров
РАССМОТРЕНИЕ ВОПРОСА УЛУЧШЕНИЯ ЛОГИСТИЧЕСКИХ СВЯЗЕЙ БЕЗ ВЫХОДА К ВОДНЫМ ПУТЯМ В РАЗВИВАЮЩИХСЯ СТРАНАХ НА ПРИМЕРЕ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН…….... 186

S.P. Kim, S. Murtazin,V.F. Demin, A.M. Zakharov, T.V. Demina
TECHNICAL AND ECONOMIC ASSESSMENT OF THE FEASIBILITY OF USING VARIOUS TYPES OF TRANSPORT FOR OVERBACK ROCK…… 188

Д.Р. Махмудов, М.А. Исраилов, Ш.А. Очилов, Ж.М. Бекпулатов, С.С.Норинов
МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВЫСОКОГО УСТУПА ПРИ ДЕЙСТВИИ СИЛЫ ТЯЖЕСТИ…… 190

Я.Е. Линьков, В.Е. Кисляков, П.В. Катышев
ОБОСНОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ КОНТИНЕНТАЛЬНОГО ШЕЛЬФА АВТОНОМНЫЕ ПОДВОДНЫЕ ДОБЫЧНЫЕ КОМПЛЕКСЫ В УСЛОВИЯХ ОТРИЦАТЕЛЬНЫХ ТЕМПЕРАТУР..... 193

Б.О. Отажонов, А.В. Рахимов, Ж.Ф. Юнусов
МОДЕЛИРОВАНИЕ РЕЖИМА РАБОТЫ ВОДООТЛИВНОЙ УСТАНОВКИ ШАХТ……. 195
Е.М. Мейрам, А.И. Полчин, Ж.К. Богжанова, Р.К. Камаров
ПОВЫШЕНИЕ ГАЗООТДАЧИ ПОДЗЕМНЫХ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН В УГОЛЬНОМ ПЛАСТЕ..... 197
А.В. Рахимов, Б.О. Отажонов, Ж.Ф. Юнусов
ЗАЩИТА ТЯГОВЫХ СЕТЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ ОТ ЗАМЫКАНИЙ НА ЗЕМЛЮ……..... 199
С.С. Құлнияз, М. Рабатұлы, С.Б. Лысенко, А.Е. Баймаганбетов
АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ТИІМДІЛІГІН АРТТЫРУ……..... 202
Ф.Я. Умаров, А.У. Фатхиддинов, Б.А. Гаибназаров, Д.Ф. Уралбоева
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГЛУБИНЫ КАРЬЕРА НА НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ПРИБОРТОВОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД……..... 205
У.Ф. Насиров, Г.С. Нутфуллоев, Б.А. Гаибназаров, Д.Ф. Уралбоева
ПРОЦЕСС РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ В ОБВОДНЕННЫХ УСЛОВИЯХ……... 209
Ш.М. Шомуродов, Ж.Т. Солихов, И.И. Холмуротов
ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР КОМБИНИРОВАННОЙ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ, ЕЕ ЭЛЕМЕНТЫ И ПАРАМЕТРЫ……..... 211
Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов
ОБОБЩЕНИЕ ТЕОРИЙ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ…..... 213
Ф.Т. Худойбердиев, Х.Ш. Тошпулатов
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД…….. 214
Б.Р. Раимжанов, Т.Ж Аннакулов, Ш.Ш.Заиров
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ МОБИЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ ОТРАБОТКЕ НАКЛОННЫХ УСТУПОВ……..... 216
Е.Д. Байгел
ПУТИ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИИ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ……... 221
В.Р. Кадиров, Д.Р. Махмудов, А.Н. Казаков, Ш.А. Очилов, Х.Ю. Норова
ИССЛЕДОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ……..... 223
С.И. Аминжанова, И.К. Умарова, Г.К. Салижанова, Ж.М. Бекпулатов, К.Н. Сулаймонов
ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОВ ЗОЛОТА В МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЁШЛИК-1……..... 226
И.Н. Марданов, Ф.Т. Худойбердиев
АНАЛИЗ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КАЧЕСТВЕННЫХ И КОЛИЧЕСТВЕНЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ДОБЫЧИ РУДЫ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В УСЛОВИЯХ ХАНДИЗИНСКОГО ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ…..... 229
С.К. Молдабаев
ОСОБЕННОСТИ ОПТИМИЗАЦИИ КАЛЕНДАРНОГО ГРАФИКА ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КРУТОНАКЛОННЫМИ СЛОЯМИ…..... 232
С.К. Молдабаев
ПОВЫШЕНИЕ ПРЕСТИЖА ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЙ ПРОГРАММЫ «ГОРНАЯ ИНЖЕНЕРИЯ» В SATBAYEV UNIVERSITY……..... 239
Р.Р. Рашидов, А.А. Тургунов
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ДЛЯ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ПЫЛИ И ТУМАНОВ ИСПОЛЬЗУЯ СУХИЕ, МОКРЫЕ И ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ……..... 243
И.Т. Мислибаев, Ш.М. Алимов
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РАЗДЕЛЬНОГО СПОСОБА ВОЗВЕДЕНИЯ ИСКУССТВЕННОГО ЗАКЛАДОЧНОГО МАССИВА……..... 247
Д.Д. Магавьянов
ОПТИМИЗАЦИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЦИФРОВЫХ ГЕОТЕХНИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ……..... 250
Р.Л. Кожанбаев
РАСЧЕТ КОЭФФИЦИЕНТА ЗАПАСА УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА..... 255
А.С. Турдалиева, Г.Н. Асылханова
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ВОДОУСТОЙЧИВОГО ВВ БЕЗ ПРИМЕНЕНИЯ НЕФТЕПРОДУКТА……..... 258
М.А. Исраилов, Д.Р. Махмудов, И.И. Холмуротов, А.А. Каршибоев
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОГО ВАРИАНТА ПРОВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ПРОХОДКЕ ГИДРОТЕХНИЧЕСКИХ ТУННЕЛЕЙ……..... 261

А.С. Молдабаев
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В КОМБИНАЦИИ С КОНВЕЙЕРНЫМ ПОДЪЕМНИКОМ…….. 264
А.А. Дияров, А.А. Шынызак, А.Қ. Оразмахан
ОПТИМИЗАЦИЯ ПАРАМЕТРОВ ПОДЗЕМНОЙ ГЕОТЕХНОЛОГИИ С САМООБРУШЕНИЕМ РУДЫ ДЛЯ БЕЗОПАСНОГО И УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ДОБЫЧИ ХРОМИТОВЫХ ЗАЛЕЖЕЙ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ «ШДНК»……. 268
А.М. Габитова, Е.А. Абеуов, А.И. Ананин, З.К. Тунгушбаева, З.Ж. Абдрашева
ДОЛИННЫЙ КЕНОРНЫНДАҒЫ КАМЕРАЛЫҚ ҚАЗЫМДАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ТҰРАҚТЫ ПАРАМЕТРЛЕРІН НЕГІЗДЕУ……. 273
С.М.Турабджанов, Л.С. Рахимова, А.Х.Арипов
МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ХИМИЧЕСКОЙ, ТЕРМИЧЕСКОЙ СТАБИЛЬНОСТИ И МЕХАНИЧЕСКОЙ СТОЙКОСТИ БИОУГЛЯ……. 276
М.Ш. Бабаев, А.С. Хасанов, А.А. Саидахмедов
УТИЛИЗАЦИЯ ПРОДУКТОВ И ОТХОДОВ ГАЗООЧИСТКИ МЕДНОГО ПРОИЗВОДСТВА С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ……. 277
М.Ш. Бабаев, Б.Р. Вохидов, А.А. Саидахмедов
ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ, ЗАБАЛАНСОВЫХ И НИЗКОСОРТНЫХ ОТВАЛОВ АО “НГМК” ……. 279
Б.Р. Вохидов, А.А. Саидахмедов, М.Ш. Бабаев
РАЗРАБОТКА СПОСОБА ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ СЕЛЕКТИВНЫХ МЕТОДОВ РАСТВОРЕНИЯ……. 280
Т.М. Алменов, Д.М. Шабаз, М.Е. Базархан
ЖЕРАСТЫ ТАУ-ҚАЗБАЛАРЫН ӨТУ КЕЗІНДЕГІ БҰРҒЫЛАУ-ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН ОҢТАЙЛАНДЫРУ……. 282
С.Ж. Галиев, Н.Е Аксаналиев, Е.А. Шабельников, Г.К. Баймухаметова
ПРОЦЕССНЫЙ ПОДХОД В КАЧЕСТВЕ ЭФФЕКТИВНОГО ИНСТРУМЕНТА ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ГОРНОТРАНСПОРТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ..... 287
С.Б. Мирзажанова
ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ ОТХОДОВ…….. 290
С. Карымсакулы, М.Н. Сандибеков
ЭКОНОМИЧНЫЕ И ЭКОЛОГИЧНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В ГОРНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ…….. 291
Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева
КЕННІҢ ӨЗДІГІНЕН ҚҰЛАУ ЖҮЙЕСІНІҢ ЕРЕКШЕЛІКТЕРІ ЖӘНЕ ӘЛЕМДЕГІ ҚОЛДАНУ АЙМАҒЫ МЕН ПАЙДАЛАНУ ТӘЖІРИБЕЛЕРІ……. 297
Ш.Ш. Аликулов, К.Р. Шаропов
ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА КОЛЬМАТАЦИИ ПОРОД ПРИФИЛЬТРОВОЙ ЗОНЫ ПЛАСТА..... 298
В.И. Нифадьев, Н.М. Калинина
ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ НИЗКОПЛОТНЫХ ВВ НА РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ КЫРГЫЗСТАНА…….. 299
А.А. Хасанов, У.А. Хасанов, У.Т. Тоштемиров
ИССЛЕДОВАНИЕ СОСТОЯНИЯ ВОЛЬФРАМСОДЕРЖАЩЕГО ОТХОДЫ НА ТЕРРИТОРИИ УЗБЕКИСТАНА…….. 304
Н.Б. Бахтыбаев, Р.Ж. Искаков, С.Е. Сүйінтаева
ҚАБАТТЫҚ ҚҰЛАТУ ҚАЗУ ЖҮЙЕСІ ЖАҒДАЙЛАРЫНДА БҰРҒЫЛАП-АТТЫРУ ЖҰМЫСТАРЫНЫҢ ЖЕТІЛДІРУ ТӘЖІРИБЕСІ……. 306
Н.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Даулетов, А. Серик
БОЗШАКӨЛ КЕН ОРНЫНЫҢ КАРЬЕРІНІҢ ЖАҒДАУЛАРЫ МЕН КЕМЕР ҚИЯБЕТТЕРІНІҢ ТҰРАҚТЫЛЫҒЫН ЕСЕПТЕУДІҢ ГЕОТЕХНИКАЛЫҚ ӘДІСТЕРІН НЕГІЗДЕУ ЖӘНЕ БАҒАЛАУ..... 307
Е.М. Байжуманов, Б. Хусан, Е.Е. Күшікбан
ИННОВАЦИЯЛЫҚ ӘДІСТЕРДІ ПАЙДАЛАНА ОТЫРЫП КАРЬЕРЛЕРДЕГІ ЖАРЫЛЫС ТЕХНОЛОГИЯСЫН ЖАҢҒЫРТУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ПАРАМЕТРЛЕРІН АНЫҚТАУ……. 311
Е.М. Байжуманов, Б. Хусан, Б.Б. Сабитов
АШЫҚ ТАУ КЕН ЖҰМЫСТАРЫН ӨҢДЕУ ТЕРЕҢДІГІН АРТТЫРА ОТЫРЫП ТАУ ЖЫНЫСТАРЫ МАССИВТЕРІНІҢ ГЕОМЕХАНИКАЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРЫН ЗЕРТТЕУДІҢ ҚАЗІРГІ ЖАҒДАЙЫ……. 314
Л.Е. Тян, Д.К. Ахметканов
ОПТИМИЗАЦИЯ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПО MICROMINE……. 317

Б.З.Бобарахимов, Т.З.Абдурахманов, А.Х.Чегабаев, А.Н.Казаков
ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЗАТЯЖЕК ИЗ ПОЛИМЕРНОГО МАТЕРИАЛА ВМЕСТО ТРАДИЦИОННЫХ ЖЕЛЕЗОБЕТОННЫХ ЗАТЯЖЕК ДЛЯ ЗАТЯЖКИ МЕЖРАМНОГО ПРОСТРАНСТВА..... 319
М.С. Саидова, С.Б. Мирзажанова, Г.Б. Бекназарова
КРАТКИЙ ОБЗОР СПОСОБОВ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ…… 321
D.R. Makhmudov, Y.T. Nurboboev
ANALYSIS OF ORE QUALITY INDICATORS…….....……..…….. 322
Е.Т. Абдрахман
АНАЛИЗ НЕСТАБИЛЬНОГО БЛОКА ПРИ ВЗРЫВНОЙ ВЫЕМКЕ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА..... 324
Н.Ғ. Ағыбаев
ӨРЛЕМЕЛЕРДІ ОҢТАЙЛЫ ӘРІ ҚАУІПСІЗ ӘДІСПЕН ЖҮРУ…..……..... 327
Н.Ғ. Ағыбаев
АШЫҚ ТАУ-КЕН ЖҰМЫСТАРЫНДАҒЫ КОНТУРЛЫҚ БҰРҒЫЛАП ЖАРУ ЖҰМЫСТАРЫН ОҢТАЙЛАНДЫРУ……..…..……..…… 331
А.А. Орынбай, А.Е. Куттыбаев, А.Е. Алибаев, Н.М. Кожахметова
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ВЗОРВАННЫХ ПОРОД ШПУРОВЫМИ ЗАРЯДАМИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЧИСЛЕННОГО МЕТОДА……..…….... 334

СЕКЦИЯ 3. ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ПЕРВИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ТВЕРДОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
А.У. Самадов, Р.М. Сидиков, Н.И. Носиров
ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КАЛЬМАКЫР……..... 341
К. Санақулов, У.А. Эргашев
ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТЫХ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД АМАНТАЙСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ……..…..……..…… 346
А.З. Исагулов, Св.С. Квон, В.Ю. Куликов, Д.Р. Аубакиров
ПРИМЕНЕНИЕ НЕКОТОРЫХ УЛУЧШАЕМЫХ СТАЛЕЙ В КАЧЕСТВЕ ИЗНОСОСТОЙКИХ МАТЕРИАЛОВ……..…….....……. 347
А.З. Исагулов, М.К. Ибатов, С.С. Квон, В.Ю. Куликов, Д.Р. Аубакиров
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МАРГАНЦЕВЫХ ОТХОДОВ В ПРОИЗВОДСТВЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ОТЛИВОК ИЗ ИЗНОСОСТОЙКОГО ЧУГУНА…….....…. 351
А.Б. Бегалинов, М.Р. Шаутенов, Т.М. Алменов, Б.К. Бектур, Н.Н. Смагулов
О НЕОБХОДИМОСТИ РАЗРАБОТКИ ТЕХНОЛОГИЙ КОЛИЧЕСТВЕННОЙ ОЦЕНКИ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТО (ТДЗ) В ПРИРОДНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ ОБЪЕКТАХ КАЗАХСТАНА……..…….....…. 354
M.M. Yakubov, H.Y. Djumaeva, M.S. Maksudhodjaeva, O.M. Yokubov
RESEARCH OF THE SUBSTANTIAL COMPOSITION DURING PRIMARY PROCESSING OF SOLID MINERAL RAW MATERIALS OF THE YOSHLIK-I DEPOSITS……..……..... 359
А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж.Мақұлбек
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ПРОВЕРКА АДЕКВАТНОСТИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ……..…….... 363
А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж.Мақұлбек
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ СУШИЛЬНОГО АГЕНТА НА ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ СУШИЛЬНОГО БАРАБАНА СО СМЕШАННЫМ РЕЖИМОМ ТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ) ……..……..…….. 366
А.М. Байтуреев, Ж.А. Ертаева, А.Т. Онлабекова, Г.Ж. Мақұлбек
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯЧАСТОТЫ ВРАЩЕНИЯ БАРАБАНА НА ВРЕМЯ ПРЕБЫВАНИЯ ГАЛИТАВ СУШИЛЬНОМ БАРАБАНЕ СО СМЕШАННЫМ РЕЖИМОМТЕРМООБРАБОТКИ (СБ-СРТ) …….....……..……. 369
У.З. Шарафутдинов, И.М. Ражаббоев, Ш.Ш. Юлдашев
РАСТВОРЕНИЕ УРАНОФОСФАТНЫХ ОСАДКОВ В СЕРНОЙ КИСЛОТЕ С ПОСЛЕДУЮЩИМ НАПРАВЛЕНИЕМ ПОЛУЧЕННЫХ РАСТВОРОВ В ПРОДУКТИВНЫЕ РАСТВОРЫ ПВ…….. 372
Т.И. Шакаров, И. К. Матмусаев, Ш.Ш. Рустамов, А.А. Мухамедбаев
УТИЛИЗАЦИЯ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД МОФ-2 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»……..…….....…. 373
И.С. Ибрагимов, С.Б. Алланова
РУДОПОДГОТОВКА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ…….....… 374

А.У. Самадов, Н.И. Носиров, Ж.У. Суяров
ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И ПОДГОТОВКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД К ОБОГАЩЕНИЮ…… 376
Н.Н. Абдылдаев, Б.К. Кенжалиев, А.К. Койжанова, К.М. Смаилов, Д.Р. Магомедов, М.Б. Ерденова, Т.С. Омирбек
ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД…… 378
Э.Я. Ялгашев, Н.Ф. Исаева, М. Мансурова, А.А. Анненкова
СИНТЕЗ И ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЕНТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДЫ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ МЕТАЛЛОВ…… 381
А.С. Ахметова, М.Б. Барменшинова, О.Т. Дюсембинов
ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПТИМИЗАЦИИ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ РУДЫ…… 384
М.М. Атахан, Ж.Қ. Сағатбеков, А.М. Макашева
ҰСАҚТАУ БАРЫСЫНДА КҮКІРТТІҢ ЖӘНЕ НЕГІЗГІ КОМПОНЕНТЕРДІҢ КЕНДЕГІ ТАРАЛУЫН ЗЕРТТЕУ…… 387
A. Ultarakova, A. Mukangaliyeva ,N. Lokhova, K. Kassymzhanov
INVESTIGATION OF THE INFLUENCE OF ORGANIC POLYATOMIC ALCOHOLS ON THE MECHANISM OF NIOBIUM DISSOLUTION FROM TECHNOGENIC RAW MATERIALS…… 390
М.А. Тулепова, Е.П. Щербакова
ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ВЫСОКОХРОМИСТЫХ БЕЛЫХ ЧУГУНОВ ДЛЯ ИЗНОСОСТОЙКИХ КОРРОЗИОННЫХ СРЕД…… 393
А.Қ. Сейсенбек, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов
ОТРАБОТКА РЕЖИМА ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «КОКТАСЖАЛ» С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ…… 395
Е.Н. Базар, И.Ю. Мотовилов
ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННО – ФЛОТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ…… 399
А.Р. Хасенов, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов
ОПТИМИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД…….. 403
Б.Е. Мансуров, Ш.А. Телков, И.Ю. Мотовилов
ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНОЙ ОКИСЛЕННОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ РАЗНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ…… 405

СЕКЦИЯ 4. НАНОМАТЕРИАЛЫ И НАНОТЕХНОЛОГИИ
Д.М. Бердиев, Г.В. Кожевникова, А.Н. Пушанов
ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ОСНОВЫ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ ДЕТАЛЕЙ…… 411
Г.А. Ихтиярова, Д.У.Кучкарова, Д.С. Исомитдинова
ПОЛУЧЕНИЕ ХИТОЗАНА ИЗ ПОДМОРА ПЧЕЛ APIS MELLIFERA КРИОГЕННЫМ МЕТОДОМ..... 412
Г.С. Әмірбекова, Ж.Қ. Төлепов
ТӨСЕНІШТІ ЕРІТІНДІДЕ ҰСТАУ УАҚЫТЫНЫҢ ҚОРҒАСЫН СУЛЬФИДІ ҚҰРЫЛЫМЫНА ӘСЕРІ 414
Ж.У. Палтушева, Л.В. Гриценко, V. Syritski
ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ОКСИДА ЦИНКА ДЛЯ СЕНСОРНЫХ ПРИЛОЖЕНИЙ…..... 416
К.Н. Нұғыманова, Zh.N. Christian, К.К. Кудайбергенов, Д.Р. Мулдаш
КӨМІРТЕКТІ НАНОТАЛШЫҚТАРДЫ СИНТЕЗДЕУ ЖӘНЕ ОНЫҢ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ…… 418
Р. Кенжалиева А. Абильдина
УСТАНОВЛЕНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ПРОЦЕССОВ, ПРОТЕКАЮЩИХ НА АНОДЕ МАГНИЕВЫХ АККУМУЛЯТОРОВ…… 421
Y. Yeszhan, S. Sultakhan, T. Babatayeva, S. Azat
METHOD OF SLOW SAND FILTRATION FOR WATER TREATMENT…… 422
С.М. Жарылқан, Ж.Т. Тауанов
СУДЫ СЫНАП ИОНЫНАН ТАЗАРТУ ҮШІН СИНТЕТИКАЛЫҚ ЦЕОЛИТТЕР МЕН НАНОКОМПОЗИТТЕРДІҢ СИНТЕЗІ…… 424
М.К. Шамшиденов, Ұ.С. Қожақмет, Б.У. Рахимова, Е.А. Алтынов
АУЫЛШАРУШЫЛЫҚ ҚАЛДЫҚТАРДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ…… 425
Д.Е. Жанузак, С.Н. Ахметова, А.И. Джумекеева, А.С. Ауезханова
ИССЛЕДОВАНИЕ КАТАЛИТИЧЕСКИХ СВОЙСТВ НАНЕСЕННЫХ ХИТОЗАН-СТАБИЛИЗИРОВАННЫХ ХРОМОВЫХ КАТАЛИЗАТОРОВ В ОКИСЛЕНИИ ЦИКЛОГЕКСАНА В МЯГКИХ УСЛОВИЯХ…… 427

А.Ғ. Баратов
ҚҰРАМЫНДА ВИСМУТ БАР ЖОҒАРЫ ТЕМПЕРАТУРАЛЫ АСҚЫН ӨТКІЗГІШТІҢ ҚАСИЕТТЕРІ МЕН СЫНИ ПАРАМЕТРЛЕРІНЕ СИНТЕЗ ШАРТТАРЫНЫҢ ӘСЕРІ…..……..……. 429
С.З. Абдуллаева, Ж.А. Досымханова, Г.С. Миталиева
ГИДРОТЕРМАЛДЫ СИНТЕЗДЕУ ӘДІСІМЕН АЛЫНҒАН ZnS ЖҰҚА ҚАБЫҚШАЛАРЫНЫҢ ҚАСИЕТТЕРІ……..……..…….. 431
Р.Р. Жағыпар, А. Калиева
СЕЛЕКТИВТІ ХИМИЯЛЫҚ ЖЕМІРУ ӘДІСІМЕН КРЕМНИЙДІҢ НАНОТЕКСТУРЛЕНГЕН ҚАБАТЫН АЛУ……...…..…….. 431
А.Т. Қадау, Р. Жағыпар
СИНТЕЗ НАНОРАЗМЕРНЫХ ПОРОШКОВ ZnO С КОНТРОЛИРУЕМЫМИ РАЗМЕРАМИ И ИССЛЕДОВАНИЕ ИХ СВОЙСТВ…….....……..…… 433
А. Мамит, Н.Н. Анефия, К. Аймаганбетов, С.Р. Жантуаров
ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРНЫХ СВОЙСТВ ПЛЕНОК ОКСИДА ТИТАНА, СИНТЕЗИРОВАННЫХ С ИСПОЛЬЗОВНАИЕМ МЕТОДА РЕАКТИВНОГО МАГНЕТРОННОГО НАПЫЛЕНИЯ……...…..…….. 434
К. Агибаев, А. Шонгалова, М. Коррея, П. Фернандеш
ИССЛЕДОВАНИЕ ХАЛЬКОГЕНИДА СЕЛЕНИДА СУРЬМЫ МЕТОДОМ КОЛЕБАТЕЛЬНОЙ СПЕКТРОСКОПИИ……..……..... 436
А. Сайлаубекова, А. Жумадилова, Т. Рспаев, Ж.Е. Ибраева, Б.А. Байтимбетова
ОЦЕНКА СТРУКТУРЫ РАЗЛИЧНЫХ ВИДОВ БУМАГИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА АТОМНО-СИЛОВОЙ МИКРОСКОПИИ……..... 436
А.А. Каныкешова, Г. Кыдырбай, Б.А. Байтимбетова
МЕТОДЫ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОЛУПРОВОДНИКОВЫХ ПРИБОРОВ К ВОЗДЕЙСТВИЮ КОРРОЗИИ……..……..... 438
А.Р. Гайсина, И.О. Сапаргали, К.С. Бексейтова, С. Азат
СУДАҒЫ МИКРОПЛАСТИКТЕРДІ ЖОЮДЫҢ ИННОВАЦИЯЛЫҚ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ӘЗІРЛЕУ... 439
Л.Е. Абдрахманова, С.Б. Қошанова, Б.У. Рахимова, Е.А. Алтынов, Ұ.Е. Жантикеев, К.С. Бексейтова, К.К. Құдайбергенов
БИОМАССАДАН МИКРОКРИСТАЛДЫ ЦЕЛЛЮЛОЗА АЛУ ЖӘНЕ ҚАСИЕТТЕРІН ЗЕРТТЕУ……... 440

СЕКЦИЯ 5. РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ В НЕФТЕГАЗОВОЙ ОТРАСЛИ
Н.С. Буктуков, Е.С. Гуменников, Э.С. Есбергенова
НОВЫЕ СРЕДСТВА БУРЕНИЯ ПРОТЯЖЁННЫХ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН В УСЛОВИЯХ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧИ ВЯЗКОЙ НЕФТИ…….....…… 443
Б.А. Оринбаев, О.Г.Хайитов, С.Э.Маллаев, А.И.Гадоев
СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ РАЗРАБОТКИ ГАЗОКОНДЕНСАТНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ БЕРДАХСКОГО ВАЛА СУДОЧЬЕГО ПРОГИБА УСТЮРТСКОГО РЕГИОНА И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ……..... 445
М. Бисенгалиев, М. Сарбопеева, А. Тогашева, Р. Баямирова, А. Жолбасарова
ЭФФЕКТИВНОСТЬ БУРЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ СКВАЖИН…….....…… 452
М. Бисенгалиев, Г. Абдешова, А. Шамшенова, Ж. Сарсен
ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА РЕКОМЕНДУЕМЫХ СПОСОБОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ СКВАЖИН…… 455
М. Бисенгалиев, Г. Абдешова, М. Елешев, А. Тогашева, Р. Баямирова
МЕХАНИЗМ ДЕЙСТВИЯ ДЕПРЕССОРНЫХ ПРИСАДОК НА ВЫСОКОПАРАФИНИСТЫЕ НЕФТИ. 458
Н.Н. Ёдгоров, А.А. Абдиназаров, А.М. Низамов, Х.Ж. Кузиев
ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ВЫБОРУ СОСТАВА СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ОБЛЕГЧЕННОГО ТАМПОНАЖНОГО РАСТВОРА……..... 459
М.Ж. Сексенбай
ҚАЗАҚСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ МҰНАЙ-ГАЗ САЛАСЫНДАҒЫ МӘСЕЛЕЛЕР МЕН ОЛАРДЫ ШЕШУ ЖОЛДАРЫ……..……..……..…….. 462
Ш.А. Каримов, О.У. Бахтиёров, Д.Х. Хикматова, С.И. Эргашев
ПОЛИМЕРНЫЕ ТАМПОНАЖНЫЕ КОМПОЗИЦИИ ДЛЯ РЕМОНТНО-ИЗОЛЯЦИОННЫХ РАБОТ В ЭКСПЛУАТАЦИОННОЙ СКВАЖИНЕ……..……..…… 465
O.R. Makhammadiyev, K.U. Sokiyeva
ANALYSIS AND TESTING OF SYNTHESIZED INHIBITORS…..……..…… 468
Д.К. Назарбекова
ОПРЕДЕЛЕНИЯ ЗАВИСИМОСТИ СРЕДНЕЙ МЕХАНИЧЕСКОЙ СКОРОСТИ ПРОХОДКИ ОТ ГЛУБИНЫ СКВАЖИНЫ……..……..……..…… 472
О.Р. Максудов, А.Н. Бахтиёров, О.О. Зарипов, А.Т. Норкобилов
ОПТИМИЗАЦИЯ ПРОЦЕССА ЭТЕРИФИКАЦИИ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЭТИЛАЦЕТАТА…… 476

СЕКЦИЯ 6. ЦИФРОВИЗАЦИЯ И ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

М.Б. Нұрпейісова
ТОЛҒАУЫ 90 ТОЛАҒАЙ ТҰҒЫР ТҮЛЕКТЕРІ…… 480

М.Б. Нурпеисова, К.Б. Рысбеков, Г.М. Кыргизбаева, С.Т. Солтабаева
МОНИТОРИНГ МЕДЛЕННЫХ ДВИЖЕНИЙ ЗЕМНОЙ КОРЫ В ЦЕНТРАЛЬНОМ КАЗАХСТАНЕ…. 484

А.А. Бояндинова, Ж.А. Адилханова
РАЗРАБОТКА ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В ОБЛАСТИ УПРАВЛЕНИЯ ПРЕДПРИЯТИЯМИ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ НА ОТКРЫТЫХ РАЗРАБОТКАХ..... 488

О.Ж. Худайбердиев, Н.М. Джураева, Ф.Ю. Заирова
МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДВИЖЕНИЯ ЗАБОЙКИ ПО СКВАЖИНЕ С УЧЕТОМ ПОГОДНЫХ УСЛОВИЙ…… 491

О.Ж. Худайбердиев, Н.М. Джураева, Ф.Ю. Заирова
ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРНЫХ ФАКТОРОВ ВНЕШНЕЙ СРЕДЫ НА ИСТЕЧЕНИЕ ПРОДУКТОВ ДЕТОНАЦИИ ИЗ СКВАЖИНЫ…… 493

Ш.И. Ахмадов, Ш.А. Очилов, Й.Н. Жураев, Р.И. Мирсаяпов, О.А. Хайдаров
ПОВЫШЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ И ПРОГРАММНЫХ ОБЕСПЕЧЕНИЙ В ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЯХ 494

Г.С. Мадимарова, Т. Нурланкызы, Н.А. Орынбаев
ПЕРСПЕКТИВЫ ГЕОЛОГО-МАРКШЕЙДЕРСКОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ ПРОЕКТОВ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В СРЕДЕ ГГИС MICROMINE..... 497

Ж.А. Насимов, Ф.У. Аширов, З.М. Кобилов
К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЫХ РАБОТ НА ТВЕРДЫЕ ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ…… 500

Е.Е. Әбдәлімов, Ы. Жакыпбек, А.С. Кулан, Г.Ж Турсбекова
ПАЙДАЛЫ ҚАЗБАЛАР КЕН ОРЫНДАРЫН АШЫҚ ИГЕРУ КЕЗІНДЕ ТЕХНОГЕНДІК БҰЗЫЛҒАН ЖЕРЛЕРДІҢ ЖАҒДАЙЫН ЗЕРТТЕУ…… 501

Н.Н. Жақсығұл
КАРТОГРАФИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ТЕРРИТОРИИ КЫЗЫЛОРДИНСКОЙ ОБЛАСТИ, ПО КОМПЛЕКСУ НЕБЛАГОПРИЯТНЫХ ФАКТОРОВ…… 506

Д.С. Бекболат
ОЦЕНКА ПРИРОДНО – РЕСУРСНОГО ПОТЕНЦИАЛА КОСТАНАЙСКОЙ ОБЛАСТИ……..... 510

Қ. Жұманғазыұлы, Ж.Т. Омиржанова
ПРОВЕДЕНИЕ КАРТОГРАФИЧЕСКОГО РАСЧЕТА ВЛИЯНИЯ ПРОМЫШЛЕННЫХ ГОРОДОВ НА ЭКОЛОГИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕРРИТОРИЙ ЦЕНТРАЛЬНОГО КАЗАХСТАНА…..... 511

А.С. Ақылжанов, С.В Турсбеков, А. Әсетқызы, Г.Ж. Турсбекова
ГЕОДЕЗИЧЕСКИЙ МОНИТОРИНГ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ…….... 517

Б.Ж. Жуматаев, Ы. Жакыпбек, М. Тоқтар, А.С. Әбен
ЖЕР РЕСУРСТАРЫН ПАЙДАЛАНУ МЕН БАСҚАРУ ЖАҒДАЙЫН ТАЛДАУ..... 520

А.Б. Тойшы, Ы. Жакыпбек, Т. Қамархан
АУЫЛ ШАРУАШЫЛЫҚ ЖЕРЛЕРІН ҚАШЫҚТЫҚТАН ЗОНДТАУ ӘДІСІМЕН МОНИТОРИНГТЕУДІҢ ТИІМДІЛІГІ…….... 523

H.A. Fayziyev
ASSESSMENT OF THE SUBJECT OF BASALT RAW MATERIALS FOUND IN THE TERRITORY OF THE REPUBLIC OF UZBEKISTAN……... 526

H.A. Fayziyev
THE ROLE OF DIGITALIZATION IN MONITORING HAZARDOUS GEOLOGICAL PROCESSES..... 529

СЕКЦИЯ 7. АВТОМАТИЗАЦИЯ И РОБОТИЗАЦИЯ В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ

J.U. Sevinov, Sh.O. Zaripova
STABLE ALGORITHMS FOR ADAPTIVE ESTIMATION OF KALMAN FILTER GAIN IN SYSTEMS BY DYNAMIC OBJECTS…….. 532

Sh.M Abdishukurov, R.T. Khamdamov, A.Z. Shodiyorov
SYNTHESIS ALGORITHM OF CONTROL SYSTEM BASED ON NEURAL NETWORK FOR THE GAS AND OIL PROCESS…… 535

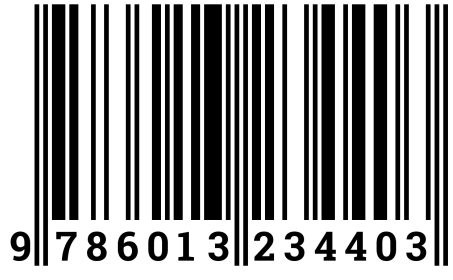
Ф.Ф. Одилов
АНАЛИЗ ОСОБЕННОСТЕЙ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БУРЕНИЯ…… 539

А.А. Ташкулов
УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ В КАРЬЕРЕ ЁШЛИК -I НА ОСНОВЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНЫХ РЕШЕНИЙ…… 542

И.Нариманова, А.В.Кабулов
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ ИНСТРУМЕНТОВ И ТЕХНОЛОГИЙ В МОДЕЛИРОВАНИИ ТЕПЛОМАССООБМЕНА В БАРАБАННЫХ СУШИЛКАХ..... 543

СБОРНИК ТРУДОВ
Международной научно-практической конференции
«РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ
В МИНЕРАЛЬНО-ИНДУСТРИАЛЬНОМ МЕГАКОМПЛЕКСЕ
В УСЛОВИЯХ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ ЭКОНОМИКИ»
14-15 марта 2024

Подписано в печать 01.03.2024 г.
Тираж 100 дана. Формат 60x84 $^{1}/_{16}$. Бумага типогр. №1.
Уч-изд.л. 34,6. Усл.п.л. 32,2. Заказ № 373

Издание Казахского национального исследовательского
технического университета им. К.И. Сатпаева
Издательский центр «Polytech» им. Т. Кенеева
г. Алматы, ул. Сатпаева, 22

ISBN 978-601-323-440-3