

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно – металлургический институт имени А.О.Байконурова

Кафедра «Горное дело»

Шанчаров Насихат Касеналиевич

Название диссертации «Совершенствование технологий разработки крутопадающих,
тонких жил месторождения "Жолымбет»

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

7M07203 – «Горная инженерия»

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Казахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

УДК: 622.272./274.032 (043)

На правах рукописи

Шанчаров Насихат Касеналиевич

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

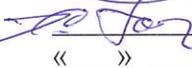
На соискание академической степени магистра

Название диссертации «Совершенствование технологий разработки крутопадающих,
тонких жил месторождения Жолымбет»

Направление подготовки 7M07203-«Горная инженерия»

Научный руководитель:

д-р техн. наук, профессор

 Юсупов Х. А.
«__» _____ 2024 г.

Рецензент

КазГАСА

ассоц. профессор Междунар.

образ. корп., канд. техн. наук,

 Ельжанов Е.А.

«14» 06 2024 г.

Нормоконтроль

ведущий инженер

 Мендекинова Д.С.

«13» 06 2024 г.



ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующий кафедрой

«Горное Дело»

д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

«19» 06 2024

Алматы 2024

МИНИСТЕРСТВО НАУКИ И ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ
РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Некоммерческое акционерное общество «Каззахский национальный исследовательский
технический университет имени К.И.Сатпаева»

Горно-металлургический институт им. О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

7М07203-«Горная инженерия»



УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой

«Горное Дело»

д-р техн. наук, профессор,

Молдабаев С.К.

06 2024

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Шанчарову Насихату Касеналиевичу

Тема: «Совершенствование технологий разработки крутопадающих, тонких жил месторождения Жолымбет»

Утверждена приказом Ректора Университета № 408 – п от 20.11.2022 г.

Срок сдачи законченной диссертации «19» 06 2024 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Данные производственной практики, в том числе: горно-геологические условия на месторождений «Жолымбет».

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) анализ по разработке тонких и весьма тонких жильных месторождений в РК и зарубежом;

б) анализ современного состояния добычи руды на месторождений Жолымбет;

в) исследование технологии селективной выемки;

г) разработка технологии выемки с отбойкой руды из подэтажных выработок;

Перечень графического материала:

а) Применяемые системы подземной разработки

б) Система разработки с селективной выемкой руды;

с) Зависимости разубоживания и потерь руды от влияющих факторов.

Рекомендуемая основная литература:

1. Юсупов Х.А. Ресурсосберегающая технология очистной выемки тонких и весьма тонких крутопадающих залежей. – дис. д-р. техн. наук. – Алматы 2002. – 233 с.

2. Пирогов Г.Г., Пакулов В.В. Обоснование новой технологии разработки маломощных тонких жил// Чита. 2010 г. – 138 с.

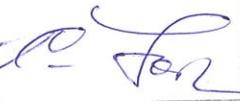
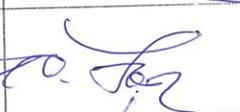
3. Бекбулатов К. Геологический отчет месторождения В.Андасайское – Алматы 2006. – 153 с.

ГРАФИК
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
1 Горнотехнические условия разработки месторождения	12.12.2022	
2 Предлагаемая технология отработки маломощных рудных залежей	15.05.2023	
3 Исследование предлагаемой технологий отработки маломощных рудных залежей	11.12.2023	
4 Экономическая эффективность предлагаемой технологии	20.05.2024	
5 Техника безопасности, охрана труда и промсанитария	20.05.2024	

Подписи

консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

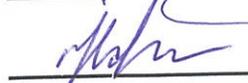
Наименования разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
1 Горнотехнические условия разработки месторождения	д-р техн. наук, профессор Юсупов Х. А	12.12.2022	
2 Предлагаемая технология отработки маломощных рудных залежей	д-р техн. наук, профессор Юсупов Х. А	12.12.2022	
3 Исследование предлагаемой технологий отработки маломощных рудных залежей	д-р техн. наук, профессор Юсупов Х. А	12.12.2023	
4 Экономическая эффективность предлагаемой технологии	д-р техн. наук, профессор Юсупов Х. А	20.05.2024	
Нормоконтроль	ведущий инженер Мендекинова Д.С.	13.06.24	

Научный руководитель



Юсупов Х. А.

Задание принял к исполнению обучающийся



Шанчаров Н.К.

Дата

«14»11.2022г.

АНДАТПА

Алтынқұрамды жұқа және өте жұқа кен орындарын игерудегі процестер мен проблемалар қарастырылды. Қуаттылығы төмен кен орындарын игерудегі негізгі проблемалар - кендердің құнарсыздануы және өнімділіктің төмендігі. Кеннің құнарсыздануын азайтудың бір жолы - уатылған кен мен тау жыныстарын бөлу үшін әртүрлі төсемдерді қолдануды қажет ететін кенді іріктеп қазып алумен игеру жүйесін пайдалану. Алайда, бұл игеру жүйесі төсемдерді салу және кенді тиеу процестерінің күрделілігімен ерекшеленеді, сондықтан гранулометриялық құрамдары әртүрлі болып табылатын кен мен тау жыныстарын іріктеп қазу және уату игеру жүйесі ұсынылады.

Магистірлік зерттеудің қорытындысы ретінде, әртүрлі қазып алу жүйесін қолдана отырып кеннің құнарсыздануына тікелей әсер ететін факторлардан тәуелділік алу болып табылады.

Түйінді сөздер: желді кен орындары, селективті аттыру, кеннің құнарсыздануы, алтын, кенді штрек астынан ұңғымамен аттыру.

АННОТАЦИЯ

Рассмотрены процессы и проблемы при разработке тонких и весьма тонких золотосодержащих рудных месторождений. Основными проблемами при разработке маломощных месторождений являются разубоживание руды при отбойке и низкая производительность. Одним из путей снижения разубоживания руды является применение системы разработки с селективной выемкой руды, при которой необходимо было применение различных настилов для отделения отбитой руды и породы. Однако, данная система разработки отличается трудоёмкостью процессов укладки настила и погрузки руды, поэтому предложен вариант система разработки с селективной выемкой и отбойкой руды и породы с разными гранулометрическими составами.

Результатом исследований является получение зависимостей разубоживания руды от влияющих факторов при различных системах разработки.

Ключевые слова: жильные месторождения, селективная отбойка, разубоживание, золота, скважинная отбойка руды из подэтажных выработок.

ANNOTATION

Processes and problems in the development of thin and very thin gold-bearing ore deposits are considered. The main problems in the development of thin deposits are ore dilution during stoping and low productivity. One of the ways to reduce ore dilution is to use a selective mining system, which required the use of various floors to separate the stoped ore and rock. However, this mining system is labour-intensive in the processes of floors planking and ore loading, therefore, an option of the mining system with selective excavation and stoping of ore and rock with granulometric composition is proposed.

The result of the research is obtaining dependencies of dilution of ore from the influencing factors under different development systems.

Key words: vein deposits, selective breaking, dilution, gold, borehole cutting of ore from subterraneous workings.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1 Общие сведения о месторождении	13
2 Горнотехнические условия разработки месторождения	15
2.1 Геологическая характеристика месторождения	15
2.2 Вещественный состав рудных тел	16
2.3 Горнотехническая характеристика месторождения	16
2.4 Гидрогеологические условия месторождения	17
3 Технологические решения	18
3.1 Годовая производительность и срок существования рудника	18
3.2 Вскрытие и разведка месторождения подземным способом	19
3.3 Горно-капитальные подземные работы	20
3.4 Системы разработки	21
4 Предлагаемая технология отработки маломощных рудных залежей	24
5 Исследование систем разработок для выемки маломощных рудных залежей	29
5.1 Исследование влияния мощности рудного тела на ширину породного прихвата и на полную ширину забоя	29
5.2 Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды при селективной выемке	31
5.3 Исследование влияния удельного расхода ВВ на выход рудной и породной мелочи	34
5.4 Потери рудной мелочи	36
5.5 Разубоживание от некачественной отбойки и при уборке руды	38
5.6 Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды при системе разработки со сплошной выемки и отбойкой скважинами из подэтажных штреков	41
6 Экономическая эффективность предлагаемой технологии	44
7 Техника безопасности, охрана труда и промсанитария	45
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	

ВВЕДЕНИЕ

Экономика Казахстана на протяжении многих десятилетий формировалась как сырьевая база единого народнохозяйственного комплекса Советского Союза. В условиях становления суверенного государства сырьевые отрасли стали фундаментом самостоятельно функционирующей экономики, обеспечивающим ее производственные и валютно-финансовые потребности.

Сегодня горно-металлургический комплекс (ГМК) является одним из важнейших стратегических секторов экономики Республики Казахстан (РК). На долю ГМК приходится в настоящее время более 7% ВВП, 19% объема промышленного производства, более 35% продукции обрабатывающей промышленности. На предприятиях отрасли занято более 300 тысяч человек, что составляет примерно 3,6% общей численности занятого населения республики.

В условиях осуществляемой в стране стратегии форсированного инвестиционно-индустриального развития ГМК отводится роль главного поставщика конструкционных материалов и сырья для развития новых производств высокотехнологичной и наукоемкой продукции (машиностроения, стройиндустрии, авиационной и оборонной промышленности). Поэтому важнейшей задачей развития комплекса в среднесрочной перспективе является поэтапное создание новых переделов металлургической промышленности, ориентированных на выпуск продукции с высокой добавленной стоимостью, обеспечивающей потребности внутреннего рынка и расширение экспорта.

Отличительной особенностью ГМК республики является разнообразие добываемых полезных ископаемых [1, 4] и большое количество предприятий, работающих в сфере разведки и эксплуатации месторождений, а также в сфере материально-технического обеспечения процессов недропользования. По общему объему добычи твердых полезных ископаемых Казахстан занимает 13-е место в мире. Имеющейся ресурсной базы при текущем уровне производства в стране, по оценкам, хватит как минимум еще на 30–40 лет при том, что на сегодня в разработку вовлечено лишь около 10–15% запасов и прогнозных ресурсов разведанных месторождений.

С технико-экономической точки зрения важной особенностью ГМК страны является то, что в большинстве случаев рудные тела залегают сравнительно близко к поверхности земли, что позволяет вести добычу дешевым открытым способом в карьерах. Кроме того, большинство месторождений расположены удобно для комплексного использования. Например, в Центральном Казахстане сравнительно компактно расположены месторождения руд цветных и черных металлов, залежи коксующихся углей,

известняков, огнеупорных минералов и глин. Это создает благоприятные условия для развития цветной и черной металлургии и связанной с ними химической промышленности.

В 2018 г. на долю отраслей ГМК (добыча металлических руд и производство металлов) пришлось 23,4% промышленного производства республики. Уровень внутреннего спроса на эту продукцию сравнительно невысок, поэтому около 90% ее направляется на экспорт. Объем поставок металлов на внешний рынок в указанном году составил 23,5% от общего объема казахстанского экспорта.

По данным Комитета по статистике РК, в стране насчитывается более 450 предприятий в сфере добычи руд и производства металлов. Они обеспечивали 18% занятости всей промышленности и до 10% налоговых поступлений. Подавляющее большинство предприятий ГМК является градообразующими и определяют социально-экономическое развитие регионов.

Наличие достаточных запасов железной руды и коксующихся углей обеспечило развитие черной металлургии. При этом железорудные месторождения характеризуются сложным геологическим строением при сравнительно низком содержании железа, что обуславливает необходимость технологически сложного капиталоемкого обогащения.

С момента создания независимого государства в экономике Казахстана исключительно важным фактором инвестиционного процесса стало привлечение иностранного капитала. Как показал опыт стран СНГ, денежно-кредитная политика на этапе перехода от планового хозяйства к рыночной модели в условиях экономического кризиса вкупе с достаточно высокими налогами на прибыль приводят к тому, что последняя не может выступать серьезным источником инвестирования, поскольку она направляется почти целиком на текущее потребление. К тому же экономика стран СНГ почти на треть состояла из убыточных предприятий, выживающих преимущественно за счет роста цен.

Поэтому правительство Казахстана в условиях низкого уровня инвестиционной активности молодого отечественного бизнеса в качестве приоритетного направления экономической политики определило привлечение иностранного капитала. При этом в числе первоочередных задач выдвигается создание условий для стимулирования притока иностранных инвестиционных ресурсов, придание им нужной направленности и подчиненности национальным интересам.

Как показала мировая практика, импорт капитала является мощным катализатором ускорения социально-экономического развития, поскольку он может дать импульс преодолению научно-технического отставания, ускорению инновационных процессов, созданию новых рыночных

организационно-экономических институтов и формированию рыночной инфраструктуры. Это способствует подключению страны к процессам международного разделения труда и свободного перемещения капитала на мировых рынках. Наиболее привлекательно и эффективно использование зарубежных инвестиций при наличии природных богатств, на освоение которых требуются значительные средства и которые способны дать гарантированный эффект.

Казахстан с его обширной территорией и слабо развитой инфраструктурой, которую в ряде регионов фактически надо создавать заново, исключительно заинтересован в притоке прямых иностранных инвестиций (ПИИ). Важное значение этих инвестиций заключается также в создании условий для развития человеческого потенциала.

Горно-металлургический комплекс является одним из главных экспортных секторов Республики Казахстан – его доля в общем объеме экспорта страны составляет около 20%. Как указывалось выше, в структуре экспорта преобладают сырьевые товары, в частности около 80% составляют добытые руды и рудные концентраты. Главными потребителями казахстанских металлов являются рынки Европы и Китая.

Как указывалось выше, в силу исторически сложившихся особенностей горно-металлургический комплекс Республики Казахстан, как правило, был ориентирован на добычу первичных металлов и экспорт сырья. В рамках реализации третьей Программы форсированного индустриально-инновационного развития до 2030 г. горно-металлургическому комплексу отведена роль одного из локомотивов развития экономики республики, основного фактора формирования макроэкономических показателей. При этом сохраняется главная задача отраслей ГМК – обеспечение условий для структурной перестройки национальной экономики и создание новых наукоемких производств высокотехнологичной конечной продукции, конкурентоспособной на мировых рынках.

Рассматривая перспективы развития ГМК Казахстана, по-видимому, следует выделить важнейшие моменты:

Необходимость усиления политики ресурсо- и энергосбережения. Очевидно, что в целях сохранения твердых полезных ископаемых для будущих поколений, сегодня необходимо использовать новейшие технологии по наиболее полному извлечению полезного сырья при наименьших энергозатратах. Кроме того, как указывалось выше, в промышленную разработку сегодня вовлечено не более 15% разведанных запасов цветных металлов. Одно из направлений недопущения критического истощения минерально-сырьевой базы – вовлечение в переработку техногенных образований;

В настоящее время в республике накоплено около 30 млрд т промышленных отходов, из которых около трети составляют техногенные отходы предприятий цветной металлургии, причем не менее 10% отходов являются токсичными. Установлено, что в некоторых шлаковых отвалах содержание металлов выше, чем в добываемой руде. Переработке и утилизации в настоящее время подвергается не более 2% отходов.

Для увеличения сырьевой базы необходимо усилить работу по геологоразведке и поиску новых месторождений. Предполагается существенно увеличить инвестиции в развитие современных технологий обнаружения полезных ископаемых. В республике разрабатывается Национальная база данных в сфере недропользования, которая призвана систематизировать геологическую информацию для инвесторов, обеспечив полноту и достоверность сведений.

Особое внимание планируется уделить развитию высокотехнологичных отраслей с высоким экономическим потенциалом. Главная задача – повышение глубины передела и чистоты получаемых металлов.

Другая задача – расширение потенциала ювелирной промышленности РК на базе добычи золота и серебра с использованием богатых национальных традиций в этой сфере. Кроме того, в республике созданы научные предпосылки для развития углехимии и комплексной переработки угля, что позволит существенно повысить эффективность и конкурентоспособность традиционной отрасли. Это особенно важно с учетом наличия избыточных мощностей в угледобыче.

Необходимым условием диверсификации ресурсозависимой экономики является развитие смежных отраслей, прежде всего машиностроения, химической промышленности, строительной индустрии, транспорта, логистики и т.д. С этой целью в нынешнем году руководством страны разрабатывается государственная программа по развитию смежных отраслей и сервисных компаний ГМК – World Class Supplier (Сервисных поставщиков мирового уровня).

В 2020г. стартовала третья программа индустриально-инновационного развития, в рамках которой планируется масштабная модернизация производственного аппарата предприятий ГМК. Совместно с Всемирным экономическим форумом на базе МФЦА в нынешнем году намечено создание Регионального центра четверной промышленной революции (Индустрия 4.0). В настоящее время ведущие компании ГМК Казахстана сформировали стратегии цифровизации в рамках около 20 крупных проектов на общую сумму более 200 млрд тенге.

Важнейшей задачей остается привлечение в горно-металлургическую отрасль ведущих транснациональных компаний. Это позволит углубить степень переработки металлов, используя современные технологические

решения в развитии отрасли и, в конечном счете, расширить производство конкурентоспособной промышленной продукции, усилить позиции страны на мировых рынках.

Запланированная в Республике Казахстан реструктуризация горно-металлургического комплекса призвана стать важным этапом на пути качественных преобразований экономики страны, руководство которой осознает современные риски и угрозы, связанные с высокой сырьевой специализацией хозяйства. Поэтому проведение политики диверсификации, направленной на смягчение сырьевой специализации республики, ее репозиционирование в мировой экономике являются необходимой предпосылкой выхода на устойчивую траекторию посткризисного развития.

Общая характеристика работы.

Горнорудная промышленность играет важную роль в развитии экономики нашей страны. В данной диссертационной работе рассматриваются задачи по освоению и совершенствованию технологий подземной разработки месторождений, представленной крутопадающими, тонкими жилами.

Актуальность проблемы. Актуальность выбранной темы связано с тем, что на рассматриваемом месторождении Жолымбет добыча штокверковых зон производится системой подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды, добыча крутопадающих, тонких жил производится мелкошпуровой отбойкой, системой с магазинированием руды блоками и сплошной выемкой руды с распорной крепью (доставка руды внутри блока под собственным весом), что приводит к большим трудовым и финансовым затратам.

Цель исследования – повышение эффективности разработки крутопадающих тонких жил, при подземном способе отработки.

Задачи исследований: Основными задачами исследований являются:

- анализ опыта отработки тонких крутопадающих рудных тел;
- разработка технологий селективной выемки тонких крутопадающих рудных тел;
- исследование предлагаемой технологий селективной выемки.
- обработка полученных данных и подготовка заключения.

Для решения поставленных задач в работе применяется комплексный метод исследования, включающие анализ теории и практики отработки тонких крутопадающих рудных тел, теоретические исследования, опытно-промышленные работы.

Научная новизна:

- получена зависимость полной ширины забоя от мощности рудного тела при селективной выемке;
- получена зависимость разубоживания руды от мощности рудного тела при предлагаемой технологии.

Личный вклад автора.

Анализ опыта отработки тонких рудных тел, теоретические исследования, опытно промышленные работы, обработка расчетных и опытно-промышленных данных.

Публикации.

По теме диссертации опубликована статья на тему «Совершенствование технологий разработки крутопадающих, тонких жил месторождения «Жолымбет»», в международном научном журнале Академик.

Объем и структура работы.

Диссертация состоит из введения, 7 разделов, заключения, списка использованной литературы. Общий объем составляет 52 страниц, включая 12 рисунков, 10 таблиц и 6 списка использованной литературы.

1 Общие сведения о месторождении

Золоторудное месторождение Жолымбет и одноименный рудник находятся на территории Акмолинской области Республики Казахстан. Ближайшими населенными пунктами являются районный центр и железнодорожная станция Шортанды в 59 км к западу, город Нур-Султан в 70 км к югу, рисунок 1.1.

Рудник Жолымбет расположен в степной местности с однообразным равнинным рельефом. Абсолютные отметки высот колеблются от 280 до 380 м при относительных превышениях 5-10 м [4].

Климат района резко-континентальный с продолжительной холодной зимой и довольно жарким летом. Абсолютный минимум температуры воздуха (январь) -43°C , абсолютный максимум температуры воздуха (июль) $+40^{\circ}\text{C}$, среднегодовая температура воздуха $+0,7^{\circ}\text{C}$. Осадков выпадает мало: годовое количество их обычно не превышает 250-300 мм, из них в теплый период выпадает 140-160 мм. Снежный покров невелик. Глубина промерзания почвы составляет 2-2,2 м, а в снежные зимы не превышает 1,6 м. Для района характерны довольно сильные ветры, они чаще всего юго-западного и северо-восточного направления. Обычная скорость ветра находится в пределах 8-10 м/с, а в штормовую погоду достигает 30-40 м/с.

Водная сеть района представлена небольшой речкой Апзилы-Айрек (левый приток р. Селета), не имеющей сплошного водного потока. Вода в реке солоноватая, для питья не пригодная. Снабжение рудника пресной водой производится из Селетинского водохранилища по водоводу протяженностью 45 км.

Район является довольно освоенным. В экономике района преобладает горнодобывающая промышленность и сельское хозяйство зернового направления. Район электрифицирован, электроснабжение осуществляется централизованно от электросистемы «Целинэнерго». Теплоснабжение объектов рудника осуществляется местными котельными установками.

Месторождение Жолымбет открыто в 1932 году. С 1933 года и по настоящее время оно разведывается и одновременно эксплуатируется подземным и открытым способом. Со времени открытия и до середины 70-х годов месторождение и район изучались многими организациями и исследователями. Большой вклад в изучение месторождения внесли работники ТРЕСТА «Каззолото» Переработка руды осуществляется на обогатительной фабрике, входящей в состав рудника.

Рудник Жолымбет, фабрика и жилой поселок обеспечены электроэнергией, питьевой и технической водой, удовлетворительно обеспечен рабочей силой и сам рудник. В районе рудника имеются разведанные запасы угля, кирпичных глин, подземных вод. Вблизи месторождения расположены золотополиметаллическое месторождение Степок и кварцево-жильное – Теллур.

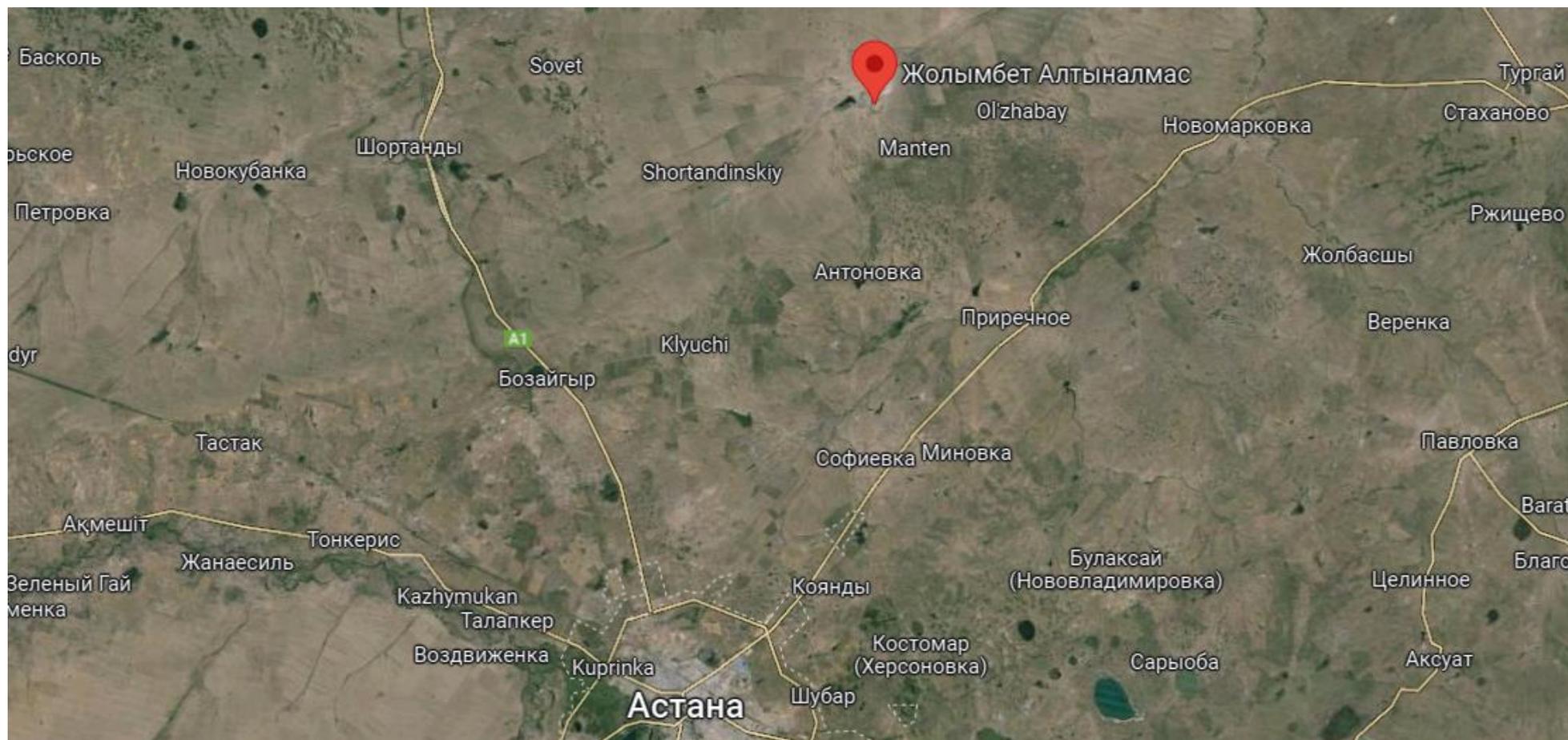


Рисунок 1.1 – Обзорная карта

2 Горнотехнические условия разработки месторождения

2.1 Геологическая характеристика месторождения

Месторождение расположено на краю крупной геолого-тектонической депрессии, представленной наложенной мульдой в зоне тектонических нарушений глубокого залегания.

В геологическом строении района месторождения принимают участие туфогенно-осадочные отложения ордовика и силура (песчаники, сланцы, алевролиты, туфы), а также различные интрузивные породы (гранодиориты, габбро, диориты).

Непосредственно на площадке месторождения развиты осадочные породы, представленные песчаниками и алевролитами, и прорывающее их интрузивное дайкообразное тело габбро-диоритового состава. На контакте с интрузивом осадочные породы превращены в роговики.

На месторождении в настоящее время территориально выделены два разобщенных между собой золотоносных участка: центральный и южный. В центральный участок входят шх. Центральная гор. 135-680м и 680-800м, а южный – Карьер №6. Центральный участок по запасам является наиболее крупным, продуктивным и перспективным. Здесь выявлены два морфологических типа рудных тел: золотосодержащие кварцевые жилы и штокверковые зоны.

Кварцевые жилы размещаются как в диоритовом интрузиве, так и на контакте его с осадочными породами. Характерной особенностью кварцевых жил является их небольшая длина по простиранию и несколько большая протяженность по падению, сложное строение, кулисообразные формы залегания. Кварцевые жилы, залегающие в теле интрузива, относительно прямолинейные с резко выраженными контактами, а в осадочных породах – форма жил несколько усложняется и сопровождается тонкими маломощными прожилками и апофизами. Длина жил по простиранию составляет 100-150 м, по падению до 100-150 м; средние мощности жил колеблются от 0,42 до 0,61 м; падение обычно крутое под углами 55-60°. Следует отметить, что с глубиной длина всех жил несколько уменьшается.

Штокверковый тип оруденения (рудные зоны) представляет собой тонкие кварц-сульфидные прожилки с золотом, залегающие в диоритовом интрузиве. Рудные зоны Центрального участка (Октябрьская, Июньская, Диоритовая дайка) имеют сложное строение, преимущественно восточное падение под углами 75-80°, форму неправильных крутопадающих залежей, контуры которых устанавливаются по данным опробования. Рудные зоны сравнительно невелики: протяженность по длинной оси от 50 до 140 м, длина по падению от 180 до 300 м, мощности от 2 до 20 м. Следует отметить, что с глубиной рудные тела выклиниваются, но появляются новые близ рудоконтролирующих разломов. Таким образом, отмечается кулисообразное залегание рудных тел, причем распределение золота в них остается таким же, как и в рудных телах на более верхних горизонтах.

По геолого-структурным предпосылкам и подсечениям ряда глубоких скважин возможная глубина промышленного оруденения на Центральном участке прогнозируется порядка 1000-1500 м.

2.2 Вещественный состав рудных тел

Руды месторождения по минеральному составу относятся к золото-кварцевой умерено-сульфидной формации. Вещественный состав рудных тел характеризуется преобладанием жильных минералов над рудными. Основным жильным минералом является кварц, в жилах его содержится 85-90%, в штокверках и рудных зонах – около 25%. Кроме кварца встречаются альбит, кальцит, доломит, серицит, хлорит. Рудная минерализация представлена пиритом, пирротинном, халькопиритом, арсенопиритом, галенитом и сфалеритом, на долю которых приходится 90% всех рудных минералов. Общее количество сульфидов не превышает 4-5% от общей массы рудного тела.

Основным полезным компонентом в рудах является самородное золото, которое встречается в виде самых различных форм (трещиновато-прожилковые, округлые формы, сростки кристаллов) и размеров. Крупные самородки не наблюдались. Пробность золота колеблется от 930 до 948. Золото на месторождении тесно связано с сульфидами, чаще всего оно ассоциируется с полиметаллами. Здесь крупность выделения его увеличивается и, как следствие этого, значительно увеличивается содержание золота в руде.

Распределение золота в рудных телах неравномерное. Содержание его в кварцевых жилах довольно высокое, в штокверковых рудах – рядовое.

Попутными компонентами на Центральном участке являются серебро, теллур и селен, из них в настоящее время промышленное значение имеет только серебро.

В целом по геологическим факторам месторождение Жолымбет по «Классификации запасов» отнесено ко второй группе месторождений.

2.3 Горнотехническая характеристика месторождения

Центральный участок месторождения приурочен к дайкообразной интрузии диоритов и габбродиоритов, вытянутой в северо-восточном направлении на 1350 м с углами падения от 75° до вертикальных. Вмещающими породами являются роговики, песчаники, алевролиты, прослойки эффузивов кисло-среднего состава. Рудные тела представлены кварцевыми жилами и зонами минерализации, залегающими в основном внутри интрузивного тела.

Средние мощности кварцевых жил находятся в пределах 0,5÷0,8 м, мощности зон минерализации от первых и до 20÷30 м. Средние углы падения

жил 55-60°, зон 75-90°. Жилы имеют сложное строение, обычно невелики по длине и падению, по падению интрузии кулисообразны. Минерализованные зоны представляют собой сильноокварцованные диориты с обильной вкрапленностью сульфидов, с отдельными, обычно короткими, жилами и прожилками кварца. И тот и другой типы руд в целом являются устойчивыми.

Коэффициент крепости по М.М. Протодяконову на верхних горизонтах находится в пределах для кварцевых жил $f = 12 \div 15$, штокверковых руд – $f = 10 \div 15$, вмещающих пород – $f = 10 \div 16$. По буримости породы относятся к XVI категории. Объемный вес руды и пород равен $2,7 \text{ т/м}^3$. Руды и породы силикозоопасные (содержание свободной двуокиси кремния $\sim 20 \div 30\%$).

На глубоких горизонтах разрывные нарушения установлены довольно частые, выдержанные, прослеживаются четко, углы падения крутые ($65 \div 85^\circ$). Вдоль разрывных нарушений обычны расланцевания, вдоль которых иногда происходят местные отслоения (конвергенция). Объемная масса руд кварцевожильного типа $2,68 \text{ т/м}^3$, минерализованных руд $2,82 \text{ т/м}^3$, вмещающих пород $2,75 \div 2,90 \text{ т/м}^3$. Фактические наблюдения за физико-механическими свойствами пород при проходке двух стволов шахт глубиной до 1000 м также существенных отклонений не дали.

Таким образом, по имеющимся данным значительных изменений физико-механических свойств пород и руд, которые могли бы существенно повлиять на параметры применяющихся систем разработки до глубины $1200 \div 1500$ м, не ожидается.

2.4 Гидрогеологические условия месторождения

Водообильность пород месторождения Жолымбет невысокая. Питание трещинно-грунтовых вод происходит в основном за счет инфильтрации атмосферных осадков. Гидрогеологические условия месторождения изучены во время проведения разведочных и эксплуатационных работ и в целом являются несложными. Водопритоки из недр на каждом из эксплуатирующихся верхних горизонтов являются незначительными и составляют порядка $5-10 \text{ м}^3/\text{час}$. На более глубоких горизонтах (до гор. 640 м) приток воды практически отсутствует. За счет дренажа грунтовых и подземных вод при сбоях с вышележащими горизонтами происходит увеличение водоприток в 2-3 раза. Общий приток трещинных вод на горизонте 430 м, где имеется стационарный водоотлив, составляет $80 \div 120 \text{ м}^3/\text{час}$. Ниже глубины 560 м породы практически безводные.

Водопритоки собственно, из недр на каждом из проектируемых горизонтов (с гор. 680 м до гор. 1000 м) ожидаются незначительными и могут составить $5 \div 10 \text{ м}^3/\text{час}$. Однако, за счет дренажа при сбое с вышележащими горизонтами и за счет технической воды возможно увеличение притока в $2 \div 3$ раза.

В целом с учетом воды, поступающей с верхних горизонтов, общий нормальный водоприток по Центральному участку будет составлять в пределах $50 \text{ м}^3/\text{час}$, максимальный до $150 \text{ м}^3/\text{час}$.

3 Технологические решения

3.1 Годовая производительность и срок существования рудника

Извлекаемые запасы (запасы товарной руды) рассчитаны с учетом нормируемых (проектных) потерь и разубоживания руды.

Календарный план выдачи породы приведен в таблице 3.1.

Календарный план добычи руды и металла составлен исходя из условий обеспечения проектной мощности рудника и приведен в таблице 3.2.

Таблица 3.1 – Календарный план выдачи породы

Вид работ	ед. изм.	2024	2025	2026	Итого
Порода ГКР	т	23 411	19 000	18 540	60 951
Порода ГПП	т	53 742	28 576	16 318	98 636
Порода ЭРР	т	2 954	2 954	-	5908
Итого породы	т	80 107	50 530	34 858	165 495

Таблица 3.2 - Календарный план добычи руды и металла (а)

Участок	Категория запасов	Балансовые запасы на 01.01.21г			Потери, %
		руда	Золото (Au)		
		тыс.т	г/т	кг	
Центральный	Выявленные	2832,00	3,26	9241,00	5,37
<i>Итого по участку</i>		2832,0	3,26	9241,0	

(б)

Разубоживание, %	Запасы товарной руды			Годы отработки					
				2022-2038			2039		
	руда	Au		руда	Золото (Au)		руда	Золото (Au)	
тыс.т	г/т	кг	тыс.т	г/т	кг	тыс.т	г/т	кг	
37,9	4315,5	2,0	8744,8	250,0	2,0	506,6	65,0	2,0	132,7
	4315,5	2,0	8744,8	250,0	2,0	506,6	65,0	2,0	132,7

3.2 Вскрытие и разведка месторождения подземным способом.

Для обеспечения заданной производительности по добыче руды 250 тыс. т. в год, настоящим проектом рассматриваются перспективы развития горных работ на Центральном участке рудника Жолымбет при вовлечении в отработку запасов до глубины 1000 м.

Запасы Центрального участка вскрыты стволами шахт «Центральная», «Глубокий» и «Вентиляционная». Ствол шахты «Центральная» располагается в висячем боку северо-восточнее от рудной зоны. Глубина ствола 480 м, диаметр в свету 6,0 м с бетонным креплением. В стволе размещается одна клеть 31НВ4,5 на вагонетку ВГ-2,2 и два скипа емкостью по 4,0 м³. Ствол оборудуется лестничным и трубно-кабельным отделениями.

Ствол шахты «Глубокая» располагается в висячем боку в 250 м северо-восточнее от рудной зоны. Глубина ствола 1018 м, диаметр в свету 6,5 м с бетонным креплением. В стволе размещается одна клеть 31НВ4,5 на 2 вагонетки ВГ-2,2. Ствол оборудуется лестничным и трубно-кабельным отделениями. В настоящее время ствол затоплен ниже горизонта 800 м. Ствол шахты «Глубокая» с гор. 430 м по 800 м действует как слепой клетевой подъем руды с нижних горизонтов, и выдачи ее на поверхность через выработки горизонта 430 м.

Ствол шахты «Вентиляционная» глубиной 1010 м расположен в лежащем боку в 180 метрах юго-западнее рудной зоны. Ствол круглого сечения, диаметр в свету 5,5 м с бетонным креплением. В стволе размещаются две клетки 21НВ-2,0 на вагонетку ВГ-1,2 и лестничное отделение. Ствол служит вторым запасным выходом, оборудованным механическим подъемом, и используется для вскрытия, разведки и подготовки горизонтов 760 и 800 м, а также выдачи отработанного воздуха. На поверхности шахты было построено здание и смонтирована постоянная подъемная машина.

Основные разведочные гор. 680, 760, 840, 920 и 1000 м заложены через 80 м, промежуточные гор. 720, 800, 880 и 960 м – через 40 м от разведочных.

К эксплуатационным выработкам по разведке на основных горизонтах отнесены штреки по жилам, орты и рассечки от них, камеры для бурения разведочных скважин, разведочные восстающие и рассечки из них, разведочные скважины.

Подземная разведка Центрального участка подразумевает: начиная с горизонта 205м проходку разведочных ортов вкрест простирания рудоконтролирующего интрузивного тела, с целью заверки ресурсов горными выработками, в уточнении контуров штокверковых рудных тел и зон минерализации в зальбандовых частях стержневых жил путем разведочного бурения и сплошного бороздового опробования стенок с интервалом 1м. И по результатам данной разведки на этом горизонте по выявленным и известным рудным зонам произвести опытно-промышленную отработку для сопоставления данных разведки с эксплуатацией. Срок начала работ 15.03.2021г. Срок окончания работ: данная эксплуатационная разведка будет проводиться в процессе полной разработки месторождения. Также в феврале

месяце 2020 года для вышеуказанных целей создана группа по сплошному бороздовому опробованию стенок существующих ортов пройденных с Северного и Южного полевого штрека, в доступных, безопасных и эксплуатируемых горизонтах. Данные виды работ начаты с гор.430м.

3.3 Горно-капитальные подземные работы

К горно-капитальным выработкам в проекте отнесены: стволы шахт «Центральная», «Вентиляционная» и выработки на основных разведочных горизонтах (квершлагаи между стволами, штреки полевые, околоствольные двory, вентиляционные восстающие, камерные выработки и квершлагаи к рудным штрекам), весь подземный технологический комплекс выдачи руды, выработки на промежуточных горизонтах 720, 800 м (квершлагаи между стволами, полевые штреки, околоствольные двory, камерные выработки, квершлагаи к рудным штрекам).

К камерным выработкам на всех горизонтах относятся: электровозные депо, камеры ожидания, склады противопожарных материалов (ППМ), камеры инструментальной кладовой, участковые трансформаторные подстанции (УТП), подземные уборные. Подземные раздаточные камеры вместимостью до 2000 кг ВВ предусмотрены через один горизонт на гор. 680, 760 м.

Сечение выработок и их крепление. Выработки околоствольных двory, главные и вентиляционные квершлагаи предусматривается крепить армокаркасами с последующим торкретированием или набрызгбетоном.

Крепление камерных выработок предусматривается комбинированной крепью (штанги с набрызгбетоном). Монолитная бетонная крепь применяется в главных камерных выработках: насосные камеры, центральная подземная подстанция и камеры герметичных дверей. Сопряжения выработок крепятся армакаркасами с набрызгбетоном.

Крепление выработок производится с отставанием от забоя на расстоянии, которое допускается конкретными горно-геологическими условиями. При возведении комбинированной и бетонной крепи возможна установка штанг вслед за подвиганием забоя, которые будут являться временной крепью, а затем и постоянной крепью. На проходку выработок составляется паспорт крепления.

Подготовка рудных тел на горизонтах осуществляется рудными штреками и восстающими. Штреки, пройденные по рудным телам, соединяются с полевыми штреками квершлагами. Крепление их штангами или комбинированной крепью (штанги с набрызгбетоном).

Горно-капитальные и горноразведочные выработки, проходимые от ствола шахты «Вентиляционная», приняты эксплуатационного сечения. Сечение квершлага ствола шахты «Центральная» $S_{св.}=7,3м^2$, $S_{пр.}=8,18м^2$, сечение квершлага ствола шахты «Вентиляционная» $S_{св.}=8,5м^2$, $S_{пр.}=9,45м^2$, сечения полевых и рудных штреков $S_{св.}=6,33м^2$, $S_{пр.}=7,14м^2$.

Окончательный тип крепи той или иной выработки должен уточняться при проходке согласно фактической горнотехнической характеристике горных пород по рекомендации геотехника.

Проходка горноразведочных выработок предусматривается с использованием буровых установок и породопогрузочных машин типа ППН-1.

Сечения выработок рассчитаны на размещение электровозов 7 КРМ1 или АРП 4,5 и вагонетки ВГ-2,2 и проверены на пропуск по ним необходимого количества воздуха.

3.4 Системы разработки

В настоящее время отработка запасов месторождения Жолымбет ведется по проекту «Вскрытие и отработка глубоких горизонтов месторождения Жолымбет с использованием стволов шахт «Глубокая» и «Вентиляционная», выполненному Институтом горного дела им. Кунаева в 2011 году.

Проектом были вскрыты горизонты:

- I очереди 640, 720 м;
- II очереди 760, 800 м;

Проектом предусматривается вскрытие и отработка нижних горизонтов Центрального участка с их параллельной разведкой:

- II очередь - гор. 840 м;
- III очередь - гор. 880, 920, 960 и 1000 м.

В соответствии с горно-геологическими условиями месторождения предусматривается применение технологически освоенных на руднике «Жолымбет» систем разработки.

Для отработки штокверковых зон с мощностью зон минерализации не менее 6,0 м:

- система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и скважинной отбойкой.
- Для отработки жильных участков:
- система с распорной крепью и мелкошпуровой отбойкой;
- система с магазинированием руды блоками и мелкошпуровой отбойкой.

3.4.1 Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и скважинной отбойкой

Данная система разработки применяется для отработки штокверковых зон минерализации мощностью до 20-30 м углом падения 55÷90°.

Основные параметры системы разработки:

- средняя длина блока до 60 м;
- ширина блока равна средней мощности рудного тела от 6 до 20-30 м;

-высота этажа	40 м;
-высота подэтажей	10÷15м;

Подготовительно-нарезные работы

При предусмотренной послойной отбойке и торцевом выпуске руды обязательным условием применения данной технологии является наличие над отбиваемым слоем толщи налегающих обрушенных пород высотой, равной минимум 1,2-1,5 раза высоте отбиваемого слоя руды. В дальнейшем, в случае отставания обрушения боковых пород в блоке, из каждого нижнего подэтажа предусматривается принудительная посадка боковых пород с двух сторон рудного тела из расчета формирования дополнительной породной «подушки» толщиной $h_{\text{п}}=10-15$ м.

Подготовка подэтажа заключается в проходке вспомогательного заезда на подэтаж горизонта, подэтажного вентиляционно-ходового восстающего (ВХВ), вентиляционных орта и штрека, а также подходных выработок к рудоспускам и породоспускам.

Подготовка блока на этаже высотой 45 м заключается в проходке вспомогательных заездов на подэтажи, вентиляционного орта и штрека, подходных выработок к ВХВ, к рудоспускам и породоспускам.

Одновременно из подэтажных вентиляционных ортов проходят подэтажные буро-доставочные штреки с интервалом через 10 м, осуществляя между ними вентиляционные сбойки через 10 м.

Очистные работы

При создании рудной «подушки» на подэтаже магазинирование руды производят послойной отбойкой веерных скважин, буримых с помощью буровых станков НКР-100 или БП-100. Обуривают и взрывают секциями (слоями) из 2-3-х рядов веерных скважин с порядным и внутривеерным замедлением скважин. После отбойки из торца буро-доставочных выработок осуществляют выпуск отбитой руды до 25-30 % от объема отбитого слоя для вторичного разрыхления отбитой руды до $K_p=1,35-1,40$ и последующего взрывания секции скважин в зажиме на разрыхленную отбитую руду.

Очистную выемку руды в блоке на подэтажах начинают с проходки в буро-доставочных штреках отрезных восстающих с разделкой на них отрезных щелей. Рудный массив отбивают в зажиме на обрушенные породы слоями из 2 - 3-х рядов скважин, располагаемых под углом 80° в направлении отбойки, пробуренных с помощью буровых станков. Шаг опережения выемки верхних подэтажей по отношению к нижним равен толщине 2-3-х отбиваемых слоев (6-10 м).

Принципиальная схема системы разработки приведена на рисунке 3.4.

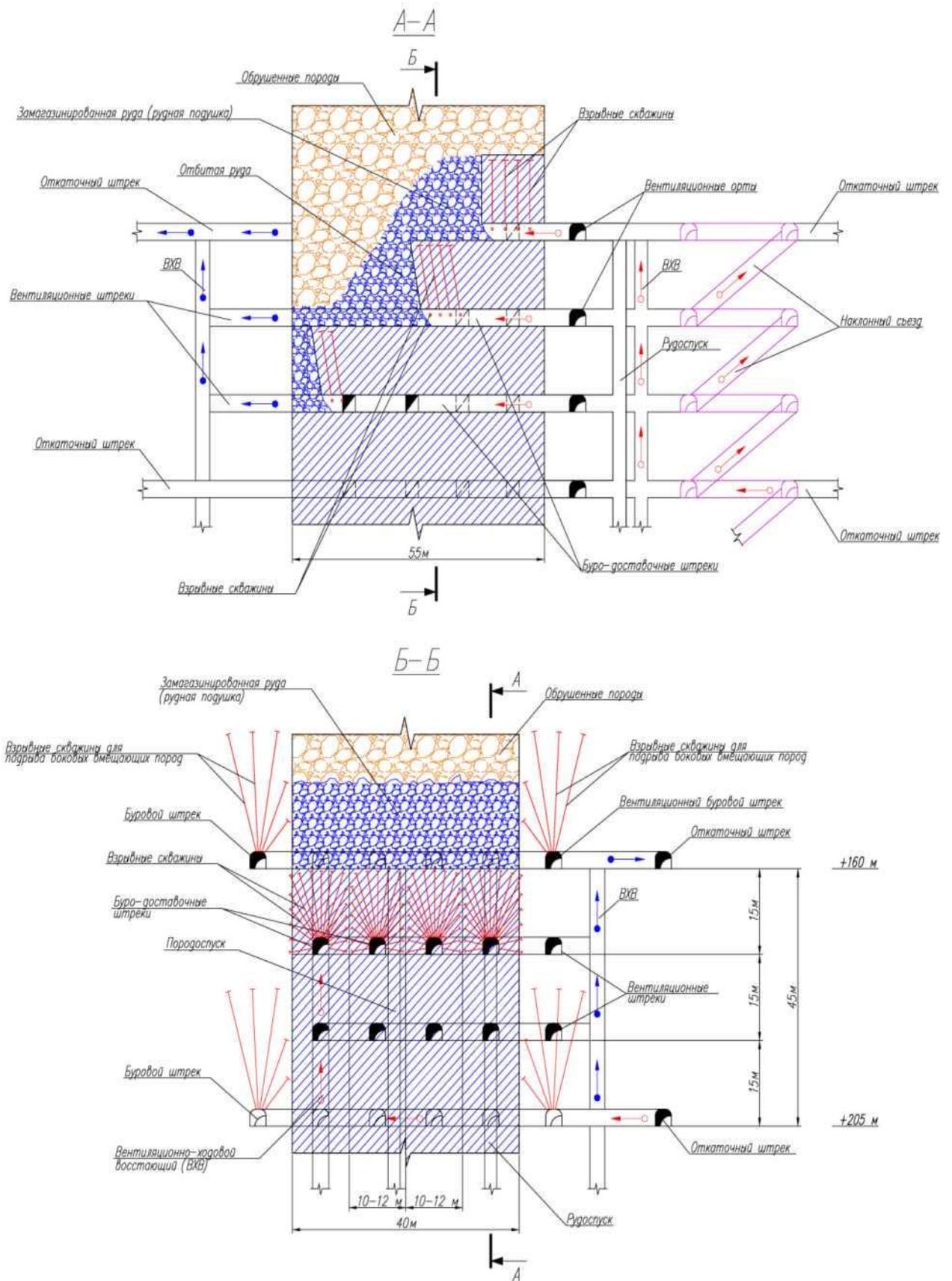


Рисунок 3.4 - Система подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды и скважинной отбойкой

4 Предлагаемая технология отработки маломощных рудных залежей

Методика исследования. Для снижения величины разубоживания руды и повышения эффективности добычи была предложена усовершенствованный вариант селективной выемки с закладкой подрываемыми вмещающими породами [1, 2, 3].

Сущность предлагаемой системы состоит в том, что тонкую рудную залежь, подготовленную очистных работ, разбивают на отдельные выемочные блоки. Рудное тело обрабатывают в восходящем порядке потолкоуступным забоем, а выработанное пространство заполняют подрываемыми боковыми вмещающими породами. При этом, параметры и конструкции шпуровой отбойки породного и рудного слоя принимаются такими, чтобы в итоге получить мелкораздробленную породу для закладки выработанного пространства, и дробленную крупнокусковую руду (рисунок 4.1).

Для исследования предлагаемой системы разработки использовался комплексный метод, включающий анализ, научное обобщение научно-технической информации и практики горного производства, теоретические исследования и анализ результатов исследований и расчетов, обоснование принятых решений.

Результаты и обсуждения. Подготовка блока при рассматриваемом варианте системы разработки (рисунок 4.1) включает проходку доставочных и скреперных штреков, двух материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока - скреперного штрека на всю длину блока. Затем в процессе очистной выемки камерных запасов, из восстающих проходят сбойки (вентиляционных окон) с очистным пространством.

Высота материально-ходового восстающего определяется по формуле:

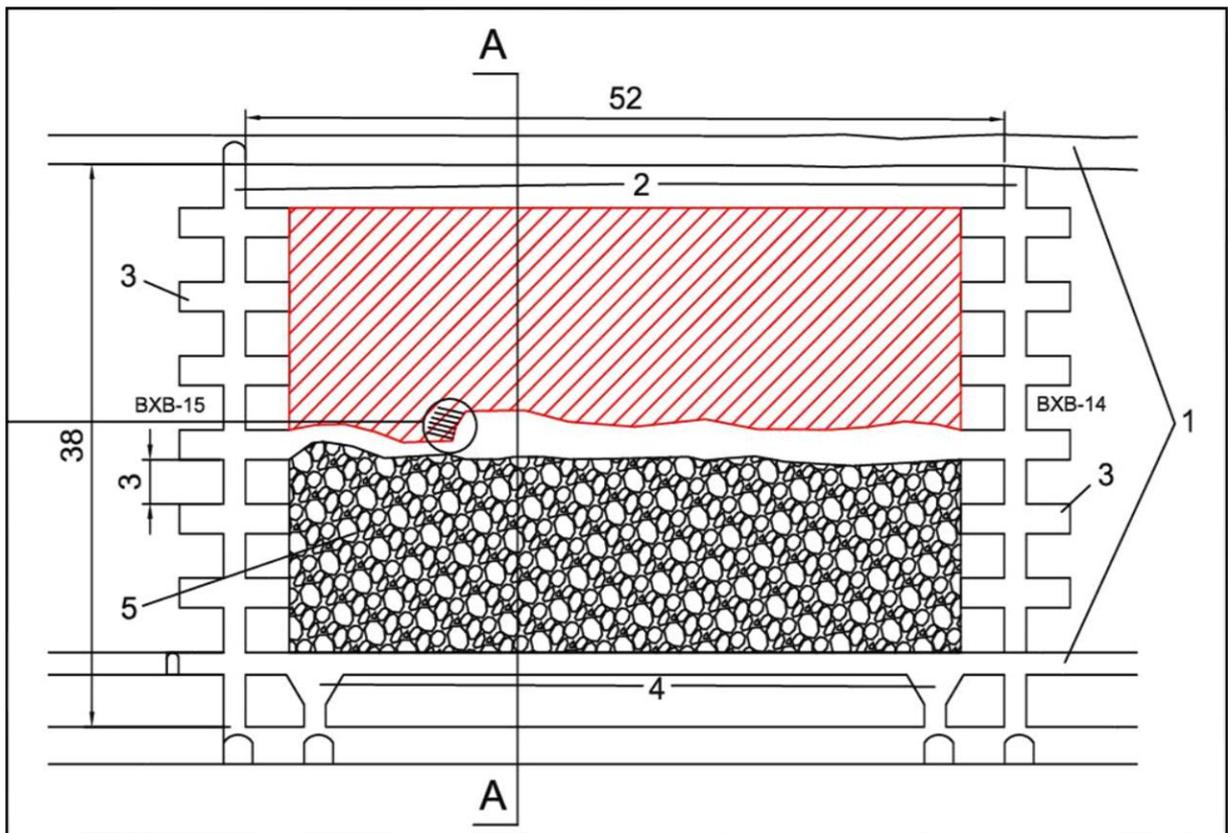
$$h_{Х.В} = \frac{h_6}{\sin a} - h_{шт} \quad (4.1)$$

где h_6 - вертикальная высота блока;

a - угол залегания рудного тела;

$h_{шт}$ - высота откаточного штрека.

В нашем случае высота материально-ходового восстающего и наклонная высота блока ($h_{нб}$) равна: то есть, $h_{нб} = h_{Х.В} = 38$ м.



1-скреперный штрек; 2-восстанавливающий; 3-вентиляционное окно; 4-рудоспуск; 5-замагазинированная порода; б-доставочный штрек.

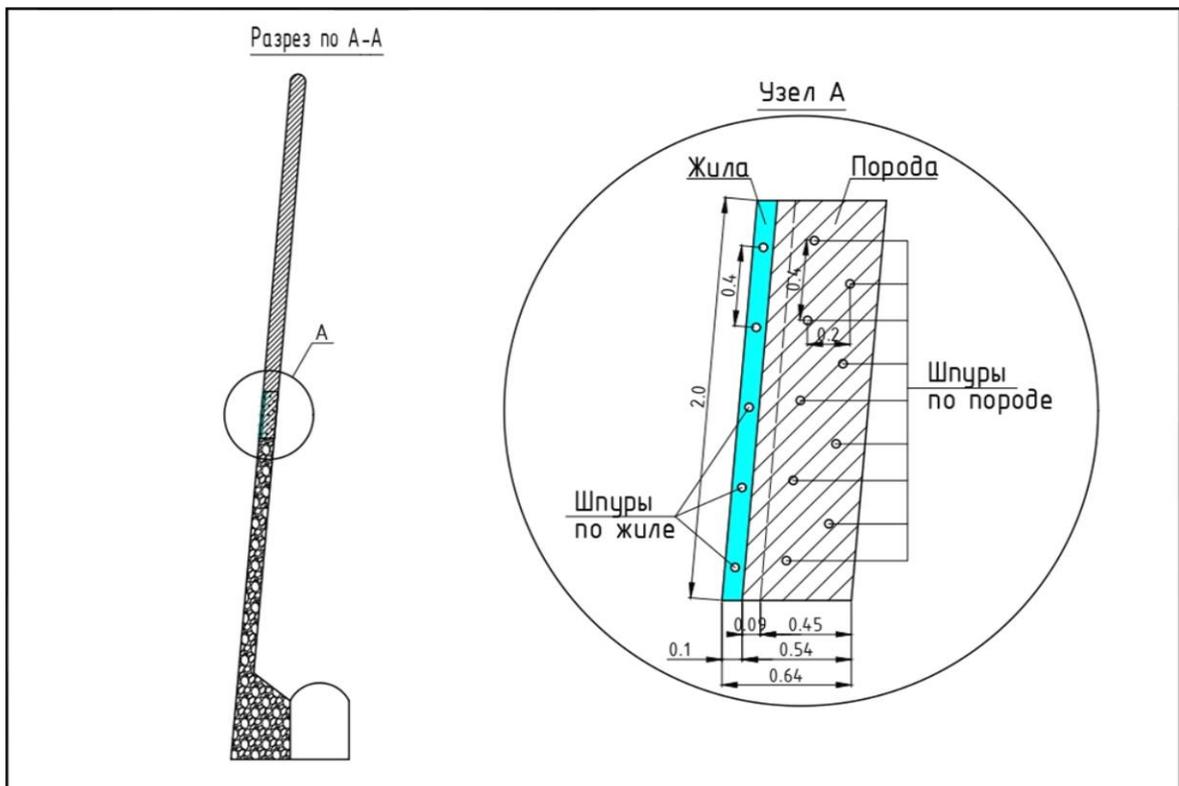


Рисунок -4.1. Система разработки селективной выемки с первоначальной отбойкой одностороннего рудного слоя и последующей отбойкой одностороннего породного прихвата

Очистная выемка при варианте с отбойкой односторонним породным прихватом осуществляется в следующей последовательности: отбойка породного прихвата и его планирование; отбойка рудной части слоя; уборка горной массы; при необходимости крепление [1].

Бурение шпуров производится перфораторами ПП-63 с пневматическими поддержками, зарядка шпуров – зарядчиками «Курама». Уборка отбитой горной массы велась скреперными лебедками ЛС-17 и ЛС-30 до квершлага, далее доставляется на самоходных транспортах до поверхности.

Подъем оборудования и материалов к местам работы производится по блоковым восстоющим. Проветривание выработок осуществлялось вентиляторами местного проветривания СВМ-6 и СВМ-6У с использованием вентиляционных рукавов диаметром 400 мм.

Для варианта системы разработки с отбойкой односторонним породным прихватом, ширина подрываемой породной части слоя, определяется согласно рисунку 4.1, по следующим формулам:

$$B_{п.сл} = \frac{V_{р.сл} \cdot k_y \cdot k_{зап}}{k_p - 1}, \quad (4.2)$$

Или для наклонных

$$B_{п.сл} = \frac{(2m_p + l_{ш} \cdot \cos \alpha_{ш}) \cdot k_y \cdot k_{зап}}{2(k_p - 1)}, \quad (4.3)$$

а объем

$$V_{п.сл} = \frac{V_{р.сл} \cdot k_y \cdot k_{зап}}{k_p - 1}, \quad (4.4)$$

где $B_{п.сл}$ - усредненная ширина породной части слоя;

$V_{р.сл}$ - усредненная вынимаемая мощность рудной части слоя;

k_y - коэффициент, учитывающий усадку размельченного породного прихвата, используемого в качестве закладочного материала – 0,12;

$k_{зап}$ – коэффициент заполнения выработного пространства – 0,9;

k_p – коэффициент разрыхления породы – 1,4;

$V_{п.сл}$ - объем отбиваемого породного прихвата;

$V_{р.сл}$ - объем отбиваемой рудной части слоя.

Усредненная вынимаемая мощность рудной части слоя определяется из выражения:

$$V_{р.сл} = m_p \frac{l_{ш} \cdot \cos \alpha_{ш}}{2}, \quad (4.5)$$

отбиваемый объем рудной части слоя в массиве равен

$$V_{p.cл} = B_{p.cл} \cdot h_{cл} \cdot L_{cл}, \quad (4.6)$$

где m_p - мощность рудного тела, м;

$l_{ш}$ - глубина шпура, м;

$\alpha_{ш}$ - угол заложения отбойного шпура, град.;

$h_{cл}$ - высота отбиваемого слоя, м;

$L_{cл}$ - длина слоя, м.

Вынимаемая длина слоя согласно рисунка 1 определяется из следующего выражения

$$L_{cл} = L_б - B_{мв} - 2 \cdot B_{ов} - 2 \cdot l_{сб}, \quad (4.7)$$

где $L_б$ - длина блока;

$B_{мв}$ - ширина материально – ходового восстающего;

$l_{сб}$ - длина вентиляционно – ходовой сбойки;

$B_{ов}$ - ширина отрезного восстающего.

Вертикальная высота отбиваемого слоя при отбойке вертикальными шпурами равна

$$h_{cл} = l_{ш} \cdot \sin \alpha, \quad (4.8)$$

где α - угол падения рудного тела, градус.

Использование зависимостей (4.1) – (4.2) при отработке тонких весьма тонких рудных залежей позволит без дозакладки выработного пространства производить очистную выемку в блоке на всю высоту этажа (блока). Параметры шпуровой отбойки при селективной выемке рудных залежей зависят от параметров очистного пространства, крепости и физико – механических свойств руд и вмещающих пород [4].

Количество ВВ, необходимое для отбойки одного слоя (породного прихвата или рудного слоя)

$$Q_{ВВ}^{cл} = V \cdot q_{ВВ}, \quad (4.9)$$

где V - объем отбойки 1-го слоя;

$q_{ВВ}$ - удельный расход ВВ,

$$V = m_{п} \cdot h_y \cdot w, \quad (4.10)$$

где $m_{п}$ - мощность породного прихвата;

h_y - высота уступа (породного прихвата);

w - толщина отбиваемого слоя (ЛНС).

Количество ВВ, необходимое для отбойки 1-го слоя, также определяется по следующей формуле:

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{сл}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{ш}}^2}{4} \cdot l_{\text{ш}} \cdot \Delta \cdot k_{\text{зап}} \cdot n_{\text{ш}}, \quad (4.11)$$

где $d_{\text{ш}}$ - диаметр шпура;

$l_{\text{ш}}$ - глубина шпура;

Δ - плотность заряжания;

$k_{\text{зап}}$ - коэффициент заполнения шпура;

$n_{\text{ш}}$ - количество шпуров в слое.

Приравнивая правые части зависимостей (8) и (10)

$$m_n \cdot h_y \cdot w \cdot q_{\text{ВВ}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{ш}}^2}{4} \cdot l_{\text{ш}} \cdot \Delta \cdot k_{\text{зап}} \cdot n_{\text{ш}}, \quad (4.12)$$

и решая относительно w , находим

$$w = \frac{\pi \cdot d_{\text{ш}}^2 \cdot \Delta \cdot k_{\text{зап}} \cdot l_{\text{ш}} \cdot n_{\text{ш}}}{4 \cdot m_n \cdot h_y \cdot q_{\text{ВВ}}}, \quad (4.13)$$

удельный расход ВВ зависит от мощности рудного слоя или породного прихвата ($m_{\text{п}}$) и крепости (определяется опытным путем)

$$q_{\text{ВВ}} = f(m_{\text{п}}, f), \quad (4.14)$$

Расстояние между вертикальными шпурами в ряду зависит от мощности рудного слоя или породного прихвата ($m_{\text{п}}$) и крепости (f)

$$a = f(m_{\text{п}}, f), \quad (4.15)$$

Количество вертикальных шпуров в ряду

$$n_{\text{ш}} = \frac{m_n + 2b_3}{a}, \quad (4.16)$$

где b_3 - допустимый зазор между устьем шпура и стенкой очистной выработки.

Количество горизонтальных шпуров в рудном слое по высоте уступа (h_y) равно:

$$n_{\text{ш}} = \frac{h_y}{a}, \quad (4.17)$$

5 Исследование систем разработок для выемки маломощных рудных залежей

5.1 Исследование влияния мощности рудного тела на ширину породного прихвата и на полную ширину забоя

Как было указано выше при определении ширины породного прихвата для заполнения пустот от выемки рудного тела необходимо учитывать коэффициент усадки породной закладки и коэф заполнения выработанного пространства. При этом необходимо учитывать требования правил безопасности работ, по которой соблюсти минимальную ширину забоя для работы. Поэтому в ранее выполненных работах коэф усадки и коэф заполнения учитывались только для определения ширины прихвата пустой породы для заполнения пустот от выемки руды, а пустоты от прихвата пустой породы указанные коэффициенты не учитывались. В нашем случае мы сперва расчетным путем определили ширину прихвата пустой породы для заполнения пустот от выемки руды с изменением мощности от 0,1 до 0,5м, которая сведена в таблицу 5.1. Коэффициент заполнения принят 0,9, коэф. усадки 0,25.

Таблица 5.1 -Изменение ширины прихвата пустой породы для заполнения пустот от мощности рудного тела

Мощность рудного тела, m_p , м	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
Ширина прихвата пустой породы, $m_{п.с}$, м	0,09	0,18	0,27	0,36	0,45

Как видно из таблицы №5.1 при мощности рудного тела 0,1м ширина породного прихвата составляет 0,09м, а при мощности 0,5м -0,45м. Ширина породного прихвата на определённое значение меньше, чем мощность рудного тела, что объясняется коэф разрыхления породы при разрушении. Обработкой данных таблицы 5.1 получена зависимость ширины породного прихвата для заполнения пустоты от мощности рудного тела, рисунок 5.1.

Далее, были проведены расчеты для определения полной ширины забоя с учетом вышеуказанных коэффициентов и требования промышленной безопасности. При этом дополнительно были учтены ширина породного прихвата для заполнения пустоты от мощности рудного тела и необходимая ширина прихвата пустой породы по правилам промышленной безопасности.

Расчетные данные сведены в таблицу 5.2.

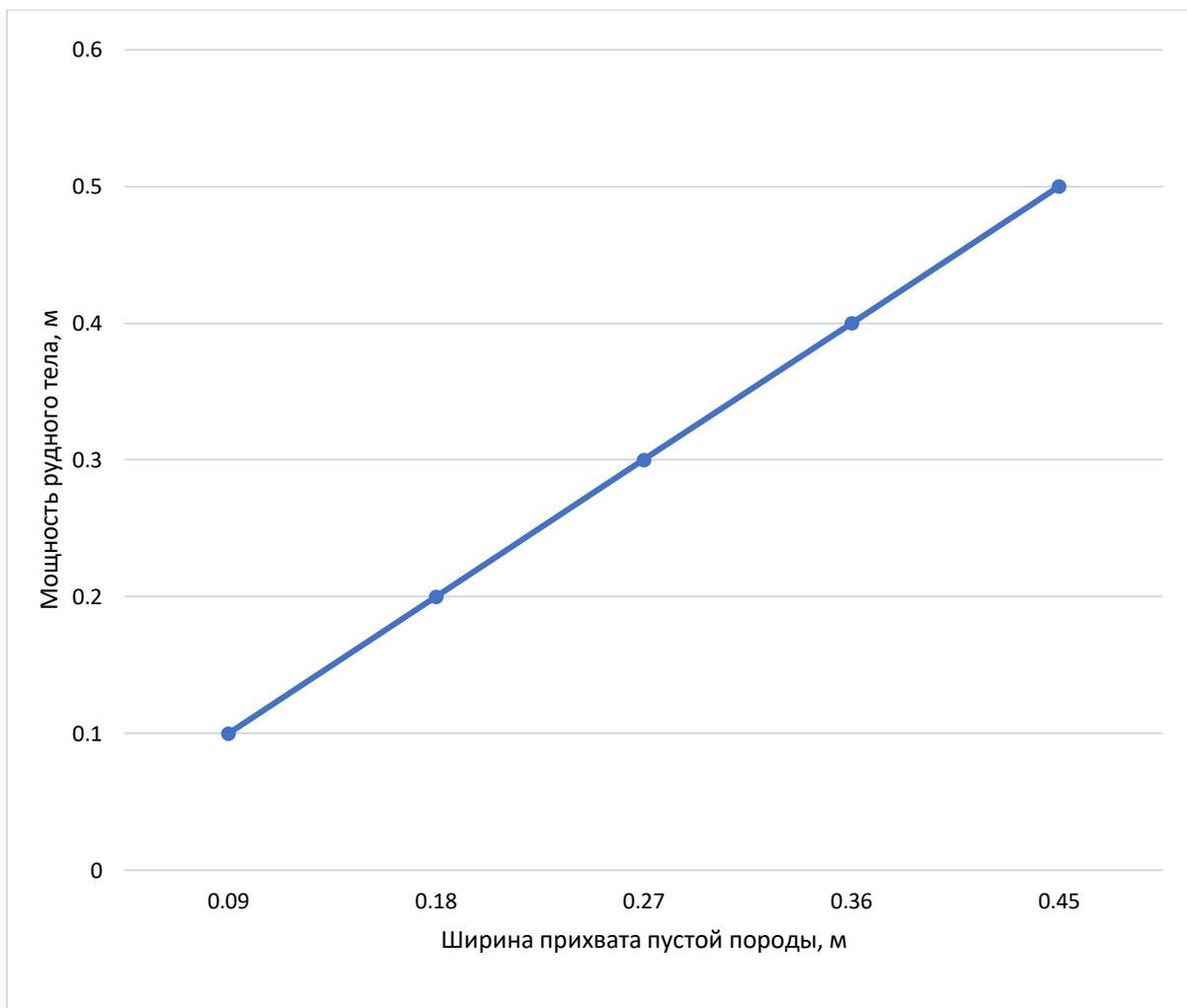


Рисунок 5.1 -Изменение ширины прихвата пустой породы от мощности рудного тела

Таблица 5.2 -Расчетные данные определения ширины забоя от мощности рудного тела

Мощность рудного слоя $V_{p.c.}$, м	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
Ширина забоя V_z , м	0,64	0,82	1,11	1,2	1,44

Как видно из таблицы 5.2 полная ширина забоя постепенно увеличивается с увеличением мощности рудного тела. Это объясняется увеличением объема прихвата пустой породы для заполнения пустоты от мощности рудного тела.

Обработкой данных таблицы 5.2 получена зависимость полной ширины забоя от мощности рудного тела, рисунок 5.2.

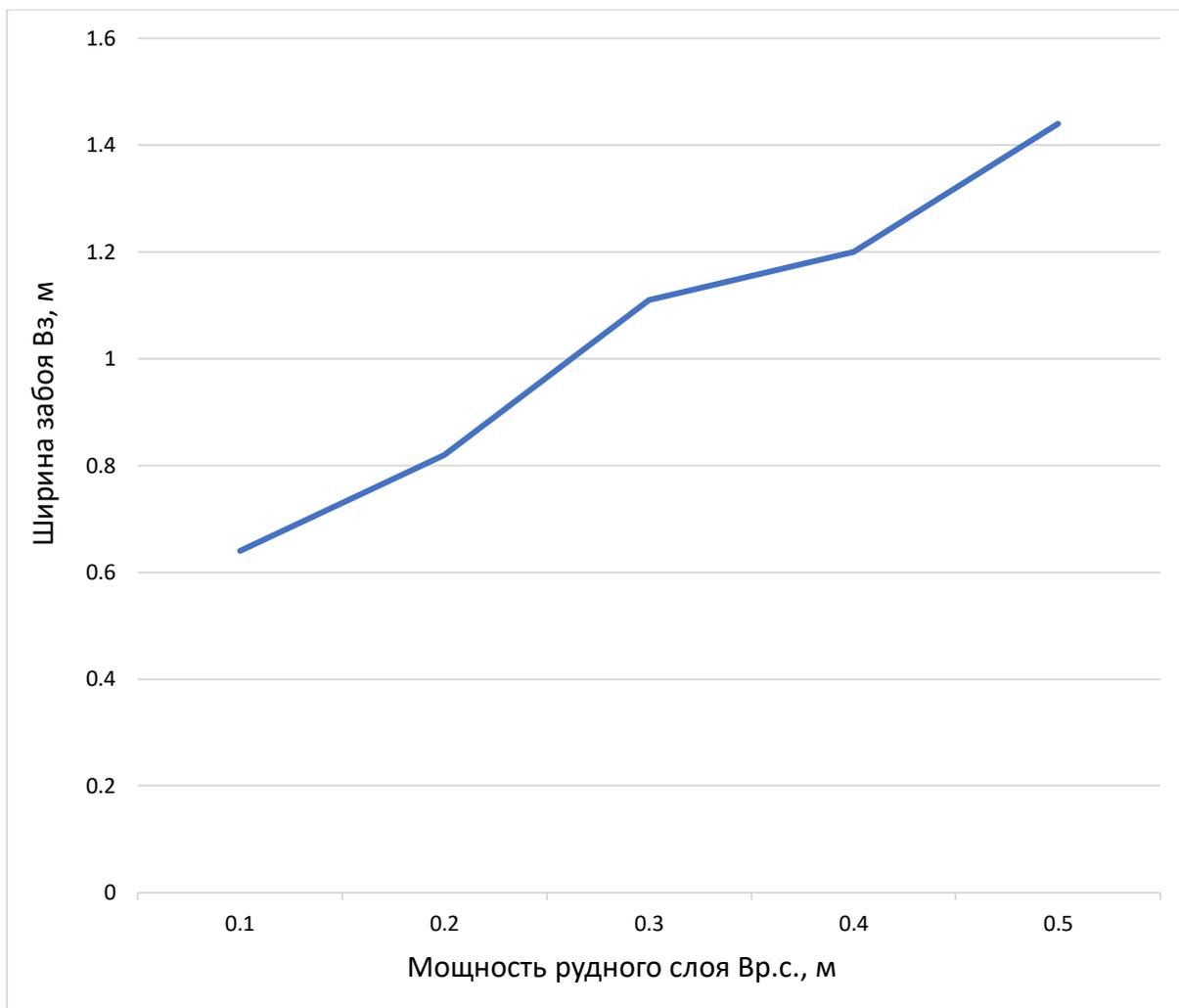


Рисунок 5.2 -Изменение полной ширины забоя от мощности рудного слоя

5.2 Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды при селективной выемке

При варианте селективной выемки с первоначальной отбойкой породного прихвата и последующей отбойкой рудного слоя вначале отбивается односторонний породный прихват, используемый впоследствии как закладочный материал, с удельным расходом ВВ, превышающим удельный расход ВВ в рудном слое. При этом ширина подрываемой породной части определяется из выражения (4.2), а его объем из выражения (4.4). Затем рудная часть слоя или заходки обуривается разряженной сеткой шпуров.

В первом квартале 2024г. с целью уменьшению разубоживания руды на руднике Жолымбет, на участке горизонта 814, жилы «Наурыз» было произведено опыт по «Селективной отбойке руды». С начало было обурено шпуры в один ряд по контуру рудной жилы $m=0,1\text{м}$ (длина шпуров составило 1,0-1,2м, расстояние между шпурами 40см), после чего были обурены остальные шпуры по породе с сеткой 20x40см (рисунок-4.1). После завершения бурения, сначала отпалили заряженные шпуры рудного слоя. При глубине шпура 1,0-1,2м использовали только 1 (один) патрон-боевик.

Отбитую ценную руду отсортировали ручным способом. По окончании отсортировки отпалили шпуры по породе, но в этот раз был использован 3 патрона-боевика. Отбитую породу оставили в виде закладки.

В результате мы могли уменьшить разубоживанию на 3 раза, а качеству руды увеличили вдвое. Сравнительные данные валовой и селективной выемки приведены ниже в таблице 5.3.

Таблица 5.3 –Сравнительные данные валовой и селективной выемки

Мощность руды, см	Ширина породного прихвата, см	Разубоживание руды, %	
		При существующей выеме	При раздельной выеме
10,0	54	370	80
20,0	62	260	70
30,0	81	190	65
40,0	9	148	60
50,0	99	90	55

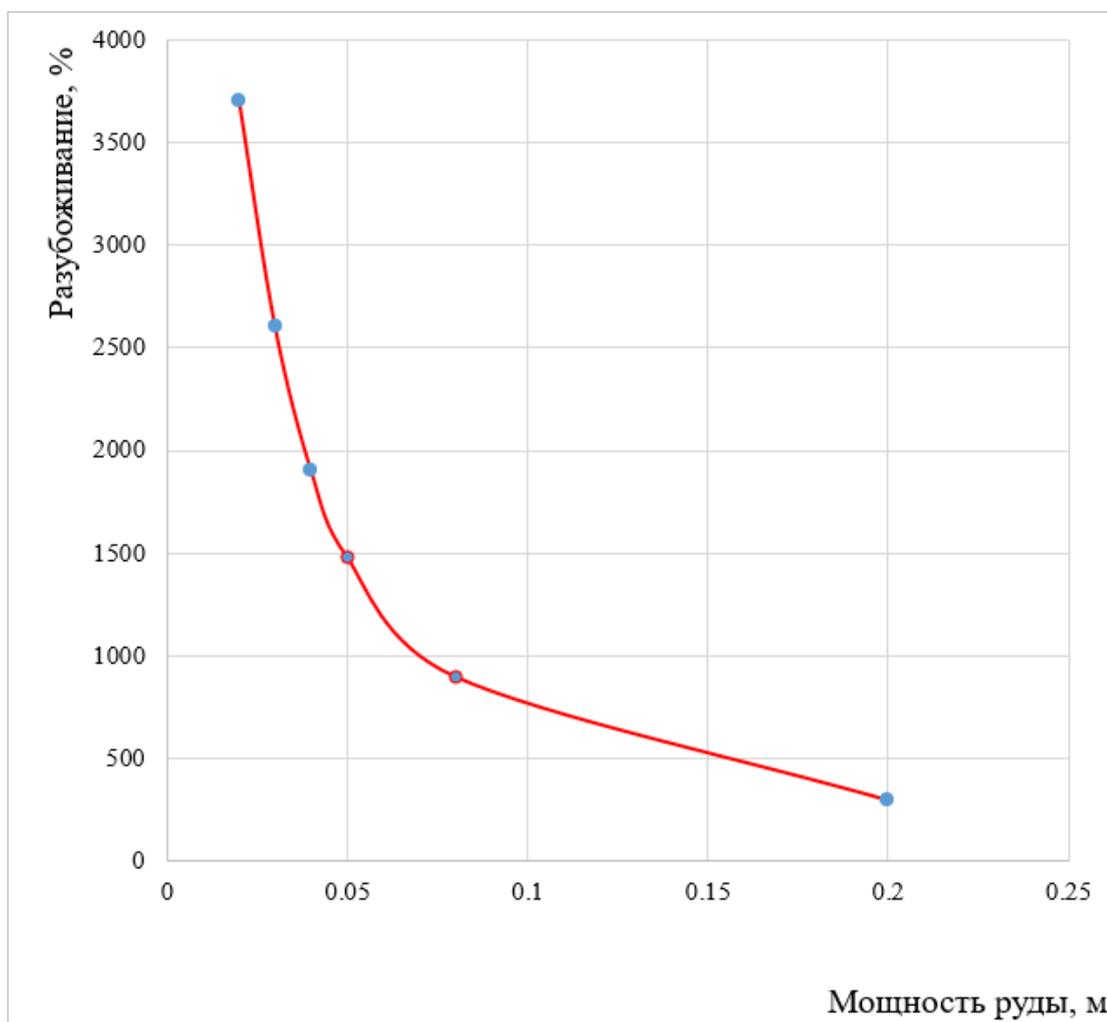


Рисунок 5.3 – Изменение разубоживания руды от мощности рудного тела при валовой выемке

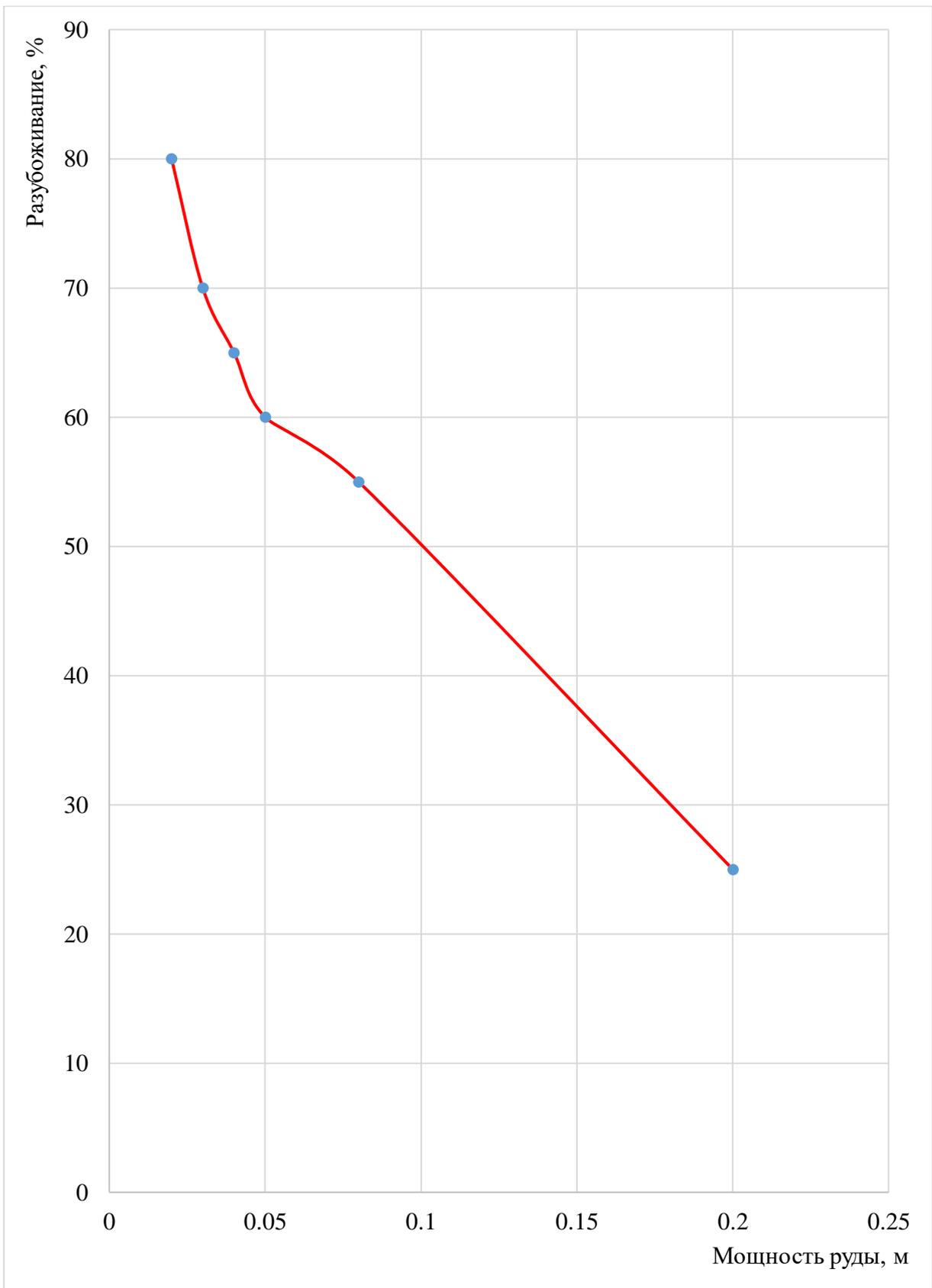


Рисунок 5.4 – Изменение разубоживания руды от мощности рудного тела при селективной выемке

Используя данные таблицы 5.3, получены зависимости разубоживания руды от мощности рудного тела при валовой выемке (рисунок 5.3), также

зависимости разубоживания от мощности рудного тела при селективной выемке (рисунок 5.4). Как видно из таблицы 4, при увеличении мощности рудного тела от 0,1 м до 0,5 м, разубоживание при валовой выемке снижается от 370 % до 90%, то при селективной выемке от 80% до 50%.

Увеличение мощности рудного тела от 0,1 метров до 0,5 метров приводит к снижению породного прихвата по отношению к мощности рудного тела в 37 раза.

5.3 Исследование влияния удельного расхода ВВ на выход рудной и породной мелочи

Для получения данных по выходу породной мелочи на участке были произведены экспериментальные работы совместно ИТР рабочими рудника. В результате чего получены удельный расход ВВ [2, 4, 5] от 0,6 до 1,2 кг/т, так как, выход породной мелочи в основном зависит от удельного расхода ВВ. Так как, при постоянной крепости породы ($f = 16 - 18$) и увеличении удельного расхода ВВ с 0,6 кг/т до 1,2 кг/т. Удельный расход ВВ определено по следующей формуле:

$$P_M^П = 4,29q_{ВВ}^2 + 14,68q_{ВВ} + 26,25, \quad (5.1)$$

где $P_M^П$ – выход породной мелочи;
 $q_{ВВ}^2$ – удельный расход ВВ.

На рисунке 5.5 приведен график зависимости выхода породной мелочи от удельного расхода ВВ.

В результате обработки данных экспериментальных работ получена эмпирическая зависимость выхода породной мелочи от удельного расхода ВВ при $0,6 < q_{ВВ} < 1,2$ кг/т:

Таблица 5.4 – Эмпирическая зависимость выхода породной мелочи от удельного расхода ВВ.

Удельный расхода ВВ	Выход породной мелочи
0,6	33,07
0,8	38,38
1,0	45,22
1,2	53,55

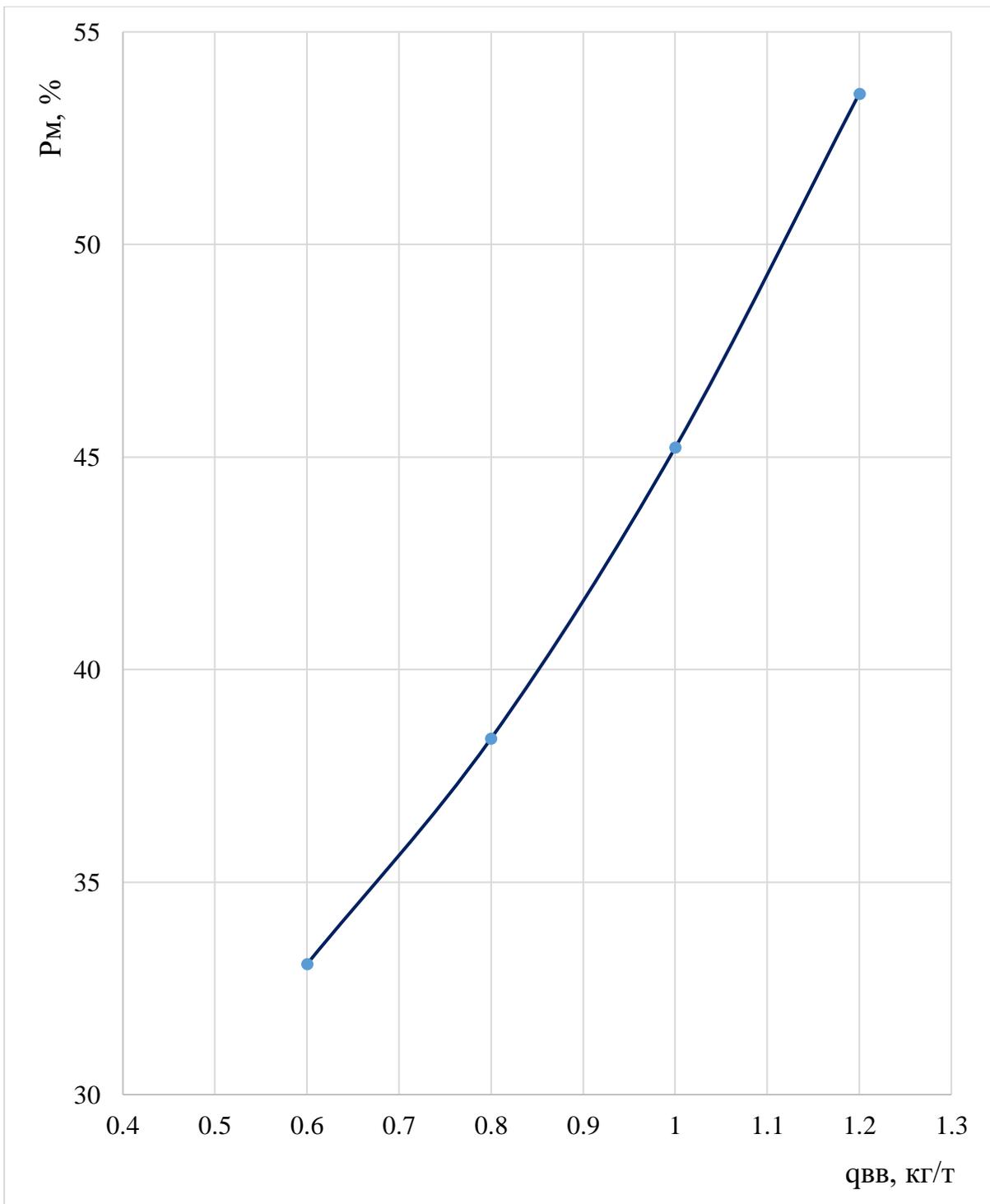


Рисунок 5.5 – Зависимость выхода породной мелочи от удельного расхода ВВ

При отбойке породы в таких условиях наблюдается незначительный выход негабаритных кусков, величина которых в основном зависит от удельного расхода ВВ. Увеличение удельного расхода ВВ с 0,6 кг/т до 1,2 кг/т приводит к снижению выхода негабаритных кусков с 3 % до нуля. Незначительный выход негабаритных кусков наблюдается из-за наличия двух плоскостей обнажения.

5.4 Потери рудной мелочи

Как известно, при разработке месторождений полезных ископаемых потери рудной мелочи не учитываются, хотя рудная мелочь содержит на (40-70%) больше полезных компонентов, чем в массиве. Поэтому учет и снижение потерь рудной мелочи оказывает значительное влияние на показатели горнодобывающих предприятий.

Потери рудной мелочи в основном происходят из-за некачественной уборки и просыпания мелочи в породную закладку. При возрастании выхода рудной мелочи с 15% до 55%, при постоянной величине выхода породной мелочи 30%, потери руды возрастают в два раза. При возрастании выхода породной мелочи с 15% до 55%, при постоянной величине выхода рудной мелочи 30%, потери рудынаоборот снижаются 2,1 раза. Это объясняется тем что при на недостаточном количестве в отбитой породе мелочи, увеличивается ее пористость и соответственно отбитая рудная мелочь просыпается и заполняет эти поры. Отсюда можно сделать и вывод, что если выход рудной мелочи способствует возрастанию потерь руды, то увеличение породной мелочи приводит наоборот к снижению потерь руд. Наблюдается незначительно возрастание потерь руды с увеличением выхода негабаритных кусков. При возрастанию выхода негабаритных кусков с нуля до 3%, потери увеличиваются в среднем на 3%.

Обработкой данных экспериментальных работ получены эмпирические зависимости потерь руды (P_r) от выхода рудной и породной мелочи

$$P_r = 0,001(P_M^П)^2 - 0,285 P_M^П + 15,65; \quad (5.2)$$

где P_r – выход рудной мелочи;

$P_M^П$ – выход породной мелочи.

Таблица 5.5 – Эмпирическая зависимость потерь руды (P_r) от породной мелочи ($P_M^П$).

Выход породной мелочи ($P_M^П$).	Потерь руды (P_r)
33,07	7,32
38,38	6,18
45,22	4,80
53,55	3,26

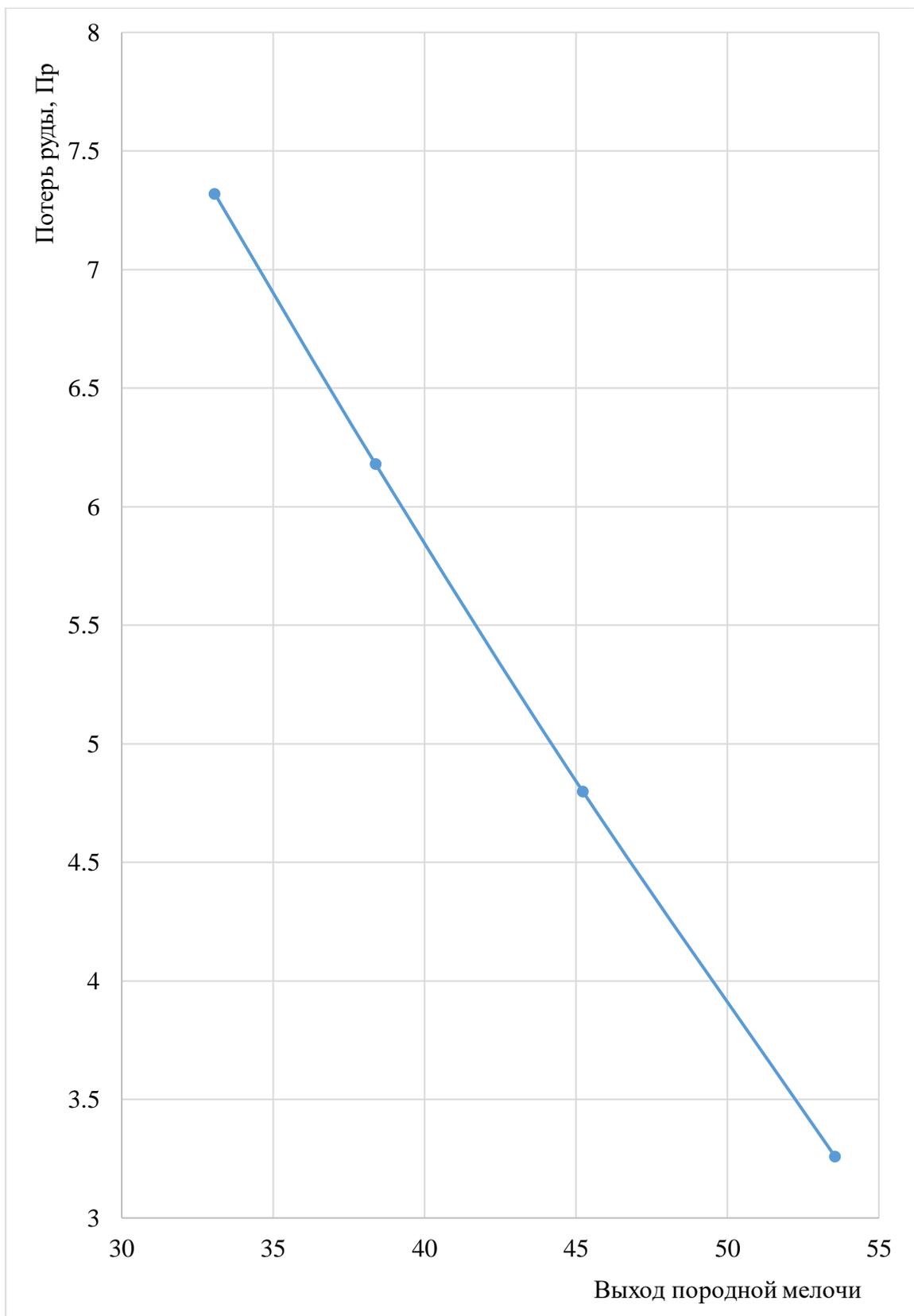


Рисунок 5.6 – Зависимость потерь руды от выхода породной мелочи

Характер изменения величины потерь руды (P_r) от выхода породной мелочи (P_M^{II}) приведены на рисунке 5.6.

5.5 Разубоживание от некачественной отбойки и при уборке руды

Основными источниками разубоживания руды при применении селективной выемки являются некачественная отбойка и уборка отбитой горной массы. При оценке качества оконтуривания горных выработок учитывается как перебор породы, так и степень шероховатости ее поверхности.

Поэтому для снижения разубоживания руды, на вышеуказанных рудниках также были проведены экспериментальные исследования по определению влияния конструкции зарядов, параметров и качества отбойки породного и рудного слоев на величину разубоживания руды. Из данных таблица 4 видно, что величина разубоживания руды в значительной степени зависит от порядка выемки породного и рудного слоев, мощности рудного тела и удельного расхода ВВ.

Так, если при первоначальной отбойке породного прихвата с изменением мощности рудного тела от 0,02 м до 0,2 м, прихват породы снижается с 22,73% до 16,92%, то при варианте с первоначальной отбойкой рудного слоя и изменении мощности рудного тела с 0,02 м до 0,2 м, прихват породы снижается с 26,63% до 21,52%. Возрастание прихвата породы при одних и тех же условиях объясняется тем, что при первом варианте рудный слой отбивается при трех плоскостях обнажения, а во втором варианте - при двух плоскостях обнажения.

Математической обработкой данных экспериментальных работ получены зависимости величины подрывки законтурного массива при отбойке рудного слоя:

при первоначальной отбойке породного слоя

$$Q_{\text{пр}} = 14,05m_p^2 - 35,4m_p + 23,44; \quad (5.3)$$

при $0,02 < m_p < 0,2$ м;

Таблица 5.6 – Эмпирическая зависимость подрывки законтурного массива при отбойке породного слоя:

Мощность руды (m_p)	При отбойке породного слоя ($Q_{\text{пр}}$)
0,02	22,73
0,03	22,38
0,04	22,02
0,05	21,67
0,08	20,75
0,2	16,92

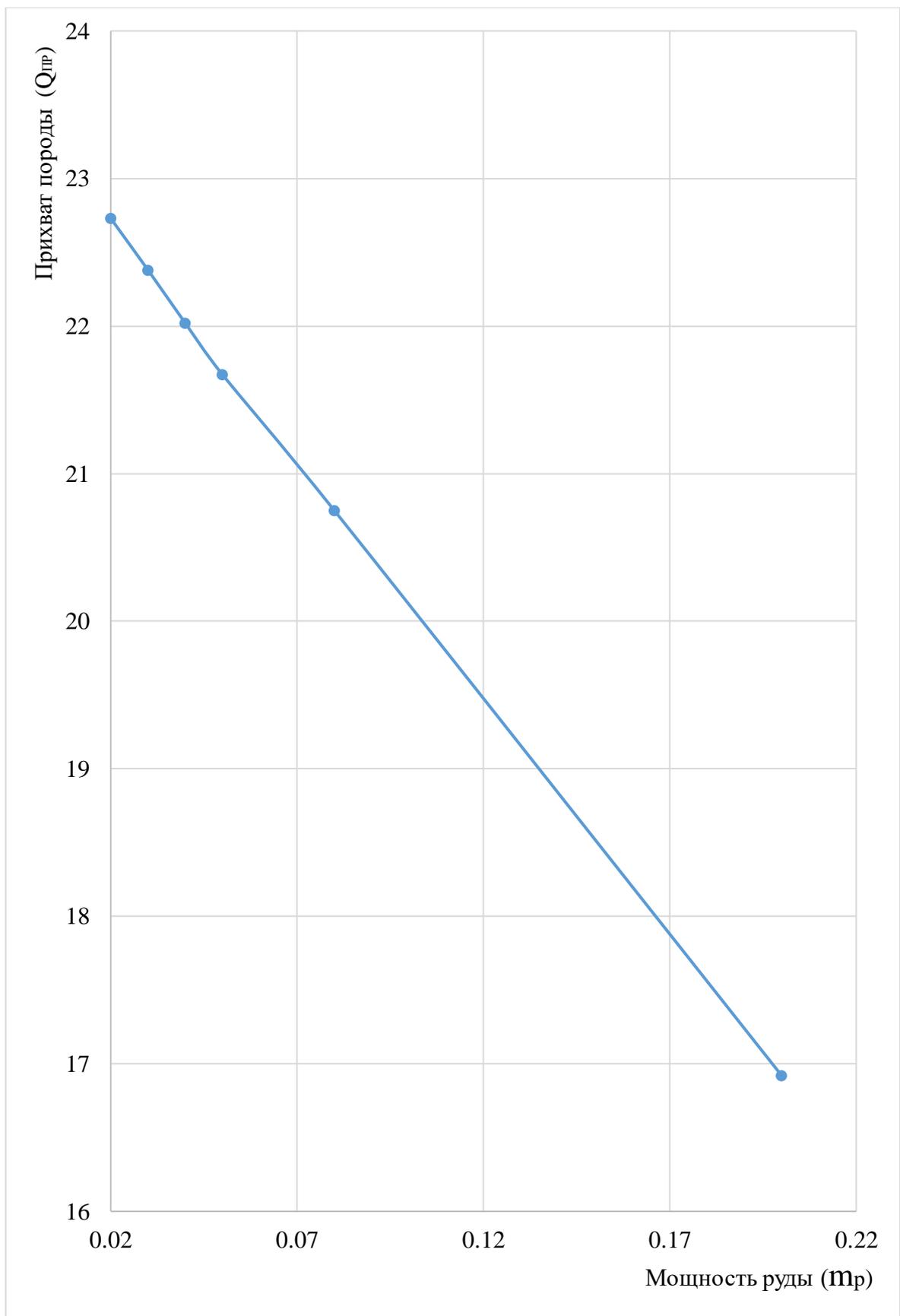


Рисунок 5.7 – Зависимость подрывки законтурного массива при отбойке породного слоя

при первоначальной отбойке рудного слоя

$$Q_p = 15,09 m_p^2 - 31,75 m_p + 27,27; \quad (5.4)$$

при $0,02 < m_p < 0,2$ м,

где m_p - мощность рудного тела.

Таблица 5.7 – Эмпирическая зависимость подрывки законтурного массива при отбойке рудного слоя:

Мощность руды (m_p)	При отбойке рудного слоя (Q_p)
0,02	22,73
0,03	22,38
0,04	22,02
0,05	21,67
0,08	20,75
0,2	16,92

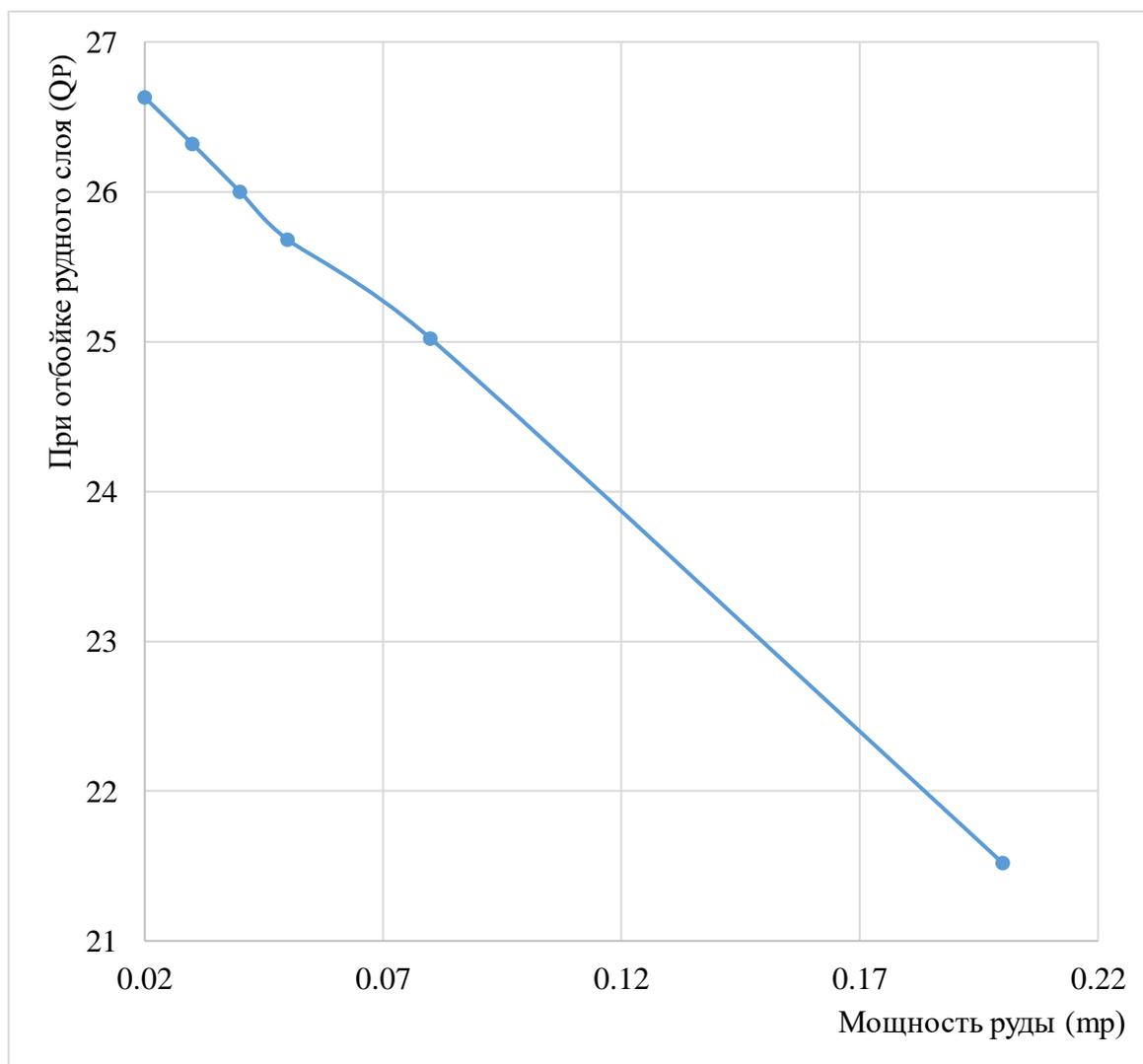


Рисунок 5.8 – Зависимость подрывки законтурного массива при отбойке рудного слоя

В то же время, на величину прихвата породы значительное влияние оказывает удельный расход ВВ и конструкция заряда. При этом изменение удельного расхода ВВ с 0,6 кг/т до 1,2 кг/т приводит к возрастанию подрывки породы с 17 % до 23 %. Снижение прихвата породы объясняется тем, что при применении рассредоточенных зарядов, на единицу длины шнура приходится меньший поток энергии по сравнению со сплошными зарядами, а общая площадь, через которую передается энергия, остается постоянной.

Обычно, при отбойке породного и рудного слоев, из-за значительного выхода рудной мелочи и некондиционных породных кусков, происходит просыпание рудной мелочи в породную закладку и заполнение пустот на поверхности закладки. Объем пустот между кусками породной закладки растет прямо пропорционально квадрату радиуса этих кусков. Поэтому, чем больше выход крупнокусковых пород, при отбойке породного прихвата, тем больше разубоживание руды.

Соответственно, при уборке руды, во избежание потерь мелочи снимают определенный слой породной закладки, что приводит к дополнительному разубоживанию руды.

Исследования показали, что разубоживание руды в основном зависит от удельного расхода ВВ и мощности рудного тела. При увеличении удельного расхода ВВ с 0,6 кг/т до 1,2 кг/т, разубоживание руды возрастает в среднем на 35–40%. При возрастании же мощности рудного тела с 0,02 м до 0,2 м, разубоживание руды снижается в два раза. Это объясняется тем, что бурение контурных шпуров, из-за технических возможностей осуществляются над углом, соответственно происходит прихват пустой породы. Соотношение объема прихвата к объему отбитой руды будет возрастать с уменьшением мощности рудного тела.

Обработка данных экспериментальных работ позволила получить зависимость разубоживания руды от удельного расхода ВВ и мощности рудного тела

$$R = 64,05 m_p^2 - 84,61 m_p + 36,48, \quad (5.5)$$

при $0,6 < m_p < 1,2$ м;

где m_p - мощность рудного тела.

5.6 Исследование влияния мощности рудного тела на величину разубоживания руды при системе разработки со сплошной выемки и отбойкой скважинами из подэтажных штреков

Целики в днище блока (камеры), в пределах этажа, также погашаются из нижележащего блока (камеры), за исключением целиков в днище, находящихся на уровне транспортного горизонта. Принимаются лишь потери при погрузочно-разгрузочных работах 1% и транспортировке руды 1%, всего 2 % потерь по системе разработке.

При бурении скважин по маломощной жиле мощность рудного тела не

учитывается: $m_0=0+2\cdot 7\cdot 0,042=0,6\text{м}$.

Разубоживание руды определяется по формуле:

$$K_p = \frac{(m_0 - m_p)\gamma_n}{(m_0 - m_p)\gamma_n + m_h\gamma_p} 100\%, \quad (5.6)$$

Данные разубоживание при разной мощности рудных тел определено по формуле (5.6) и предоставлено в таблице 5.8.

Таблица 5.8 –Изменение разубоживание руды от мощности рудных тел:

Мощность руды (мр)	Разубоживание руды (Kp)
0,02	96
0,03	95
0,04	93
0,05	91
0,08	86
0,2	66

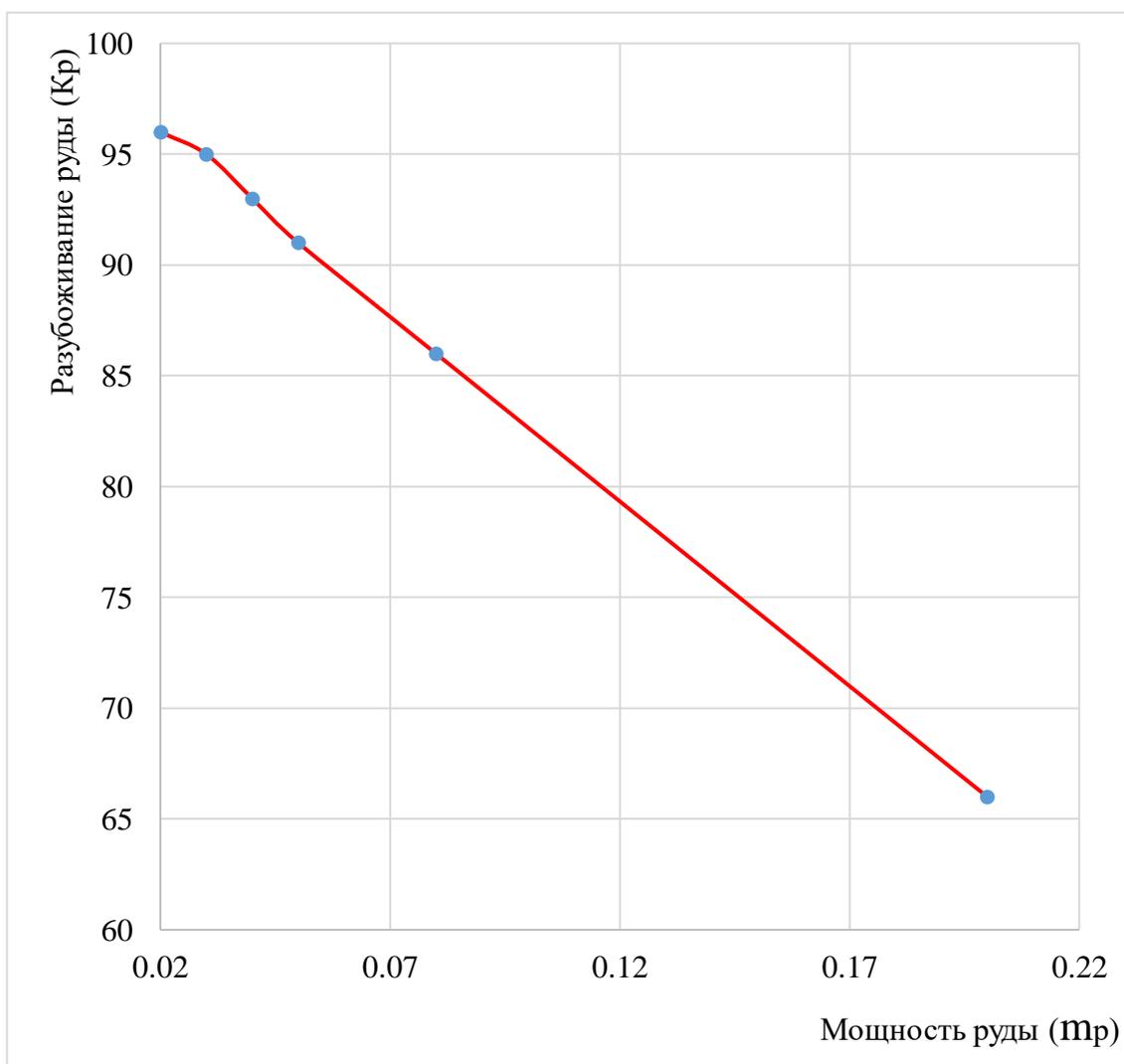


Рисунок 5.9 – Изменение разубоживание руды от мощности рудных тел

Как видно из таблиц 5.8 и рисунка 5.9, при изменении мощности рудного тела от 0,02м до 0,2м, разубоживания руды изменяется от 66% до 96%, то есть снижается на 30%.

Если учесть, при применении системы разработки со сплошной выемкой и отбойкой руды скважинами из подэтажных штреков обеспечивается незначительные потери руды (2%), и максимальная производительность по добыче руды, то данная система разработки для разработки маломощных рудных залежей является наиболее перспективным.

6 Экономическая эффективность предлагаемой технологии

Ожидаемая экономическая эффективность при применении системы разработки с селективной выемкой рассчитывается с учетом следующих факторов:

1) снижения затрат на транспортировку разубоженной руды (\mathcal{E}_T);

2) снижения затрат при обогащении руды ($\mathcal{E}_{O.P.}$),

1) Снижение затрат от уменьшения транспортирования разубоживающей породы до обогатительной фабрики:

$$\mathcal{E}_T = \frac{Qp*(R_1-R_2)}{100} * C_T, \% \quad (6.1)$$

где \mathcal{E}_T – снижение затрат на транспортирование;

Q_p – количество отбиваемой руды в год;

R_1, R_2 – разубоживание соответственно при применяемой и рекомендуемой технологии;

C_T – себестоимость транспортирование руды.

Тогда

$$\mathcal{E}_T = \frac{50\,000*(370-80)}{100} * 18 = 2\,610\,000 \%$$

2) снижения затрат при обогащении руды ($\mathcal{E}_{O.Ф.}$).

Снижение затрат на обогащения руды в связи с уменьшением разубоживания:

$$\mathcal{E}_{O.Ф.} = \frac{Qp*(R_1-R_2)}{100} * C_{O.Ф.}, \% \quad (6.2)$$

где $\mathcal{E}_{O.Ф.}$ – себестоимость обогащение руды.

Тогда

$$\mathcal{E}_{O.Ф.} = \frac{50\,000 * (370 - 80)}{100} * 20 = 2\,900\,000\$$$

Суммарный ожидаемый экономический эффект составит

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_T + \mathcal{E}_{O.Ф.} = 2\,610\,000 + 2\,900\,000 = 5\,510\,000 \$$$

7 Техника безопасности, охрана труда и промсанитария

В соответствии со статьей 182 Трудового Кодексом Республики Казахстан от 23 ноября 2015 года № 414-V ЗРК работодатель обязан: создать работникам необходимые санитарно-гигиенические условия, обеспечить выдачу и ремонт специальной одежды и обуви работников, снабжение их средствами профилактической обработки, моющими и дезинфицирующими средствами, медицинской аптечкой, молоком или равноценными пищевыми продуктами, и (или) специализированными продуктами для диетического (лечебного и профилактического) питания, средствами индивидуальной и коллективной защиты в соответствии с нормами, установленными уполномоченным государственным органом по труду.

В соответствии с требованиями ПОПБ, для вскрытия и отработки месторождения предусматривается два запасных механизированных выхода на поверхность: ствол шахты Вентиляционная, ствол шахты Центральная;

Сечения горно-капитальных, горно-подготовительных выработок приняты с учетом необходимых зазоров и пропуском необходимого количества воздуха с допустимой скоростью.

Горизонтальные выработки этажных горизонтов предусмотрено крепить комбинированной крепью (анкерная крепь + набрызгбетон), параметры которой принимают в зависимости от назначения и срока службы выработок.

Все доставочные, камерные выработки, вентиляционно-ходовые восстающие оборудованы стационарным освещением, горнопроходческие и очистные забои – переносным.

Схема вентиляции рудника и расчетное количество подаваемого в шахту свежего воздуха для проветривания горных выработок обеспечивают достижение ПДК на рабочих местах по газам, выделяемым при работе самоходных машин с ДВС, по условию одновременно работающих на подземных работах людей, по содержанию пыли и газов выделяемых при взрывных работах, а также по минимально допустимой скорости движения воздуха по горным выработкам.

Подаваемый в шахту воздух подогревается калориферами до температуры не менее +2°C.

В принятых системах разработки каждый блок имеет не менее двух независимых запасных выходов: один – на верхний вентиляционный горизонт, второй – на нижний транспортно-вентиляционный горизонт.

При вариантах системы с обрушением налегающих пород в случае отставания обрушения пород производят их принудительную посадку взрывом скважинных зарядов. Контроль за состоянием обрушения пород осуществляет горный надзор участка и геолого-маркшейдерская служба рудника.

Выходы в камеры или в открытое очистное пространство на поэтажных штреках, из которых производят бурение глубоких скважин для отбойки руды

должны быть ограждены.

По окончанию отбойки и выпуска руды из блока последний должен быть изолирован глухими бетонными перемычками на всех подходных буровых и погрузочно-доставочных выработках.

При всех вариантах систем разработки в плане горных работ принят последовательный сплошной порядок выемки камер и панелей, исключающий нарушение технологической дисциплины отработки выемочных единиц, снижающий степень деформации рудного массива, что повышает устойчивость проходческих и очистных выработок, и безопасность производства горных работ.

При перепуске горной массы по рудо - и породоспускам предусматриваются профилактические мероприятия по предупреждению слеживания и размокания горной массы:

- исключение попадания глинистых частиц в горную массу;
- исключение переувлажнения горной массы более 4-5 %;
- во всех действующих рудоспусках в местах погрузки руды устанавливаются звуковые и световые сигналы оповещения начала и окончания работ.

Принятые основные параметры конструктивных и технологических элементов систем разработки обеспечивают безопасность ведения горных работ.

Для целей подземного пожаротушения предусматривается использование подземного промводопровода, подачу воды в подземные выработки осуществляют от хозяйственного водопровода, проложенного по стволу шахты «Центральная» и основным откаточным и подготовительным выработкам.

Все противопожарно-профилактические мероприятия должны осуществляться в соответствии с Проектом противопожарной защиты рудника.

На рабочих горизонтах предусмотрено устройство противопожарных складов с набором инструментов, оборудования и материалов.

На шахте один раз в полгода должен составляться план ликвидации аварий в соответствии с ПОПБ.

В соответствии с требованиями «Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках», при эксплуатации самоходного оборудования на подземных горных работах проектом предусмотрены следующие мероприятия:

на самоходных машинах предусмотрены кабины, предохраняющие машиниста от падающих кусков горной массы и обеспечивающие достаточный обзор;

каждая машина оборудована:

- а) прибором, показывающим скорость движения машины;
- б) счетчиком моточасов или пробега в километрах;
- в) осветительными приборами (фарами, стоп-сигналом, габаритными

сигналами по ширине);

г) звуковой сигнализацией;

д) углекислотным (порошковым) огнетушителем;

машины с дизельными ДВС оборудованы двухступенчатой системой очистки выхлопных газов (каталитической и жидкостной);

замеры количества воздуха, поступающего в выработки, где работают машины с ДВС, производятся не реже двух раз в месяц;

среднее содержание вредных газов в воздухе по взятым пробам не должно превышать установленных санитарных норм;

транспортировка ГСМ должна осуществляться в соответствии с «Инструкции по безопасному применению самоходного оборудования...».

Для защиты подземных рабочих от вредного воздействия условий подземной среды и работающего оборудования предусмотрено:

комплексная организация труда, при которой в течение смены рабочие выполняют различные виды работ, уменьшая тем самым вредное воздействие вибрации и шума;

применение самоходного бурового оборудования, позволяющего свести до минимума влияние вибрации на персонал;

применение средств индивидуальной защиты – светильников и самоспасателей, антивибрационных рукавиц и спецобуви;

осуществление систематического газотемпературного контроля в очистных и проходческих забоях и на исходящей струе;

соблюдение режима нормализованного бурения шпуров и скважин;

для снижения запыленности в забое производится смыв осевшей пыли со стенок выработки и предварительное орошение перед взрыванием и после взрывания.

Для снижения вредного влияния шума рекомендуется:

- установка на выхлопных отверстиях перфораторов глушителей шума, выпускаемых заводом «Пневматика» или криворожским заводом «Коммунист»;

- установка на вентиляторах местного проветривания глушителей шума ЧЩ-5 и ЧЩ-6 Томского электромеханического завода имени Вахрушева;

- применение индивидуальных средств защиты органов слуха: вкладыши (беруши) противозумные «Хай-Ком» Uvex со шнурком в индивидуальной упаковке (2112.101) (Снижение уровня шума на 24 дБ). Одноразовые беруши из вспененного полиуретана, имеют инновационную форму с внутренним полым каналом, обеспечивающим «мягкую акустику» и поглощение отражённого шума. Ребристая поверхность обеспечивает комфорт. Подходят людям с разными размерами слухового канала.

Требования охраны труда, вытекающие из законодательных актов о труде, действующих государственных и отраслевых норм и правил, предусматривают обеспечения трудящихся санитарно-бытовым, медицинским и оздоровительно-профилактическим обслуживанием:

- на каждом этаже предусмотрены санузлы, у технологических камер

медицинские аптечки;

- в зимнее время воздух в шахту подается подогретым до плюс 2 °С.

При производстве горных работ должны строго соблюдаться нормативы предельно допустимых выбросов пыли в атмосферу и предельно допустимых концентраций вредных веществ в атмосферном воздухе.

Для снижения пылеобразования покрытие наклонных транспортных съездов должно поливаться технической водой с применением, при необходимости, связующих добавок.

Обеспыливание воздуха осуществляется во всех подземных подготовительных и очистных выработках, в которых ведутся работы и в течение всего времени нахождения в них людей. Наиболее пылеобразующими процессами при очистной выемке являются: бурение шпуров и скважин, взрывные работы и погрузка отбитой горной массы.

В целях снижения выхода тонкодисперсных фракций пыли, в особенности силикозоопасной, и пылеподавления при бурении шпуров скважин планом горных работ предусмотрены следующие мероприятия:

мокрое бурение;

эксплуатация перфораторов при давлении сжатого воздуха не менее 5 атм;

смыв пыли, осевшей в забое, на стенках и кровле выработок;

увлажнение взорванной горной массы перед погрузкой, орошение ее при погрузке и (если влажность менее 5%) в кузове автосамосвала при транспортировке с использованием специальных оросителей;

очистка от пыли воздуха, подаваемого к рабочим местам, при содержании пыли в воздухе более 30% от санитарной нормы;

вентиляция рудника должна осуществляться так, чтобы отдельные блоки и камеры имели независимое друг от друга проветривание за счет общешахтной депрессии.

При обнаружении содержания пыли и в концентрациях, превышающих предельно допустимые величины, работа на участках должна быть приостановлена.

Выработка, проветриваемая после взрывных работ, должна быть ограждена и снабжена предупредительным сигналом с надписью «Вход запрещен, забой проветривается».

Для защиты органов дыхания от пыли применяются противопылевые респираторы («Лепесток», Ф-62М и др.).

При производстве горных работ должны отбираться пробы воздуха для анализа на запыленность для силикозоопасных забоев не реже двух раз в квартал, в местах пылеобразования - один раз в квартал.

Для контроля за содержанием вредных газов от взрывных работ применяется экспресс-анализ воздуха с помощью прибора типа ГХ-1 с соответствующими индикаторными трубками для определения окиси углерода, окислов азота, сероводорода. Контроль за состоянием рудничного воздуха экспресс-анализатором производится перед допуском людей в забой.

При обнаружении содержания вредных газов в концентрациях, превышающих предельно допустимые величины, работа на таких участках должна быть приостановлена.

Вопросы безопасных условий труда в электротехнических помещениях при обслуживании и ремонте электрооборудования решены в соответствии с «Правилами технической эксплуатации электроустановок потребителей», «Правилами техники безопасности при эксплуатации электроустановок потребителей», «Правилами устройства электроустановок»,

Для защиты от попадания обслуживающего персонала под опасное для жизни напряжение предусматривается заземление всех металлических нетоковедущих частей электрооборудования.

В подземных выработках сеть заземления представляет собой общую сеть, состоящую из главных и местных заземлителей, металлических оболочек и четвертых жил кабелей, а также контуров из стальной полосы. Главные заземлители располагаются в зумпфах шахт и водосборниках главных водоотливов, местные - у каждого осветительного и силового пунктов в водоотводных канавах. Сопротивление общего переходного заземляющего устройства в подземном руднике – не более 2 Ом.

Все отходящие линии 6 кВ оборудуются максимальной токовой защитой от замыкания на землю.

В сетях 380 и 127В подземных выработок предусматривается защитное отключение от утечек тока на землю.

Все рабочие и ИТР рудника должны быть обеспечены и обязаны пользоваться индивидуальными средствами защиты: спецодеждой, спецобувью, касками, рукавицами, респираторами, индивидуальными светильниками. Виды спецодежды, обуви, индивидуальных приспособлений должны соответствовать выполняемой работе и времени.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

При отработке тонких жил эффективность горного предприятия существенно снижается в результате значительного разубоживания руды. Для снижения величины разубоживания руды и повышения качества добываемой руды стремятся вести добычу, уменьшая до критических пределов ширину очистного пространства. Однако, стесненные условия работы в узких забоях не позволяют в большинстве случаев применять в них высокопроизводительное оборудование.

Основная идея предлагаемой системы заключается в селективной отбойке породного и рудного слоя с получением мелкораздробленной породы для закладки и крупнокусковой руды.

Предложена формула для определения ширины подрываемой породной части слоя в зависимости от мощности жилы и коэффициента разрыхления отбитой породы, что позволит снизить разубоживание руды и обеспечит качественное заполнение породной закладкой очистное пространство.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Юсупов Х.А. Ресурсосберегающая технология очистной выемки тонких и весьма тонких крутопадающих залежей. – дис. д-р. техн. наук. – Алматы 2002. – 233 с.
- 2 -Пирогов Г.Г., Пакулов В.В. Обоснование новой технологии разработки маломощных тонких жил// Чита. 2010 г.
- 3 Сабянин Г.В. Опыт отработки тонких наклонных жил с отбойкой руды скважинами // Электронная версия на сайте <http://www.zolotonews.ru/news/24638.htm>.
- 4 Бейсебаев А.М., Битимбаев М.Ж., Букейханов Д.Г., Юсупов Х.А. «Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. Алматы 1997, в двух томах, I том, 575 с.
- 5 Павлов А. М. . «Совершенствование технологии подземной разработки жильных месторождений золота». Иркутск : Изд-во Иркутского гос. технического ун-та, 2013. - 127 с.
- 6 Иванцов В.М., Ахпашев Б.А., «Основы подземной разработки рудных месторождений». СФУ, Красноярск, 2019 г., 258 стр.

№ 1, 225. 19.06.2023 г.

международный научный журнал

АКАДЕМИК

АСТАНА

www.journal-academic.com

“Международный научный журнал АКАДЕМИК”



№ 1 (225), 2023 г.

ИЮНЬ, 2023 г.

Издаётся с июля 2020 года

Астана
2023

Содержание

КОРПОРАТИВНЫЙ ИМИДЖ КАК ФАКТОР КОНКУРЕНТОСПОСОБНОСТИ ПРЕДПРИЯТИЯ Садибекова Анель	4
СУЩНОСТЬ ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСКОГО ПОТЕНЦИАЛА, КАК ВАЖНОЙ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ КАТЕГОРИИ Ли Георгий Романович, Зурбаева Алия Битулгановна.....	8
АНАЛИЗ БИЗНЕС-ПРОЦЕССОВ АО «KASPI BANK» ПРИ ОРГАНИЗАЦИИ МАРКЕТПЛЕЙСА Ли Георгий Романович, Зурбаева Алия Битулгановна.....	11
ИССЛЕДОВАНИЕ ЗОНЫ НАСЫЩЕНИЯ ОПН ПРИ СРАБАТЫВАНИИ ОТ ИМПУЛЬСНЫХ ПЕРЕНАПРЯЖЕНИЙ Баймухан Наргиз Тимуркызы, Смаилова Әсел Қайратқызы, Байдуллина Ақжайна Ералнқызы.....	14
ОПТИМИЗАЦИЯ ДОЗАТОРА КОМПОНЕНТОВ СЫРЬЯ ДЛЯ ЛИНЕЙНОГО ЦЕХА ПО ПРОИЗВОДСТВУ БРУСЧАТОК Куандык Шынғыс Адыгайұлы	19
ЖАРАТЫЛЫСТАНУ БАҒЫТЫНДАҒЫ ЖОҒАРЫ СЫНЫП ОҚУШЫЛАРЫНЫҢ ШЕТ ТІЛДІК ТАНЫМДЫҚ ҚҰЗЫРЕТТІЛГІН ҚАЛЫПТАСТЫРУ ҮШІН ТИІМДІ ПРОБЛЕМАЛЫҚ ЖАҒДАЙЛАРДЫ ӨЗІРЛЕУ Дошанова Аксауле Рахметовна, Ахметова Мадениет Кадесовна,	23
TERMS OF CONSANGUINITY IN THE COMPARATIVE-HISTORICAL ASPECT OF THE DEVELOPMENT OF THE SEMANTICS OF THE ENGLISH AND KAZAKH LANGUAGES Ильяс Асем Асхатқызы, Мұхтар Аружан Дәулетқазықызы	27
МЕДИАКРАТИЯ И ЕЕ ВЛИЯНИЕ НА ОБЩЕСТВО Байбатыр Малика, Жангужекова Динара Жексенғалиевна	30
ИННОВАЦИИ В ГОСТИНИЧНОМ И РЕСТОРАННОМ БИЗНЕСЕ Нурмухамедова Шарипа Сейтжагіпаровна, Қожахмет Айгерім Сейдалықызы, Ешимов Берик Хамитулы	34
АНАЛИЗ ЭФФЕКТИВНОСТИ АНТИКОАГУЛЯНТНОЙ ТЕРАПИИ У ПАЦИЕНТОВ С ТРОМБОЭМБОЛИЧЕСКИМИ И ГНОЙНО-СЕПТИЧЕСКИМИ ОСЛОЖНЕНИЯМИ В ХИРУРГИИ: ОБЗОР ЛИТЕРАТУРЫ Жақсылық Е.Ә., Мұхтар Е.А., Мақсат Б.М.	39
RISK ANALYSIS OF CREDITWORTHINESS USING MACHINE LEARNING ALGORITHMS Koishybayeva Nazerke Maratovna, Nurtas Marat	39
ҮЛЕСТІК БАҒАЛЫ ҚАҒАЗДАР ЭМИТЕНТТЕРІН ТАЛДАУДАҒЫ ДИВИДЕНДТЕРДІ ДИСКОНТТАУ МОДЕЛІНІҢ ОРНЫ Айдарова Самал.....	48
ОБЗОР И АНАЛИЗ ШАГАЮЩИХ РОБОТОВ ДЛЯ СПАСАТЕЛЬНЫХ ОПЕРАЦИЙ Толеугазыев Алишер Болатұлы	52
СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ВНЕДРЕНИЯ КОНЦЕПЦИИ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ В РЕСПУБЛИКЕ КАЗАХСТАН Сағынғалиева Аида Мұратқызы, Салимбаева Расима Аменовна.....	59
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ, ТОНКИХ ЖИЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЖОЛЫМБЕТ» Юсупов Халидилла Абенович, Шанчаров Насихат Касеналиевич	63
ПРАВОВАЯ ОЦЕНКА ОБЯЗАТЕЛЬСТВА ГОСУДАРСТВА ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ ПРАВА НА СРЕДНЕЕ ОБРАЗОВАНИЕ В ЭПОХУ ЦИФРОВЫХ ТЕХНОЛОГИЙ Джумагулова Бибигуль Нуржановна	69
МЕКТЕПТЕ БЕЙОРГАНИКАЛЫҚ ХИМИЯ КУРСЫНДА КІРІКТІРЕ ОҚЫТУ ТЕХНОЛОГИЯСЫН ҚОЛДАНУДЫҢ ТИІМДІЛІГІ Каррибаева Дилшода Гулимбайқызы	76

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ, ТОНКИХ ЖИЛ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЖОЛЫМБЕТ»

Юсупов Халидилла Абенович

Доктор технических наук, профессор

КазННТУ имени К. Сатпаева, Республика Казахстан

Шанчаров Насихат Касеналиевич

магистрант II курса

КазННТУ имени К. Сатпаева, Республика Казахстан

АННОТАЦИЯ

Аннотация. В статье описаны сущность предлагаемого варианта селективной выемки тонких жил месторождения «Жолымбет». Предложена формула для определения ширины подрываемой породной части слоя и коэффициента разрыхления отбитой породы в зависимости от мощности жилы, что позволит снизить разубоживание руды и обеспечит качественное заполнение породной закладкой очистное пространство.

Ключевые слова: жильные месторождения, селективная отбойка, разубоживание, ширина отбиваемой породы, мощность жилы.

Введение. В странах независимых государств значительная часть руд цветных, редких и благородных металлов представлена тонкими и весьма тонкими крутопадающими залежами. При разработке таких месторождений выемка руды обычно сопровождается значительным разубоживанием [1,2,3]. Это обусловлено тем, что при отбойке руды на таких месторождениях, для получения нормальной ширины очистного пространства вместе с жилой необходимо подрывать и значительный слой вмещающих пород.

Золоторудное месторождение Жолымбет и одноименный рудник находятся на территории Акмолинской области Республики Казахстан. Месторождение Жолымбет открыто в 1932 году. С 1933 года и по настоящее время оно разведывается и одновременно эксплуатируется подземным и открытым способами. На месторождении в настоящее время территориально выделены два разобнесенных между собой золотоносных участка: центральный и южный. В центральный участок входят шх. Центральная гор. 135-680м и 680-800м, и южный – Карьер №6. Центральный участок по запасам является наиболее крупным, продуктивным и перспективным. Здесь выявлены два морфологических типов рудных тел: золотосодержащие кварцевые жилы и штокверковые зоны. Средняя мощность жилы составляет 0,1-0,8 м, ширина очистного пространства -1,2-1,3м.

Величины разубоживания руды на данном объекте исследования и на других рудниках, разрабатывающих тонкие и весьма тонкие месторождения, приведены в таблице 1.

Как показывает анализ выемки маломощных рудных залежей и практика отработки руды на объекте исследования, несмотря на многолетнюю практику разработки, многочисленные научные исследования, технология выемки маломощных рудных тел остается несовершенной[4,5,6].

Таблица 1 – Параметры очистной выемки и величина разубоживания руды при отработке жильных месторождений

Наименование рудников	Средняя мощность, м	Ширина очистного пространства, м	Отношение ширины очистного пространства к мощности	Разубоживание, %
Жолымбет	0,1-0,8	1,2-1,3	0,5	51

Бестобе	0,25	1,15	0,9	76,6
Бескемпир	1,6	1,7	0,1	10
Жаркулак	0,5-1,0	0,8-1,5	1,5	78,0
Эспе	0,5-2,0	1,7	1,72	73,1
Верхне-Андасай	0,02	0,8	0,78	120-150

На большинстве месторождений эффективность разработки существенно снижается в результате значительного разубоживания руды, достигающего до 78 %. Для снижения величины разубоживания руды и повышения качества добываемой руды стремятся вести добычу, уменьшая до критических пределов ширину очистного пространства. Однако, стесненные условия работы в узких забоях не позволяют в большинстве случаев применять в них высокопроизводительное оборудование. Взрывные работы из-за ограничения свободной поверхности ведутся в условиях зажима, в результате чего значительная часть энергии ВВ расходуется на сейсмическое воздействие в глубь массива и на переизмельчение отбиваемой руды. Все это ведет к дополнительному возрастанию разубоживания руды и потере наиболее обогащенной полезными компонентами рудной мелочи.

Поэтому, для решения указанных проблем, задачами исследования являются:

- изучение и обоснование вариантов системы разработки для выемки маломощных рудных залежей;
- разработка технологии выемки маломощных рудных залежей;
- определение параметров очистной выемки при предлагаемой системе разработки.

Методика исследования. Для снижения величины разубоживания руды и повышения эффективности добычи была предложена усовершенствованный вариант селективной выемки с закладкой подрываемыми вмещающими породами.

Сущность предлагаемой системы состоит в том, что тонкую рудную залежь, подготовленную очистных работ, разбивают на отдельные выемочные блоки. Рудное тело отработывают в восходящем порядке потолкоуступным забоем, а выработанное пространство заполняют подрываемыми боковыми вмещающими породами. При этом, параметры и конструкции шпуровой отбойки породного и рудного слоя принимаются такими, чтобы в итоге получить мелкодробленную породу для закладки выработанного пространства, и дробленную крупнокусковую руду (рисунок 1).

Для исследования предлагаемой системы разработки использовался комплексный метод, включающий анализ, научное обобщение научно-технической информации и практики горного производства, теоретические исследования и анализ результатов исследований и расчетов, обоснование принятых решений.

Результаты и обсуждения. Подготовка блока при рассматриваемом варианте системы разработки (рисунок 1) включает проходку доставочных и скреперных штреков, двух материально-ходовых восстающих.

Нарезка блока - скреперного штрека на всю длину блока. Затем в процессе очистной выемки камерных запасов, из восстающих проходят сбойки (вентиляционных окон) с очистным пространством.

Высота материально-ходового восстающего определяется по формуле:

$$h_{Х.В} = \frac{h_6}{\sin a} - h_{шт} \quad (3.1)$$

где h_6 - вертикальная высота блока;

a - угол залегания рудного тела;

$h_{шт}$ - высота откаточного штрека.

В нашем случае высота материально-ходового восстающего и наклонная высота блока ($h_{н6}$) равна: то есть, $h_{н6} = h_{Х.В} = 38$ м.

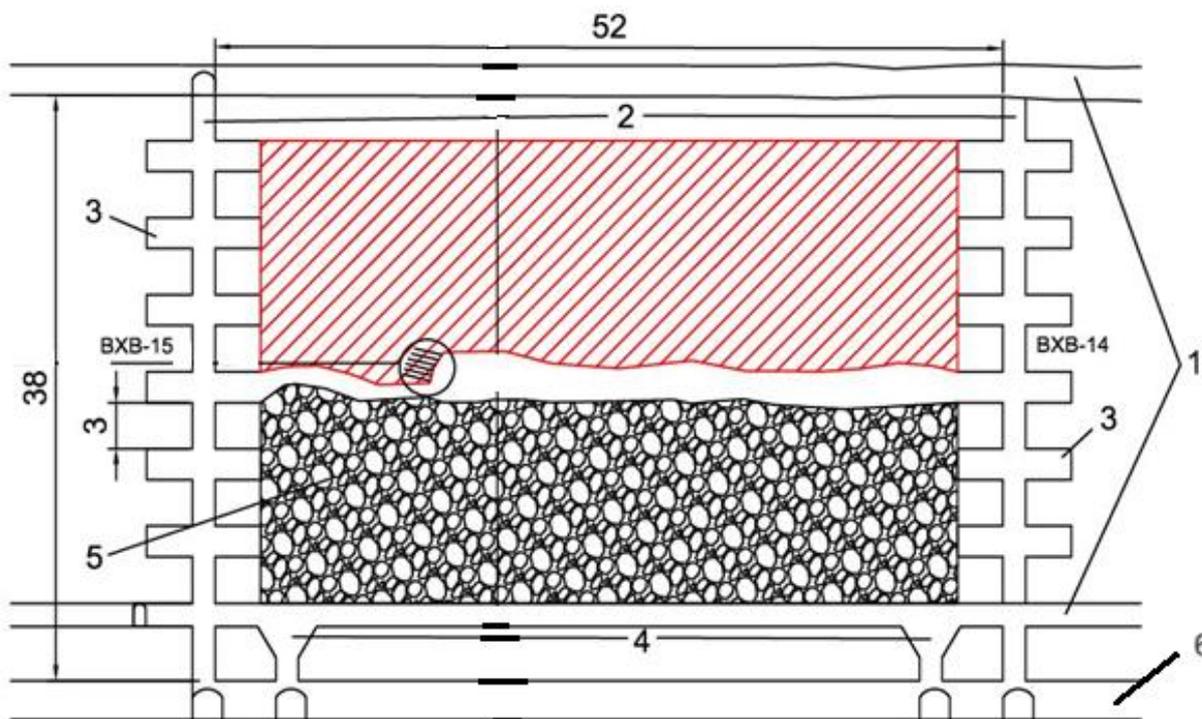


Рис.1. Система разработки селективной выемки с первоначальной отбойкой одностороннего рудного слоя и последующей отбойкой одностороннего породного прихвата. 1-скреперный штрек; 2-восставющий; 3-вентиляционное окно; 4-рудоспуск; 5-замагазинированная порода; 6-доставочный штрек.

Очистная выемка при варианте с отбойкой односторонним породным прихватом осуществляется в следующей последовательности: отбойка породного прихвата и его планирование; отбойка рудной части слоя; уборка горной массы; при необходимости крепление.

Бурение шпуров производится перфораторами ПП-63 с пневматическими поддержками, зарядка шпуров – зарядчиками «Курама». Уборка отбитой горной массы велась скреперными лебедками ЛС-17 и ЛС-30 до квершлага, далее доставляется на самоходных транспортах до поверхности.

Подъем оборудования и материалов к местам работы производится по блоковым восставющим. Проветривание выработок осуществлялось вентиляторами местного проветривания СВМ-6 и СВМ-6У с использованием вентиляционных рукавов диаметром 400 мм.

Для варианта системы разработки с отбойкой односторонним породным прихватом, ширина подрываемой породной части слоя, определяется согласно рисунку 1, по следующим формулам:

$$B_{\text{п.сл}} = \frac{B_{\text{р.сл}} \cdot k_y \cdot k_{\text{зап}}}{k_p - 1}, \quad (1)$$

или

$$B_{\text{п.сл}} = \frac{(2m_p + l_{\text{ш}} \cdot \cos \alpha_{\text{ш}}) \cdot k_y \cdot k_{\text{зап}}}{2(k_p - 1)}, \quad (2)$$

а объем

$$V_{\text{п.сл}} = \frac{V_{\text{р.сл}} \cdot k_y \cdot k_{\text{зап}}}{k_p - 1}, \quad (3)$$

где $B_{\text{п.сл}}$ - усредненная ширина породной части слоя;

$B_{\text{р.сл}}$ - усредненная внямаемая мощность рудной части слоя;

k_y - коэффициент, учитывающий усадку размельченного породного прихвата, используемого в

качестве закладочного материала – 0,12;

$k_{\text{зап}}$ – коэффициент заполнения выработного пространства – 0,9;

k_p – коэффициент разрыхления породы – 1,4;

$V_{\text{п.сл}}$ – объем отбиваемого породного прихвата;

$V_{\text{р.сл}}$ – объем отбиваемой рудной части слоя.

Усредненная вынимаемая мощность рудной части слоя определяется из выражения:

$$B_{\text{р.сл}} = m_p \frac{l_{\text{ш}} \cdot \cos \alpha_{\text{ш}}}{2}, \quad (4)$$

отбиваемый объем рудной части слоя в массиве равен

$$V_{\text{р.сл}} = B_{\text{р.сл}} \cdot h_{\text{сл}} \cdot L_{\text{сл}}, \quad (5)$$

где m_p – мощность рудного тела, м;

$l_{\text{ш}}$ – глубина шпура, м;

$\alpha_{\text{ш}}$ – угол заложения отбойного шпура, град.;

$h_{\text{сл}}$ – высота отбиваемого слоя, м;

$L_{\text{сл}}$ – длина слоя, м.

Вынимаемая длина слоя согласно рисунка 1 определяется из следующего выражения

$$L_{\text{сл}} = L_{\text{б}} - B_{\text{мв}} - 2 \cdot B_{\text{ов}} - 2 \cdot l_{\text{сб}}, \quad (6)$$

где $L_{\text{б}}$ – длина блока;

$B_{\text{мв}}$ – ширина материально – ходового восстающего;

$l_{\text{сб}}$ – длина вентиляционно – ходовой сбойки;

$B_{\text{ов}}$ – ширина отрезного восстающего.

Вертикальная высота отбиваемого слоя при отбойке вертикальными шпурами равна

$$h_{\text{сл}} = l_{\text{ш}} \cdot \sin \alpha, \quad (7)$$

где α – угол падения рудного тела, градус.

Использование зависимостей (1) – (2) при отработке тонких весьма тонких рудных залежей позволит без дозакладки выработного пространства производить очистную выемку в блоке на всю высоту этажа (блока). Параметры шпуровой отбойки при селективной выемке рудных залежей зависят от параметров очистного пространства, крепости и физико – механических свойств руд и вмещающих пород.

Количество ВВ, необходимое для отбойки одного слоя (породного прихвата или рудного слоя)

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{сл}} = V \cdot q_{\text{ВВ}}, \quad (8)$$

где V – объем отбойки 1-го слоя;

$q_{\text{ВВ}}$ – удельный расход ВВ,

$$V = m_{\text{п}} \cdot h_{\text{у}} \cdot w, \quad (9)$$

где $m_{\text{п}}$ – мощность породного прихвата;

$h_{\text{у}}$ – высота уступа (породного прихвата);

w – толщина отбиваемого слоя (ЛНС).

Количество ВВ, необходимое для отбойки 1-го слоя, также определяется по следующей формуле:

$$Q_{\text{ВВ}}^{\text{сл}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{ш}}^2}{4} \cdot l_{\text{ш}} \cdot \Delta \cdot k_{\text{зап}} \cdot n_{\text{ш}}, \quad (10)$$

где $d_{ш}$ - диаметр шпура;

$l_{ш}$ - глубина шпура;

Δ - плотность заряжения;

$k_{зап}$ - коэффициент заполнения шпура;

$n_{ш}$ - количество шпуров в слое.

Приравнивая правые части зависимостей (8) и (10)

$$m_n \cdot h_y \cdot w \cdot q_{ВВ} = \frac{\pi \cdot d_{ш}^2}{4} \cdot l_{ш} \cdot \Delta \cdot k_{зап} \cdot n_{ш}, \quad (11)$$

и решая относительно w , находим

$$w = \frac{\pi \cdot d_{ш}^2 \cdot \Delta \cdot k_{зап} \cdot l_{ш} \cdot n_{ш}}{4 \cdot m_n \cdot h_y \cdot q_{ВВ}}, \quad (12)$$

удельный расход ВВ зависит от мощности рудного слоя или породного прихвата ($m_{п}$) и крепости (определяется опытным путем)

$$q_{ВВ} = f(m_{п}, f), \quad (13)$$

Расстояние между вертикальными шпурами в ряду зависит от мощности рудного слоя или породного прихвата ($m_{п}$) и крепости (f)

$$a = f(m_{п}, f), \quad (14)$$

Количество вертикальных шпуров в ряду

$$n_{ш} = \frac{m_n + 2b_3}{a}, \quad (15)$$

где b_3 - допустимый зазор между устьем шпура и стенкой очистной выработки.

Количество горизонтальных шпуров в рудном слое по высоте уступа (h_y) равно:

$$n_{ш} = \frac{h_y}{a}, \quad (16)$$

Выводы.

1. При отработке тонких жил эффективность горного предприятия существенно снижается в результате значительного разубоживания руды. Для снижения величины разубоживания руды и повышения качества добываемой руды стремятся вести добычу, уменьшая до критических пределов ширину очистного пространства. Однако, стесненные условия работы в узких забоях не позволяют в большинстве случаев применять в них высокопроизводительное оборудование.

2. Основная идея предлагаемой системы заключается в селективной отбойке породного и рудного слоя с получением мелкораздробленной породы для закладки и крупнокусковой руды.

3. Предложена формула для определения ширины подрываемой породной части слоя в зависимости от мощности жилы и коэффициента разрыхления отбитой породы, что позволит снизить разубоживание руды и обеспечит качественное заполнение породной закладкой очистное пространства.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ:

1. Юсупов Х.А. Ресурсосберегающая технология очистной выемки тонких и весьма тонких крутопадающих залежей. – дис. д-р. техн. наук. – Алматы 2002. – 233 с.
2. Рафиенко Д.И. Системы с магазинированием руды при разработке жильных месторождений. – М.: Недра, 1967. – с.
3. Сабянин Г.В. Опыт отработки тонких наклонных жил с отбойкой руды скважинами // Электронная версия на сайте <http://www.zolotonews.ru/news/24638.htm>.
4. Бейсебаев А.М., Битимбаев М.Ж., Букейханов Д.Г., Юсупов Х.А. «Горно-геологический справочник по разработке рудных месторождений. Алматы 1997, в двух томах, I том, 575

- с.
5. Павлов А. М. . «Совершенствование технологии подземной разработки жильных месторождений золота». Иркутск : Изд-во Иркутского гос. технического ун-та, 2013. - 127 с.
 6. Иванцов В.М., Ахпашев Б.А., «Основы подземной разработки рудных месторождений». СФУ, Красноярск, 2019 г., 258 стр.



Жасалған күні: 03.08.2022, 12:59:52
Дата создания:
Бірегей нөмір: 2-2022-2-00125261-7-2
Уникальный номер:



ТЕСТІЛЕНУШІНІҢ КЕШЕНДІ ТЕСТІЛЕУ НӘТИЖЕСІ
РЕЗУЛЬТАТЫ КОМПЛЕКСНОГО ТЕСТИРОВАНИЯ ТЕСТИРУЕМОГО

ЖСН/ИН: 840617300861

ТЖК/ИКТ: 00125261

Тапсырған күні/Дата сдачи: 03.08.2022

ШАНЧАРОВ НАСИХАТ КАСЕНАЛИЕВИЧ

Т.А.Ә. бар болған жағдайда/Ф.И.О. при его наличии

Оқу тілі: орысша

Язык обучения: русский

Дайындық бағыты: Ғылыми-педагогикалық

Направление подготовки: Научно-педагогическое

М116 - Тау-кен инженериясы

Білім беру бағдарламалары тобы

М116 - Горная инженерия

Группа образовательной программы

№	Бөлім/Блок		Жинаған балдары Набранные баллы
1	Шет тілі (ағылшын) Иностранный язык (английский)	Тыңдалым/Слушание	12
		Лексика-грамматика	9
		Оқылым/Чтение	14
2	Оқуға дайындығын анықтауға арналған тест Тест на определение готовности к обучению	Сыни ойлау Критическое мышление	11
		Аналитикалық ойлау/ Аналитическое мышление	9
3	Білім беру бағдарламалары тобының бейіні бойынша тест Тест по профилю группы образовательных программ	Тау-кен өндірісінің негіздері Основы горного производства	24
		Тау-кен кәсіпорындарының құрылысы Строительство горных предприятий	18
Барлығы/Итого			97
мүмкін болған из возможных			150 балдан баллов

КТ нәтижесінің жарамдылық мерзімі
Срок действия результатов КТ до 01.12.2022 дейін

Тұлғаны куәландыратын құжат болған жағдайда күші бар
Действителен при предъявлении документа, удостоверяющего личность

