

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический
университет имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Арыстан Дәуір Даниярұлы

Подземная разработка месторождения «Акбакай» с применением
самоходного оборудования

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

Специальность 7M07203 – «Горная инженерия»

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

УДК 622.235.53

На правах рукописи

Арыстан Дәуір Даниярұлы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Подземная разработка месторождения
«Акбакай» с применением самоходного
оборудования

Направление подготовки

7М07203 – «Горная инженерия»

Научный руководитель д – р
техн.наук, профессор

Бегалинов А.Б.
«27» мая 2022г.

Рецензент

д-р техн.наук,
профессор

Орынтожин Е.С.
«28» мая 2022г.

Нормоконтроль
ведущий инженер

Мендекинова Д.С.
«28» мая 2022г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНТУ им. К.И. Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой

д-р техн.наук, профессор

Молдабаев С.К.
«28» мая 2022г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН
Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

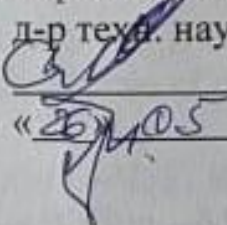
Кафедра Горное дело

Специальность 7М07203 – «Горная инженерия»

УТВЕРЖДАЮ

Заведующий кафедрой
Горное дело

д-р техн. наук, профессор

 Молдабаев С.К.

«28» 05 2022г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Арыстан Дәуір Даниярулы

Тема: Разработка месторождения «Акбакай» с применением самоходного оборудования

Утверждена приказом ректора университета №2028-Н от «05» 05 2022г.

Срок сдачи законченной диссертации «28» 05 2022г.

Исходные данные к магистерской диссертации: Участок подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» был законсервирован в 2018 году в следствии небезопасности ведения горных работ. Необходимо произвести анализ и обосновать эффективную технологическую схему для отработки данного участка. И решить проблему с неустойчивостью данного участка, а также вытекающие второстепенные задачи.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

- а) Анализ систем разработки с применением самоходного оборудования в условиях неустойчивого массива жильных маломощных месторождений;
- б) Исследование для обоснования эффективной технологии отбойки руды, для снижения разубоживания, отклоняющегося от проектных показателей в массивах III – IV категориях устойчивости по RMR
- в) Исследование влияния и обоснование эффективных параметров целиков, для уменьшения разубоживания возникающих в следствии совпадения векторов напряжения горного давления и взрывов;

г) Исследование и обоснование влияния на технологический процесс подземного отвалообразования в отбитом очистном пространстве рудников;

д) Техничко-экономическая эффективность внедрения результатов исследований, анализ экспериментального внедрения;

Перечень графического материала:

а) схемы систем разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды; б) результаты моделирования в программах Dips, Unwedge, RS2; в) графики; г) графики распределения радиальных и остаточных напряжений в) максимальных амплитуд радиальной составляющей волны напряжения от расстояния при взрыве; д) схемы расположения сетки скважин и т.д.

Рекомендуемая основная литература:

1. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. –Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для ВУЗов. –М.: Издательство «Горная книга», 2007. – 471 с.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. –Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: Учебник для ВУЗов. –М.: Издательство «Горная книга», 2008. – 512 с.
3. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. – Алматы: Баспагер, 1998. -210 с.
4. Болотов А.П., Тищенко В.А., Фрумкин Р.А. Подземная разработка рудных месторождений. Изд – во ДонГТУ, Алчевск, 2006. - 107 с.
5. Порцевский А.К. Система разработки при подземной добыче руды. Москва, 2000. -115 с.
6. Шевченко В.Г., Слащев А.И. Обоснование параметров и разработка информационной системы безопасности ведения подземных горных работ с учетом геомеханических факторов. Геотехническая механика" Выпуски сборника научных трудов, 2016.
7. Лизукин В.М., Погудин А.А. Геомеханика. Усовершенствованная система разработки с магазинированием руды для выемки маломощных крутопадающих жил в условиях повышенного горного давления. -2010. - №17. – 193 с.

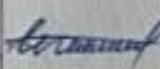
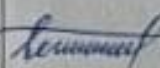
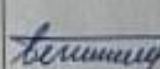
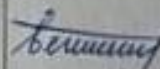
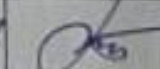
ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Анализ систем разработки с применением самоходного оборудования в условиях неустойчивого массива жильных маломощных месторождений	10.03.2022г.	
Исследование для обоснования эффективной технологии отбойки руды, для снижения разубоживания, отклоняющегося от проектных показателей в массивах III – IV категории устойчивости по RMR	11.04.2022г.	
Исследование влияния и обоснование эффективных параметров целиков, для уменьшения разубоживания возникающих в следствии совпадения векторов напряжений горного давления и взрывов	26.04.2022г.	
Исследование и обоснование влияния на технологический процесс подземного отвалообразования в отбитом очистном пространстве	10.05.2022г.	
Технико-экономическая эффективность внедрения результатов исследований	26.05.2022г.	

Подписи

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

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Критический анализ современного состояния разработки маломощных крутопадающих жил месторождения «Акбакай», в частности участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	А.Б.Бегалинов, д - р техн.наук., профессор.	15.03.22г.	
Анализ и обоснование современных систем разработки маломощных жильных месторождений с применением самоходного оборудования	А.Б.Бегалинов, д - р техн.наук., профессор...	22.04.22г.	
Технологические решения для уменьшения затрат по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	А.Б.Бегалинов, д - р техн.наук., профессор.	16.05.22г.	
Технико-экономическая эффективность внедрения результатов исследований	А.Б.Бегалинов, д - р техн.наук., профессор.	27.05.22г.	
Нормоконтролер	Д.С. Мендекинова ведущий инж.	28.05.22г.	

Научный руководитель

А.Б.Бегалинов

Задание принял к исполнению обучающийся

Д.Д. Арыстан

Дата « 24 » 05 2022г.

АНДАТПА

Диссертациялық жұмыста 2017 жылдан бастап «НТС - 2 (Шығыс Ақбақай)» жерасты тау-кен өндіру учаскесінің жаңаруына арналған кен орнын өндірудің тиімді технологиясын әзірлеу мәселелері қарастырылған.

Қолда бар әзірлеу жүйелерін талдау арқылы тиімді әзірлеу жүйесін таңдау негізделді, оның ішінде салыстырмалы талдау үшін қолайлы технологияларды пайдалана отырып есептеулер жүргізілді.

Әлсіреген учаскелердегі кенді нақты сұйылтуға қатысты мәселелер бойынша шешімдер анықталды және ұсынылды – ашық аймақтар мен бұрғылау және жару жұмыстарының массивтің ҚҚС әсерінен тәуелділігі анықталды, кенді бөлшектеудің неғұрлым тиімді технологиясы әзірленді және негізделді.

«НТС – 2 (Шығыс. Ақбақай)» шахтасының ерекшелігіне байланысты тау-кен массасын тасымалдаудың тиімді технологиясы, атап айтқанда жер асты төгіндісін ұйымдастыру негізделді.

АННОТАЦИЯ

В диссертационной работе рассмотрены вопросы по разработке более эффективной технологии отработки месторождения для возобновления, законсервированного с 2017 года, участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)».

Путем анализа имеющихся систем разработок был обоснован выбор эффективной системы разработки, в том числе произведены расчеты по подходящим технологиям для их сравнительного анализа.

Были определены и предложены решения по проблемам с фактическим разубоживанием руды в ослабленных участках - определена зависимость влияния обнаженных площадей и буро – взрывных работ на НДС массива, разработана и обоснована более эффективная технология отбойки руды.

В связи с особенностями рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» была обоснована эффективная технология транспортировки горной массы, а именно организация подземного отвалообразования.

ABSTRACT

The dissertation work deals with issues of increasing the efficiency of rock breaking based on the choice of optimal parameters for dynamic loading of the rock mass and the use of rational charge designs with specified energy properties.

An effective method for calculating the parameters of stress waves for charges of cylindrical symmetry is substantiated, which makes it possible to predict the distribution of the explosion energy in an explosive block, considering the influence of the explosion energy along the charge length, deceleration time, and charge diameter during the explosion of a system of charges.

The dependences of the parameters of stress waves in a granite massif with the parameters of drilling and blasting operations - deceleration interval, charge diameter, charge design is established.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	11
1 Критический анализ современного состояния разработки маломощных крутопадающих жил месторождения «Акбакай», в частности участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	13
1.1 Анализ актуальных и разведанных горно – геологических, геомеханических условий месторождения «Акбакай», в частности жилой зоны Пологая – 6	13
1.2 Вскрытие, подготовка и добычные работы по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	19
2 Анализ современных систем разработки жилых маломощных месторождений с применением самоходного оборудования	24
2.1 Возможные к применению системы разработки в условиях участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	24
2.2 Система разработки с полным магазинированием руды с отработкой в восходящем порядке с применением самоходного оборудования	24
2.3 Система разработки с закладной очистного пространства в восходящем порядке с применением самоходного оборудования	26
2.4 Расчет вентиляции для представленных систем разработок с учетом дополнительного самоходного оборудования и естественной тяги	28
2.5 Крепление выработок участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» с учетом геомеханического анализа прочности критерием Хука – Браун	31
2.6 Заключение по технологическим решениям участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	36
3 Технологические решения для уменьшения затрат на транспортировку руды по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	39
3.1 Уменьшение разубоживания руды в ослабленных по устойчивости участках за счет оптимизации буро – взрывных работ зоны жилы Пологая	39
3.2 Разработка месторождения с применением самоходного оборудования в восходящем порядке с организацией внутреннего отвала в очистном пространстве	48
4 Экономическое обоснование принятых решений	53
4.1 Экономическая эффективность систем разработки для условий рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» с учетом ущерба от	

разубоживания и потерь руды	53
4.2 Экономическая эффективность внутреннего подземного отвалообразования в условиях подземного рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»	56
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	59
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ЛИТЕРАТУР	60

ВВЕДЕНИЕ

Современное состояние научно-технической проблемы, актуальность работы. Повышение механизации процессов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых по всему миру, имеет тенденцию по причине повышения производительности и безопасности ведения горных работ.

При выборе систем разработки и применения других технологических решений при отработке месторождений полезных ископаемых, в настоящее время не учитываются современные решения направлений горных наук. В результате этого получаем, что при всех достоинствах применения самоходного оборудования при разработке месторождений полезных ископаемых, на данный момент до сих пор имеются рудники, работающие по старым технологическим решениям. Также результатом служит отклонение множественных показателей, в результате изменения горно – геологических и геотехнических условий на разных участках месторождений.

Несмотря на большой объем выполненных научно-исследовательских работ касательно месторождения «Акбакай», и схожих по горно – геологическим условиям месторождений, на данный момент не были разработаны и обоснованы универсальные технологические решения для отработки участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» и схожих рудников, в результате чего с 2018 года данный участок находился в консервации.

Цель работы – Решение проблемных вопросов и обоснование технологических решений с применением самоходного оборудования для рудников, обрабатывающих жильные маломощные месторождения.

Основная идея работы – Применение эффективной системы разработки с использованием самоходного оборудования, учитывая неустойчивость массивов, и решение проблем, возникающих в следствии данного условия.

Задачами исследования являются:

- Анализ систем разработки с применением самоходного оборудования в условиях неустойчивого массива жильных маломощных месторождений, для обоснования эффективной технологической схемы в целях отработки участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»;
- Уменьшение разубоживания до проектных показателей, в условиях средне – устойчивого и неустойчивого массива;
- Геомеханический анализ и установление закономерностей влияния взрывных работ на повышение разубоживания;
- Разработка и обоснование эффективной схемы транспортировки горной массы, для уменьшения эксплуатационных и капитальных затрат рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»;

- экономическая оценка эффективности предлагаемых решений.

Научная новизна работы заключается:

- в обосновании эффективной системы разработки маломощных жильных месторождения с применением самоходного оборудования условиях неустойчивого массива с точки зрения геомеханического анализа и моделирования;
- в установлении закономерности влияния взрывных работ и горного давления на повышение показателей разубоживания руды;
- в технологическом решении подземного отвалообразования имеющего актуальность применения в условиях большого расстояния откатки руды;

Научное значение работы заключается в обосновании и внедрении эффективных технологических решений для рудников маломощных жильных месторождений, со схожими условиями к месторождению.

Практическая ценность. Применение разработанных и обоснованных технологических решений позволит производить разработку маломощных жильных месторождений, при этом обеспечивая безопасность ведения горных работ, экологичность в результате разработки, повышая производительность технологических процессов, а также уменьшая затраты на производство горных работ.

Методы исследования. Обзор и анализ научных исследований отечественных и зарубежных ученых в области разработок месторождения полезных ископаемых, в том числе численный анализ решений, обоснование применяемых решений моделированием в различных программах, анализ результатов экспериментального внедрения.

1 Критический анализ современного состояния разработки маломощных крутопадающих жил месторождения «Акбакай», в частности участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

1.1 Анализ актуальных и разведанных горно – геологических, геомеханических условий месторождения «Акбакай», в частности жилой зоны Пологая – 6.

Золоторудное месторождение Акбакай является наиболее крупным месторождением одноименного рудного поля и составляет основу сырьевой базы Акбакайского кластера.

Рудное поле расположено в пределах Кызылжартасского интрузива гранодиоритов, который прорывает песчано-сланцевые отложения ордовика и эффузивы среднего девона. Площадь поля составляет около 25 км²; покровные отложения на всей площади представлены рыхлыми четвертичными образованиями мощностью от 0,5 до 1,5 м.

Основную роль в строении рудного поля и находящихся в его пределах золоторудных месторождений (Акбакай, Бескемпир, Карьерное и др.) играют разрывные нарушения, представленные системами крутопадающих разломов субширотного простирания и оперяющих их пологих разломов типа сколовых трещин. В пределах интрузива широко развиты дайки лампрофиров, а также диоритовых и диабазовых порфиритов. Дайки лампрофирового ряда выделяются в золотоносный дайковый комплекс.

Месторождение Акбакай структурно связано с Акбакайским разломом субширотного простирания, представленного полосой дробления и гидротермальной проработки пород протяженностью около 3 км. Полоса определяется как Главная рудная зона; к ней приурочены основные рудные тела месторождения.

Месторождение Акбакай является жилым месторождением, залегающим в интрузиве. Жилы выполняют субширотные разрывные нарушения. Рудные тела контролируются дайками лампрофиров и диоритовых порфиритов, локализуясь в их контактах или внутри даек, реже отходят на небольшое расстояние от них. Все жилы имеют северное падение. Выделяются крутопадающие и пологие жилы. Углы падения составляют для крутопадающих 60-70° и 75-80° и от 40-50 до 20° для пологих.

Всего на месторождении разведано 16 жил, изображенных на Рисунке 1.1, с балансовыми рудами промышленных категорий: Главная, Фроловская, Тукеновская, Октябрьская, Юбилейная-60, Пологая-1, Пологая-4, Пологая-6, Глубинная, Южная-1, Южная-2, Золотая, Фроловская-2, Пологая-6 бис, Дайковая, Диагональная.

На данный момент жилы Южная-1, Южная-2, Пологая-4, Главная, Тукеновская, Глубинная, Дайковая, Диагональная, Октябрьская являются отработанными.

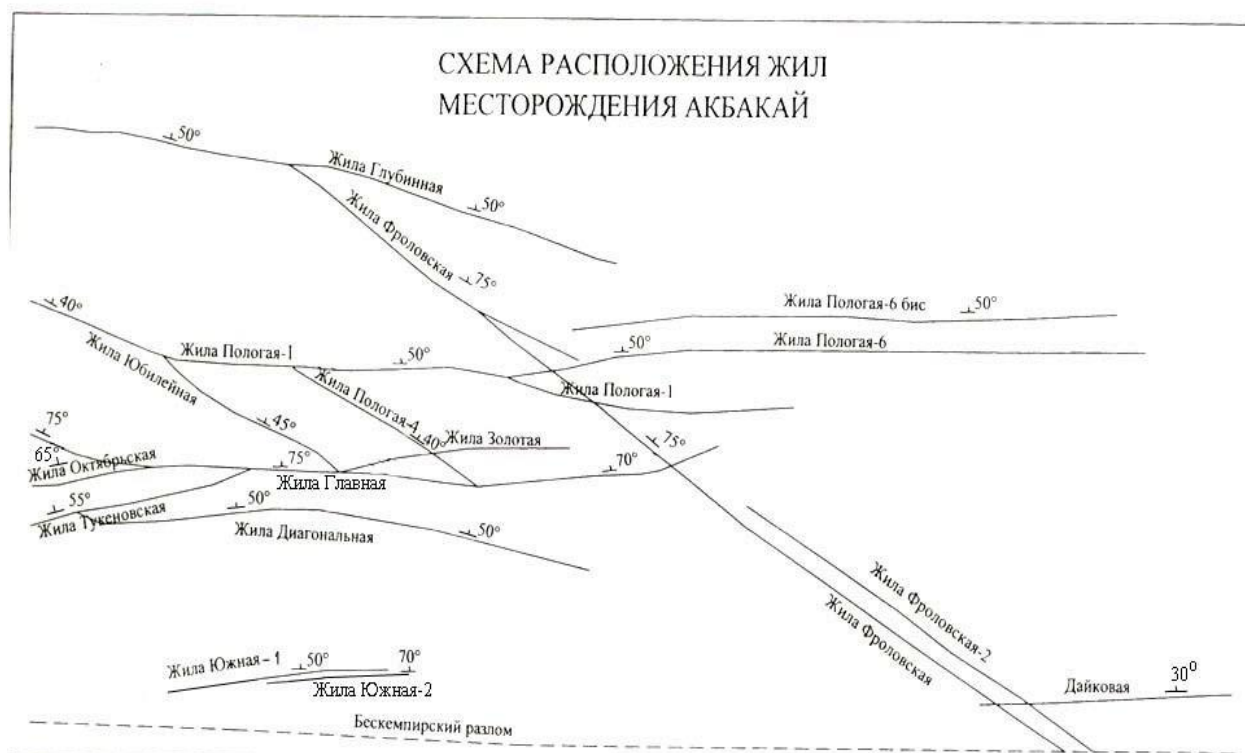


Рисунок 1.1 – Схема расположения рудных жил месторождения «Акбакай»

В свою очередь как видно на Рисунке 1.1 жила Пологая – 6 простирается в восточном направлении, в западном направлении ограничивается жильной зоной Пологая – 1 и является ее продолжением, простираясь в восточном направлении постепенно жильная зона Пологая – 6 выходит на дневную поверхность.

Жильная зона Пологая – 6 является наиболее крупной на западном фланге ограничивается жилой Пологая – 1, в восточном направлении жильная зона Пологая – 6 выходит на дневную поверхность.

Согласно историческим геологоразведочным данным, в глубину жильная структура Пологая – 6 залегает до 1000 – 1100 метров от земной поверхности.

Зона Пологая-6 представлена неравномерно минерализованной зоной смятых, передробленных пород. Общее простирание зоны субширотное с небольшими отклонениями к юго-востоку. Отмечаются локальные отклонения простирания зоны от общего направления в пределах 10-20°. Падение зоны северное под углом 40-55°. Морфология рудного тела весьма сложная – она характеризуется изменчивой мощностью в пределах 0,5-10 м, частым чередованием раздувов и пережимов, ветвящимся строением.

Зона Пологая-6 сложена хлоритизированными, серицитизированными гранодиоритами с жилами и линзами серицит-кварцевых метасоматитов и березитов. Последние локализованы, большей частью, в контактах маломощных даек лампрофиров, нередко ветвящихся. На перечисленные породы наложено прожилково-жильное окварцевание и сульфидная

минерализация. Общее количество жильного кварца внутри зоны небольшое, он образует маломощные линзы и прожилки, протяженность которых не превышает 15-20м.

Среднее содержание золота в руде колеблется от 1,0 г/т до 11 г/т.

Плотность руды составляет 2,68 т/ м³, плотность вмещающих пород составляет 2,73 т/ м³, коэффициент разрыхления колеблется в пределах 1,6.

Как и по всему месторождению руда по зоне Пологая – 6 не склонна к самовозгоранию и слеживанию. Однако с простираем в восточном направлении имеет морфологическую особенность к постепенному окислению в результате обнажения.

В результате проведенных опытов на физико – механические свойства керна и проб по данному участку были получены результаты коэффициентов крепости по шкале М.М. Протодяконова составляют: кварцевых руд – 16-18, березитов – 11-14, даек лампрофиров – 11-12, гранодиоритов – 14-16.

По показателю абразивности породы и руды относятся к классу среднеабразивных (по классификации Л.И. Барона и А.В. Кузнецова).

№ подэтажного штрека и геологическ ой борозды картировани я	Показатели RQD – качественно го показателя массива, %	Показате ль Шерохов атости стенок трещин J_r	Количес тво систем трещин J_n	Факт разубожива ния при отбойке руды
п/э штрек 16, борозда 43182	82	3	3	32
п/э штрек 16, борозда 43648	63	1.5	9	63
п/э штрек 15, борозда 42548	71	1.5	6	48
п/э штрек 14, борозда 41479	76	2	4	38

Таблица 1.1 – Показатели геотехнического картирования и фактического разубоживания при отбойке руды по жиле Пологая - 6

Особенностью структурной зоны Пологая – 6 в отличие от жил Пологая – 1, Фроловская, Золотая, Юбилейная является ослабленность в геомеханическом отношении. Причиной этому является наличие клинообразующих систем трещин, на Рисунке 1.2 модель по борозде 30373 горизонта +180 УПГР «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» в программе Unwedge, при

этом наблюдается четкий контакт между рудой и вмещающими породами которые влекут за собой вывалы.

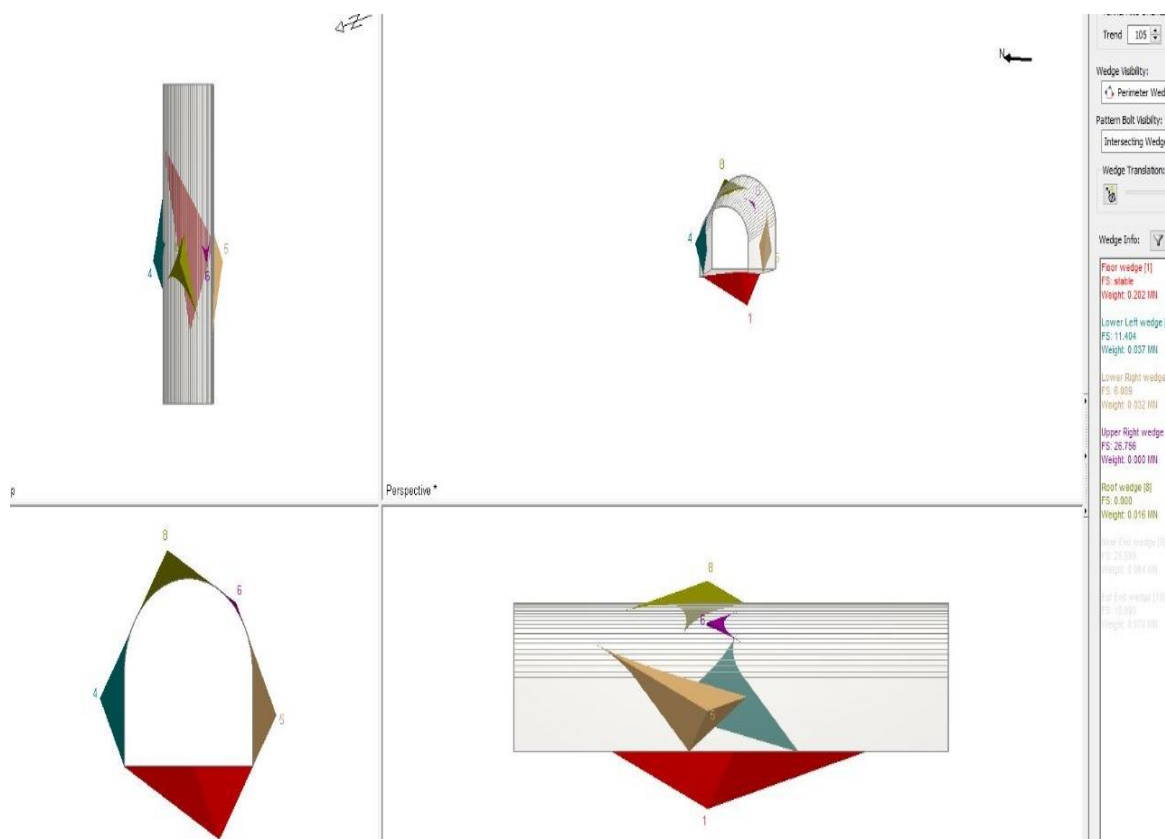


Рисунок 1.2 – Модель систем трещин выработки по борозде 30373 обработанной в программе Unwedge

В целом в результате анализа геотехнического картирования и разубоживания в результате отбойки руды, можно заметить закономерность что видно в таблице 1.1. Согласно данной таблице участки, где показатели шероховатости стенок J_r равны 1.5, что значит - что поверхность стенок трещин гладкие, и повышенный показатель систем трещин J_n выше 6 наблюдается повышенное разубоживания что видно на рисунке 1.4., фактическое отклонение от проектных показателей по данной системе разработки отличаются приблизительно на 30%.

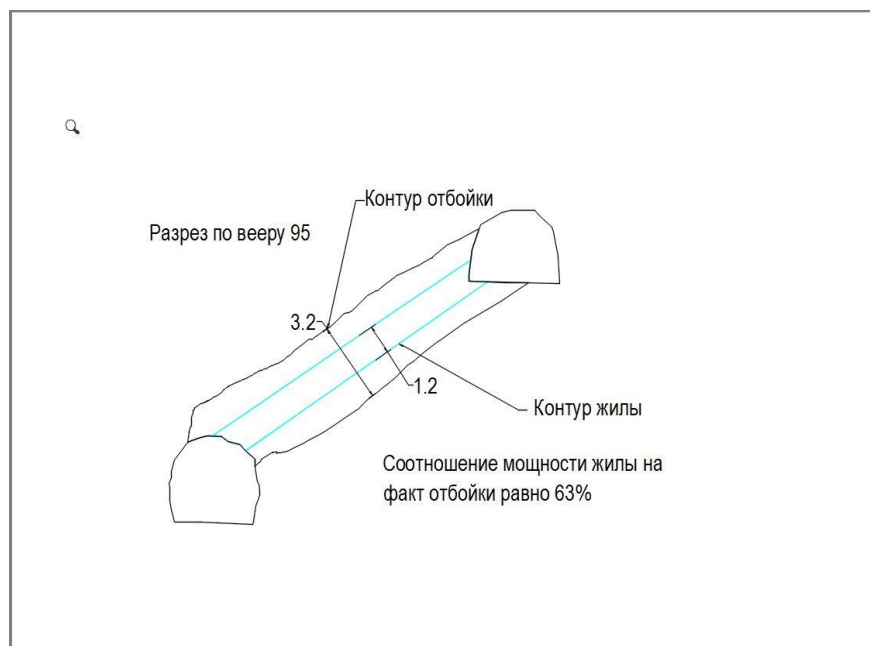


Рисунок 1.3 – Разрез по вееру 95 с фактической съемкой отбойки руды подэтажного штрека № горизонта + м зоны Пологая – 6

Также произведя анализ геотехнического картирования по подэтажным отрезным штрекам зоны Пологая – 6 горизонтов + , + , а также сопоставив результаты блочного моделирования в программе Micromine Пологая – 1, что показано на рисунке 1.4, можно сделать выводы что по данным участкам наблюдается значительный объем участков III – категории согласно качественному показателю массива RQD, показателям устойчивости массива согласно Q – Бартону и RMR Хоека – Брауна. Показатели устойчивости согласно категориям указаны в таблице 1.2.

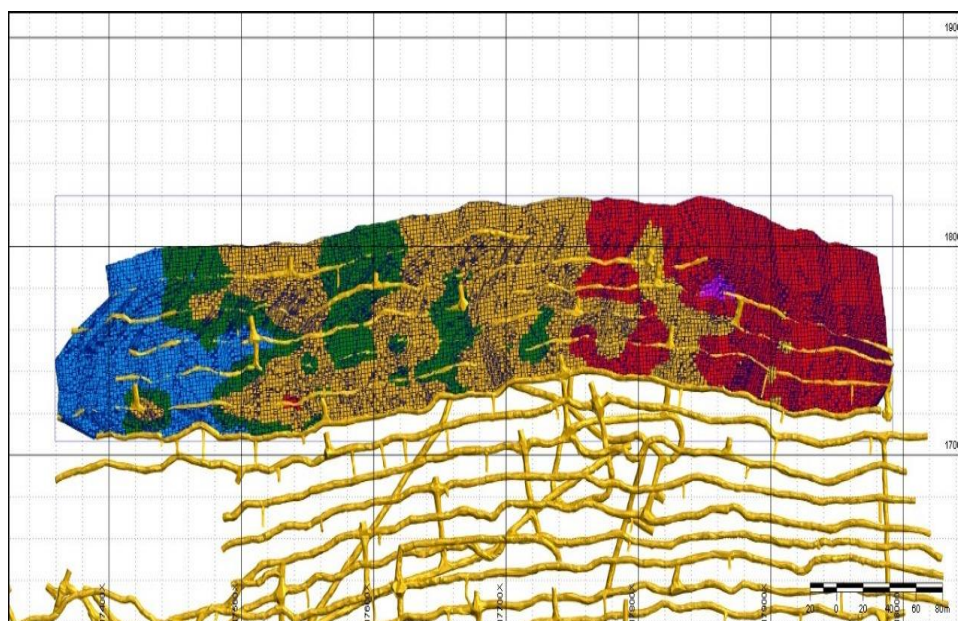


Рисунок 1.4 – Блочная модель по жиле Пологая – 1 месторождения «Акбакай»

Таким образом проанализировав данные по зоне жилы Пологая – 6 выясняется что в целом вмещающие породы и руда крепкие, однако в силу нарушенности массива, в результате наличия разнонаправленных систем трещин, в особенности в рудных выработках - в соответствии с категориями устойчивости требуется частичное комбинированное крепление или тяжелая крепь по некоторым неустойчивым участкам, сплошное крепление рудных выработок в целом для безопасного ведения в них горных работ.

Категории устойчивости массива	Характеристика массива	Рекомендации по креплению
Весьма устойчивый – I	Не наблюдаются локальные и крупные нарушения массива	Крепление не требуется
Устойчивый - II	Имеются небольшие нарушения и локальные нарушения массива	В целом крепление не требуется, возможно использование анкерной крепи
Средне устойчивый - III	Имеются разнориентированные системы трещин	Необходимо использовать легкую крепь (торкрет – бетон, анкерная крепь с металлической сеткой)
Неустойчивый - IV	Наблюдаются многочисленные нарушения, имеются зеркала скольжения и т. д.	Необходимо использовать тяжелую или комбинированную крепь с отставанием от забоя не более 7 – 10 метров
Весьма неустойчивый - V	Сильно нарушен, перемятый массив	Необходимо использовать тяжелую или комбинированную крепь с отставанием от забоя не более 3 – 5 метров

Таблица 1.2 – Категории устойчивости массива

1.2 Вскрытие, подготовка и добычные работы по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

Для достижения большей производительности и безопасности нежели с

традиционными методами ведения горных работ, не отставая от мировой тенденции в компании АО «АК Алтыналмас» широко распространено использование самоходного оборудования за счет чего достигается высокая механизация процессов.

В следствии вышеописанного главным условием для выработок является сохранения сечения позволяющее передвижение самоходного оборудования.

Вскрытие участка «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» производилось с помощью наклонно транспортного съезда, для всех НТС и ТУ ставится ряд требований:

- угол наклона не более 10°;
- радиус на закруглениях не менее 9м;
- угол наклона на закруглениях -1°;
- форма поперечного сечения – сводчатая;
- пройденные участки крепятся ж/б штангами и торкретбетоном.

При прохождении ослабленных участков вмещающих пород вид крепления определяется геологической службой рудника.

- проходка НТС и ТУ рассчитана на использование автосамосвала грузоподъемностью 20 т, погрузочно-доставочной машины объемом ковша 3,1-м³, буровой каретки с одной стрелой.

Схема вентиляции рудника производится по нагнетательной схеме, ГВВ установка располагается у устья НТС, «грязный воздух» из шахты выводится за счет капитальных восстающих имеющих выход на дневную поверхность и пройденных с помощью проходческого комплекса «Алимак».

Как и на всех участках месторождения «Акбакай» добычу руды на участке подземных горных работ жилы Пологая – 6 вели системой разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды доставкой горной массы силой взрыва, схема данной системы разработки изображена на рисунке 1.6. Суть ее в условиях месторождения «Акбакай» заключается в проведении транспортного уклона, разделение блока на подэтажи и проведение соответственно подходного орта к руде, далее подэтаж разделяется на западный и восточный фланг, из подходных ортов проводятся рудные подэтажные отрезные штреки, в устойчивых участках, а также просто рудные подэтажные штреки. Таким образом рудное тело оконтуривается подэтажными штреками и отрезными восстающими по окончанию проходческих работ, но не доходя до добычных процессов.

Бурение производится с помощью оборудования РНҚ 3000, согласно паспорту бурения отбойку производят двумя скважинами в веере и одной дополнительной скважиной между ними, расстояние между веерами составляет 1,5 м, соответственно веер – дополнительная скважина 0,75 м.

Заряжание вееров перед непосредственной отбойки руды производят с помощью самоходных пневмозарядных машин типа «Paus Lena». Основным ВВ является аммиачно – селитровые ВВ, патрон – боевик, то есть первичный заряд – Аммонит 6ЖВ в упаковке по 0,2 кг. Инициирование производят удаленно, обвязку производят с помощью детонирующего шнура.

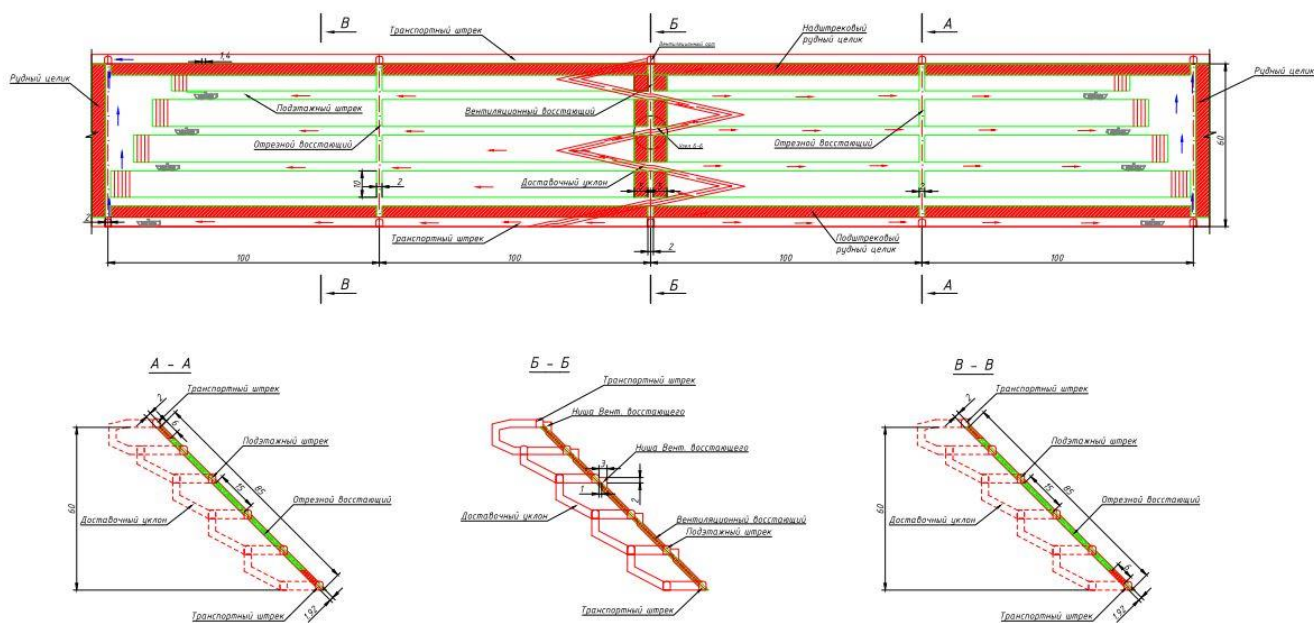


Рисунок 1.5 – схема системы разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды

Погрузку отбитой руды осуществляют с помощью самоходных малогабаритных погрузочно – доставочных машин Scooptram ST – 7 объемом ковша до 3,1 м³, непосредственную откатку руды осуществляют автосамосвалами MT-2010 (Atlas Corco).

Проветривание проходческого забоя осуществляют по нагнетательной схеме проветривания тупиковых выработок. Для забоя используется вентилятор местного проветривания с производительностью 18 м³/мин.

К достоинствам системы разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды в условиях месторождения «Акбакай» являются: за счет использования самоходного оборудования – относительно большая производительность, простая технологическая схема; попутная добыча металла при проходческих работах; относительно небольшие потери на устойчивых участках месторождения. А уже к недостаткам данной системы в условиях месторождения «Акбакай» целесообразно отнести: фактически большие показатели разубоживания, довольно сильно отличающихся от проектных – расчетных показателей, что возможно увидеть на рисунке 1.4; значительные потери руды в при оставлении межкамерных и потолочных целиков в неустойчивых и среднеустойчивых участках, хотя проектом отработки месторождения фактически данные целики не учтены, они необходимы для оптимизации разубоживания путем предотвращения распространения влияния БВР на НДС массива, в неустойчивых участках рекомендуется оставлять межкамерные целики шириной в 1,5 – 2 м каждые

15 – 20 метров, потолочный целик рекомендуется оставлять также высотой 1,5 – 2 м; также стоит отметить что с учетом ослабленности руды, а также учитывая что основная система трещин представлена контактом руды и вмещающих пород для ведения безопасных горных работ требуется крепление неустойчивых участков, недостаток образуется за счет рудного штрека.

Обобщая технологию данной системы разработки, а также производя анализ геотехнического картирования выработок на участке подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» требуется полное крепление рудных – отрезных выработок, как легкой, так и на некоторых участках тяжелой или комбинированной крепью, данный факт значительно повышает себестоимость добычи 1 тонны руды. Крепление выработок производили в основном с помощью трубчато – фрикционных анкеров с металлической сеткой, что видно по паспорту крепления на рисунке 1.6, однако в следствии слабой несущей способности данного вида крепления – а именно пределом до 12 МПа, на некоторых участках рекомендуется усиление данного вида крепления торкрет – бетонной смесью, что позволит при толщине смеси в 4 – 5 см повысить несущую способность в три – четыре раза.

Отмечается что ранее в следствии небезопасности при ведении горных работ участок подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» был пройден до горизонта + м, после чего был законсервирован с 2017 года по причине отсутствия возможности безопасной отработки участка.

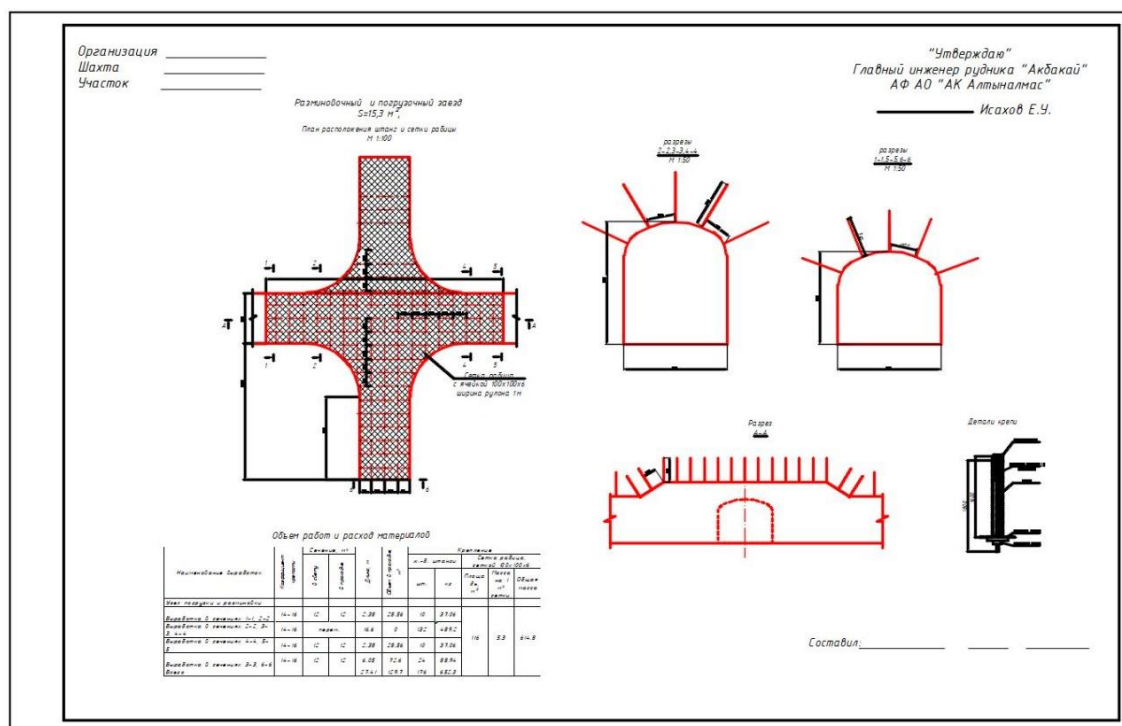


Рисунок 1.6 – Типовой паспорт крепления выработок рудника «Акбакай»

Также хотелось бы отметить, что наличие клинообразных секущих

друг друга систем трещин возможно повлечет обрушение уже отработанного пространства что в последствии может повлиять на НДС массива нижележащих горизонтов, НДС массива НТС и ТУ, а также на проседание земной поверхности в результате образования пустот.

Таким образом при возобновлении разработки участка «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» системой разработки с подэтажным обрушением и торцевым выпуском руды необходимо быть готовым к относительно большим потерям – варьирующимся от 22% до 27%, производить крепление рудного штрека по всей площади в следствии наличия большого количества секущих трещин, что может повлиять на возникновение вывалов в будущем.

1.3 Анализ системы разработки с магазинированием применявшейся на верхних горизонтах участка подземных горных работ «Акбакай»

Ранее разработка месторождения «Акбакай» до горизонта +260 горизонта велась системой разработки с магазинированием руды с полным магазинированием с выемкой по восстанию, показанным на рисунке 1.7.

Подготовительные работы заключались в следующем: блок оконтуривался двумя материально – ходовыми восстающими, проводились рудные вентиляционный и откаточные штреки.

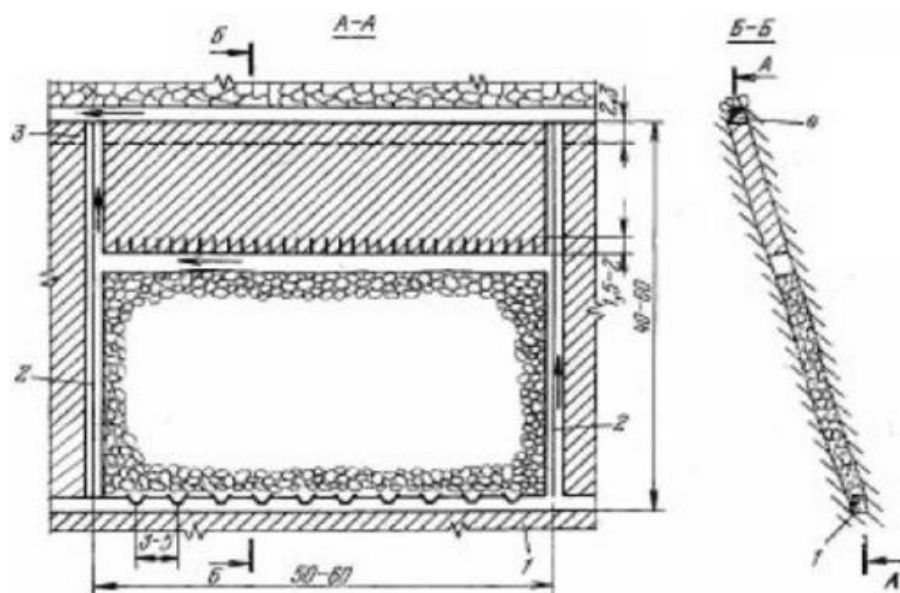


Рисунок 1.7 – схема системы разработки с полным магазинированием руды с выемкой по восстанию

Отбойки руды производили шпуровым методом, что позволяло достичь селективной выемки преимущественно руды. Бурение производилось ручными перфораторами бригадой бурильщиков, состоявших из бурильщика и помощника бурильщика. При бурении бригада располагалась на деревянных настилах прямо на замагазинированной руде. Непосредственный

допуск бригады к очистному пространству осуществлялось через заходки из материально – ходового отдела восстающего.

Руда из очистного пространства выпускалась через выпускные воронки. Откатка руды производилась скреперной лебедкой типа 30 – ЛС с объемом ковша скрепера 0,5 м³ до восстающих. Откатка до ствола производилась электровозами по однопутевой схеме доставки.

Потери руды заключались в оставление потолочного, подошвенного и межблоковых целиков, в оставление целиков для организации воронок.

При данной системе разработки достигались небольшие показатели разубоживания, и относительно небольшие показатели потери руды, безопасность производства работ в следствие небольшой площади обнажения, возможность шихтовки руды в соответствии с анализом, организация концентрационного горизонта.

Недостатки данной системы разработки – относительно низкая производительность рабочего за смену, малая степень механизации процессов, относительно небольшая себестоимость добычи.

В целом в следствии небольшой распространённости применения самоходного оборудования на период использования данной системы разработки – данная система разработки имела наиболее благоприятные показатели, однако на данный момент, в сравнении с современными системами разработки, актуальности в следствии низкой механизации процессов данной системы не имеет.

2. Анализ и обоснование современных систем разработки жильных маломощных месторождений с применением самоходного оборудования

2.1 Возможные к применению системы разработки в условиях участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

Разработка жильных месторождений характеризуется сложными горно-геологическими условиями: большинство жильных месторождений имеет невыдержанную мощность, неустойчивые вмещающие породы и тектонические нарушения, прерывистое оруденение, изменчивый угол падения. Многообразие и сложность горно-геологических условий определяют применение в практике значительного разнообразия способов рудной и полевой подготовки блоков многие из них остаются пока несовершенными.

Как и ко всем системам разработки для систем разработки жильных месторождений ставится ряд условий обеспечение безопасности производства работ, достижение наименьшей себестоимости добычи 1 т руды, высокая степень механизации и автоматизации процессов.

Ранее 10 – 20 лет назад широкое распространение при отработке жильных месторождений получили системы разработки с магазинированием, считалось на тот момент что данный класс систем разработки является наиболее благоприятным. Однако за имеющий период произошли множественные открытия и были проведены многочисленные исследования, в целом первостепенным из которых является повышение степени механизации производственных процессов. В следствии чего распространенные виды систем разработок с магазинированием со скреперной откаткой стали неактуальными.

Для примера хотелось бы рассмотреть горизонт + м, участка подземных горных работы «НТС – 2 (Вост. Акбакай)». Произведя анализ систем разработки маломощных жильных месторождений можно выделить несколько из них применимых к зоне Пологая – 6. С учетом перечня условий по потерям, разубоживанию и себестоимости добычи, а также использованию самоходного оборудования для сохранения повышенных показателей производительности возможно выделить: Имеющуюся на данной момент систему разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды, системы разработки с полным магазинированием руды в восходящем порядке, системы разработки с этажной закладкой очистного пространства в восходящем порядке, систему разработки с применением

2.2 Система разработки с полным магазинированием руды с отработкой в восходящем порядке с применением самоходного оборудования

Системы с магазинированием руды в прошлом получили широкое

распространение при отработке жильных маломощных месторождений, в следствии их целесообразных в конкретных горно – геологических условиях технико – экономических показателей.

В настоящее время до сих пор имеются рудники малой производительности, использующие данный класс систем разработок со скреперно – электровозной откаткой руды. Однако как изложено выше данный способ откатки руды не позволяет достичь больших показателей производительности труда.

Подготовительные работы при системе разработки с полным магазинированием руды в восходящем порядке с использованием самоходного оборудования заключается в следующем: проведении транспортного уклона для использования самоходного оборудования, оконтуривании блоков рудными восстающими соединяющиеся с полевыми штреками, соответственно и оконтуривание полного блока с помощью ортов – заходок проведенных из полевых штреков для получения доступа к руде, а также проходка ортов - заходок Более подробно возможно рассмотреть на Рисунке 2.1.

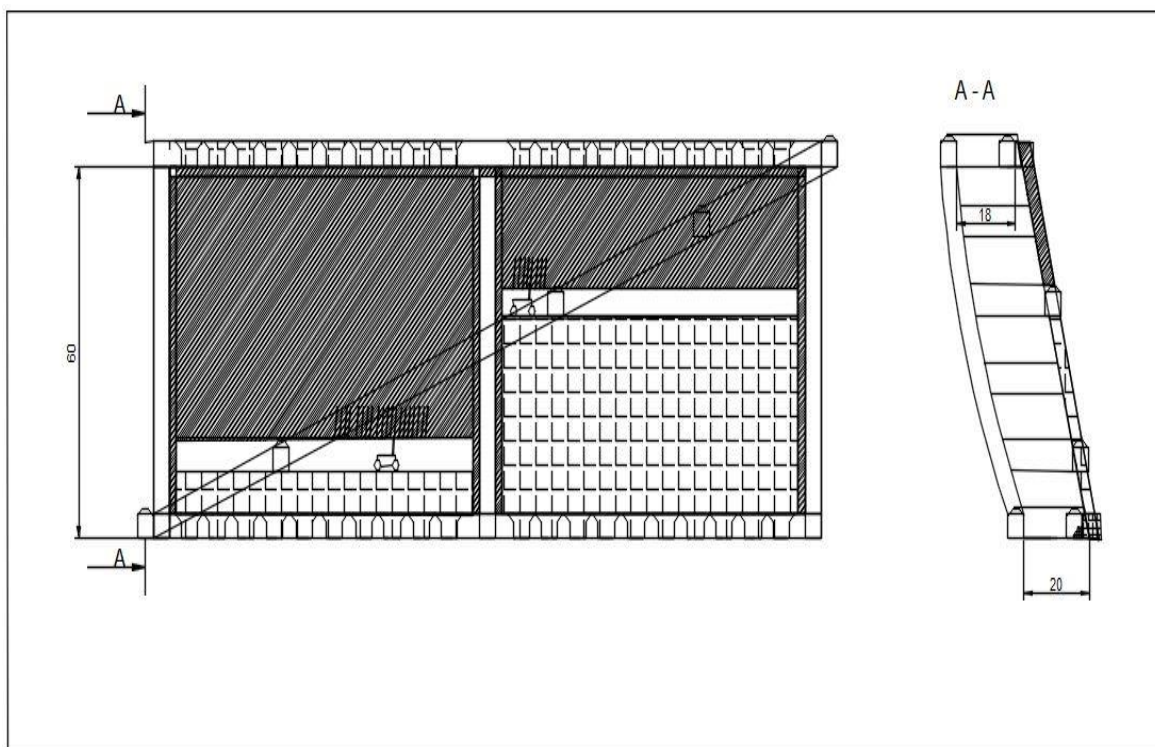


Рисунок 2.1 – схема системы разработки с полным магазинированием руды с отработкой в восходящем порядке с применением самоходного оборудования

Отбойку руды целесообразно производить веерными скважинами для обеспечения достаточного объема руды, однако в данном случае повышаются показатели разубоживания. В случае использования шпурового метода отбойки руды показатели разубоживания снижаются, однако имеется

необходимость многократного опережения подготовительных работ к непосредственной выемке руды. Перед началом бурения из ортов имеется необходимость в креплении рудного участка с помощью ТФА с металлической сеткой.

Согласно данной схеме возможно отметить, что потери руды будут составлять – целики дучек, межблоковые, подошвенные и потолочные целики.

К достоинствам данной системы разработки в условиях зоны Пологая – 6 возможно отнести: относительно небольшой расход крепежных материалов, возможность более качественной шихтовки при сравнении содержаний отдельно каждых взятых ортов, сохранение равномерного распределения по НДС – у массива внешнего влияния. К недостаткам возможно отнести: относительные высокие показатели разубоживания (при скважинной отбойке) и потерь, относительно высокий объем ГПР. Более подробно с технико – экономическими показателями данной системы разработки возможно ознакомиться в таблице 2.3.

2.3 Система разработки с закладкой очистного пространства в восходящем порядке с применением самоходного оборудования

Системы разработки с закладкой очистного пространства имеют высокие показатели безопасности, и являются технологическим решением для ряда проблем. Имеют как ярко – выраженные достоинства, так и недостатки в экономическом плане.

Хотелось бы отметить, что разница между сухой закладкой и жидкой, в том числе и твердеющей колоссально, использованием самоходного оборудования даже с шинами низкого давления для проезда самоходного оборудования по сухой закладке нецелесообразно в следствии высокого коэффициента усадки сухой закладки.

Подготовительные работы при системе разработки с закладкой в восходящем порядке с применением самоходного оборудования заключаются в следующем проведение отрезного восстающего по середине обрабатываемого блока, для подачи закладочной смеси, оконтуривание блока двумя рудными восстающими для вентиляции и спуска руды, проведение полевых вентиляционного и откаточного штреков. Проведение транспортного уклона и заходок для получения доступа к рудному телу. Схема системы разработки показана на рисунке 2.2.

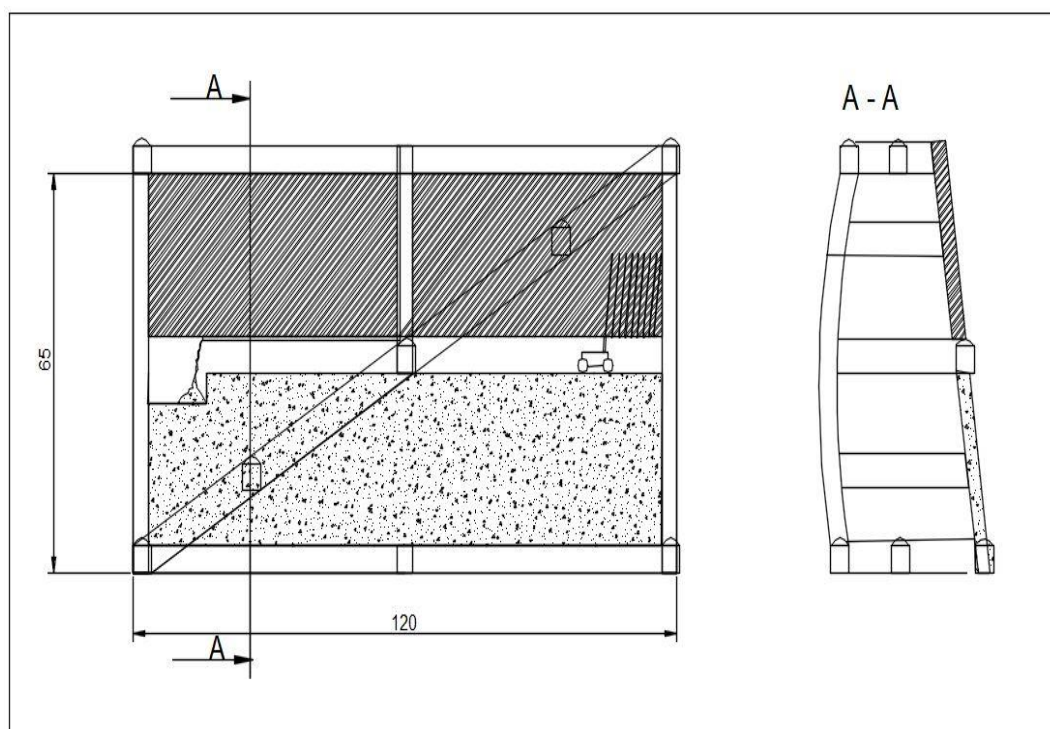


Рисунок 2.2 – схема системы разработки с закладкой очистного пространства в восходящем порядке с применением самоходного оборудования

При данной системе разработки следует учитывать несколько моментов, для подачи закладочной смеси имеется необходимость переоборудования вентиляционного капитального восстающего с учетом расположения трубопровода, так как проведение трубопровода и расположение насосов в длину всего наклонно – транспортного съезда нерентабельно.

При закладке отдельно каждого взятого блока стоит учитывать, что в условиях месторождения длинна трубопровода для закладочной смеси непосредственно в добычных участках будет относительно большой.

Отбойку также стоит производить скважинным способом веерным расположением, для обеспечения необходимого объема откатки руды самоходным оборудованием.

Достоинства данной системы разработки создание искусственного монолитного массива – соответственно повышение безопасности, полноты извлечения, относительно низкие показатели потери руды.

Недостатки данной системы разработки сложность технологического процесса, увеличение себестоимости добычи 1 тонны руды, капитальные затраты на организацию технологического процесса.

Более подробно с технико – экономическими показателями данной системы разработки возможно ознакомиться в таблице 2.3.

2.4 Расчет вентиляции для представленных систем разработок с учетом дополнительного самоходного оборудования и естественной тяги

В связи с использованием дизельного самоходного оборудования в рассматриваемых системах разработки расчет необходимого количества воздуха производился по данному критерию. Общий список подземного самоходного оборудования с мощностями двигателей показан в таблице 2.1

В связи с разработкой рудного месторождения целесообразно в следствия перечня достоинств применять нагнетательную схему проветривания. ГВВ располагается у устьев вентиляционных капитальных восстающих, вывод загрязненного шахтного воздуха осуществляется через транспортные уклоны, у устьев транспортных уклонов располагается вентилятор, работающий на реверс, всасывания воздуха. Также движение воздуха осуществляется за счет естественной тяги и депрессии.

Вид и наименование техники	Вид выполняемых работ	Количество	Мощность двигателя, кВт
Scooptram ST – 7 (ПДМ)	Погрузка и транспортировка горной массы	2	144
Minetruck МТ – 2010 (автосамосвал)	Транспортировка горной массы (ГПР и ГНР)	7	242
Boltec – 235 (анкероустановщик)	Возведение анкерной крепи	1	150
Paus MinCa (автобус)	Транспортировка линейного персонала	1	50
Paus Lena (доставщик ВВ)	Машина для зарядки и транспортировки ВВ	1	180

Таблица 2.1 – Список самоходного оборудования для разработки участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

С учетом вышеописанного количество необходимого к подаче воздуха:

$$Q_{p.g.} = k \cdot q \cdot \Sigma N = 1,34 \cdot 6 \cdot 2362 = 333 \text{ м}^3/\text{с}, \quad (2.1)$$

где k – коэффициент одновременности работы самоходных машин ($k=1,34$);

q – норма подаваемого свежего воздуха на 1 кВт мощности двигателя,

м³/мин (q=6 м³/мин);

$\sum N$ – суммарная мощность двигателей самоходных машин, кВт.

Из данного расчета следует сделать вывод что ранее имевшийся вентилятор главного проветривания производительность до 112 м³/с следует заметить более производительным видом, данный вывод получился в следствии увеличения количества подземной шахтной техники по сравнению с ранее проведенными расчетами.

Естественная тяга воздуха в шахтах – это движение воздуха в горных выработках под действием главным образом различной его плотности, фактически депрессия. Она влияет на проветривание горных выработок и по данной причине должна учитываться при определении вентиляционного режима рудника. Естественная тяга возникает при наличии нескольких выходов на поверхность и возрастает с увеличением глубины шахты.

При искусственном проветривании шахты, естественная тяга, совпадающая по направлению действия с вентиляционной струей, создаваемой вентилятором, уменьшает сопротивление сети, в результате чего производительность вентилятора возрастает, в свою очередь отрицательная естественная тяга, движимая напротив направления струи - понижает производительность вентиляторов.

Для подсчета величины естественной тяги в действующих выработках расчет производился по термодинамическому методу при нормальном режиме проветривания на основании температурной и барометрической съемки и методом базисной ветви через базовую температуру.

Определение естественной тяги через базовую температуру:

$$h_e = \frac{a \cdot 102 \cdot Z \cdot \Delta t}{100}, \quad (2.2)$$

где Z – высота этажа, м;

a – коэффициент, учитывающий разность температур во входящих ветвях:

$$a = \frac{0,461 \cdot B_{cp}}{T_1 \cdot T_2}, \quad (2.3)$$

где B_{cp} – среднее давление в выработке, Па (мм. рт. ст.);

T_1 – температура воздуха в рассматриваемой ветви:

$$T_1 = 273 + t_{прис}, \quad (2.4)$$

T_2 – температура воздуха в параллельной ветви, принятой за базовую

$$T_2 = 273 + t_{баз}, \quad (2.5)$$

$t_{\text{прив}}$ – приведенная температура подсчитывается с учетом избыточного давления, создаваемого вентилятором.

$t_{\text{баз}}$ – базовая температура в базисной ветви, характерная приведенная температура в шахте.

$$\Delta t = T_1 + T_2. \quad (2.6)$$

$$t_{\text{прив}} = t_{\text{ср.взв.}} - 2,8 \cdot \frac{(H_1 + H_2)}{2} \cdot 10^{-2}, \text{ } ^\circ\text{C}. \quad (2.7)$$

$$t_{\text{ср.взв.}} = \frac{\sum t_i \cdot l_i}{l}, \quad (2.8)$$

где $t_{\text{ср.взв.}}$ – средневзвешенная температура по выработке:

$$B_{\text{ср.}} = \frac{B_{\text{эт.1}} + B_{\text{эт.2}}}{2}, \quad (2.10)$$

где $B_{\text{эт.1}}$, $B_{\text{эт.2}}$ – давление на этажах или горизонтах.

Общая депрессия естественной тяги, действующая на вентиляторные установки, определялась по формуле:

$$h_{\text{е.общ.}} = \frac{Q_1 \cdot h_{\text{е1}} + Q_2 \cdot h_{\text{е2}} + \dots + Q_n \cdot h_{\text{ен}}}{Q_{\text{общ.}}}, \text{ Па (мм.вод.ст.)}, \quad (2.11)$$

где Q_1 , Q_2 , Q_3 – количество воздуха, поступающее в шахту за счет естественной тяги по отдельным маршрутам, $\text{м}^3/\text{с}$.

$h_{\text{е1}}$, $h_{\text{е2}}$, $h_{\text{е3}}$ – соответствующие им значения естественной тяги.

Общая депрессия составила: $h_{\text{е}} - 2.63$ Па (мм.вод.ст.) при системе разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды;

При системе разработки с закладкой выработанного пространства в восходящем порядке общая депрессия по шахте составила: $h_{\text{е}} - 2.48$ Па (мм.вод.ст.)

Таким образом для вентиляции данного участка подземных горных работ не предлагаются какие либо инновационные решения, однако в следствии увеличения количества машин – прямо пропорционально увеличивается количество воздуха необходимого для подачи в рудник, также не стоит забывать воздействие депрессии в зависимости от времени года, с учетом этих данных выбрать необходимое оборудование для проветривания.

2.5 Крепление выработок участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» с учетом геомеханического анализа прочности критерием Хука – Брауна

Как было указано выше зона жилы Пологая – 6 в целом является ослабленным участком, причиной этому служит множественное количество систем разнонаправленных трещин и другие геотехнические показатели. Стоит отметить, что в результате геотехнического картирования были отмечены многочисленные неустойчивые и средние – устойчивые участки, требующие легкого или же усиленно – комбинированного крепления.

Для экономии крепежных материалов и правильной организации работ по креплению, а также контролю БВР следует организовать эффективное геомеханическое сопровождение при ведении горных работ. Суть данного сопровождения заключается в плановом геотехническом картировании выработок по мере их проходки, а также дальнейшем моделировании в программах Unwedge и RocData. В случае необходимости более подробного обоснования возможно обработка данных в программах RS2 и RS3, 2 – ух мерное и 3 – ех мерное моделирование соответственно.

Был произведен сбор данных по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)», конкретнее по борозда ранее отработанным бороздам 41342 и 41367 соответственно. Изначально анализ данных был произведен в программе RocData, для расчетов используется обобщенные критерии Хука – Брауна. Данный критерий определяется в виде уравнения:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{сж} \cdot (m_b \cdot \frac{\sigma_3}{\sigma_{сж}} + S)^a, \quad (2.12)$$

Где σ_1, σ_3 — главные максимальные и минимальные напряжения, МПа; $\sigma_{сж}$ — прочность на одноосное сжатие ненарушенной породы, МПа; m_b, s, a — постоянные Хука-Брауна, которые определяются по формулам:

$$m_b = m_i \cdot \exp \cdot \left(\frac{GSI-100}{28-14 \cdot D} \right); \quad (2.13)$$

$$S = \exp \cdot \left(\frac{GSI-100}{9-3 \cdot D} \right); \quad (2.14)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \cdot \left(e^{-\frac{GSI}{15}} - e^{-\frac{20}{3}} \right), \quad (2.15)$$

где m_i — параметр ненарушенной породы, не описывает степень трещиноватости или физико-механические свойства породы, а соответствует его литологии и генезису; GSI — геологический индекс прочности; D — коэффициент техногенной нарушенности массива; e — основание натурального логарифма (число Эйлера, приблизительно равно 2,71828).

Численный расчет индекса GSI — геологического индекса прочности, проводится через показатель качества породы RQD и рейтинг RMR89:

$$GSI = 1,5 \cdot J_n + \frac{RQD}{2}; \quad (2.16)$$

$$GSI = RMR - 5, \quad (2.17)$$

де J_n — коэффициент трещиноватости горных пород; RMR — рейтинг массива горных пород;

Для анализа в программе RocData использовались данные картирования, а также результаты из отчетов проведенных исследований 2018 года по НДС массива данного участка. С результатами полученных данных в ходе анализа возможно ознакомиться на Рисунке 2.3.

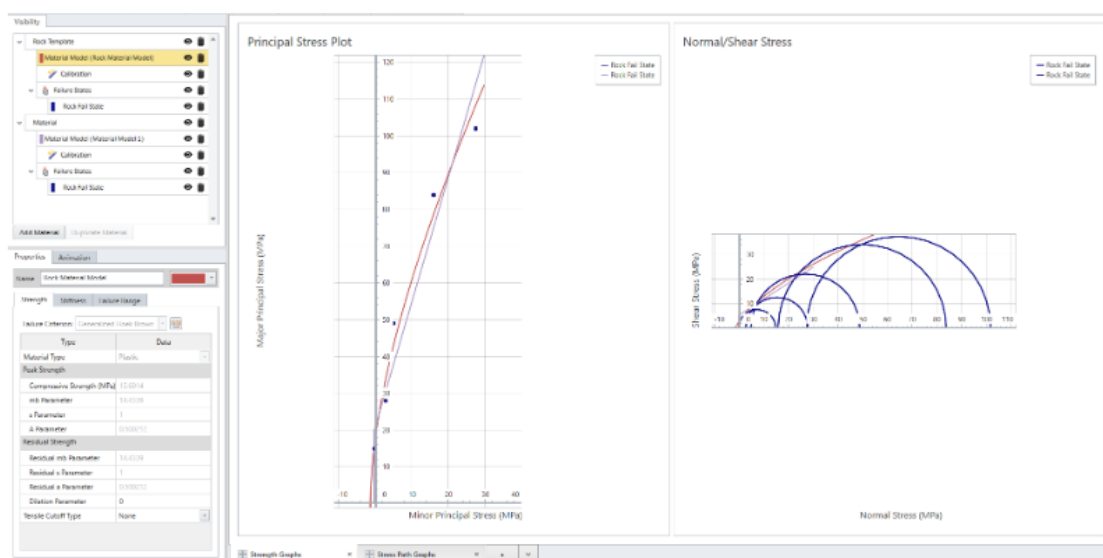


Рисунок 2.3 – результат анализа собранных данных в программе RocData

Полученные в результате анализа данные используются для последующего моделирования в программе Unwedge, также для полноценного анализа необходимо произвести сбор данных по азимутам и углам падения систем трещин, и обработать их в программе Dips для анализа клинообразующих трещин возможных к приведению вывалов и обрушений, анализ по системам трещин в программе Dips возможно увидеть на рисунке 2.4. На рисунке 2.5, 2.6, 2.7 видны результаты моделирования где по нумерациям указаны клинообразующие участки без крепления, с креплением анкерной крепью, с креплением УКК – анкерное крепление с металлической сеткой в комбинации с торкрет – бетонной смесью. В таблице справа на рисунках 2.5, 2.6, 2.7 видны результаты по нумерации и их участкам, конкретнее данные отображаются в виде индекса F_S – предела прочности к обрушению, где показатели 1 – 2 и ниже являются потенциально опасными, способные привести к вывалам и обрушению.

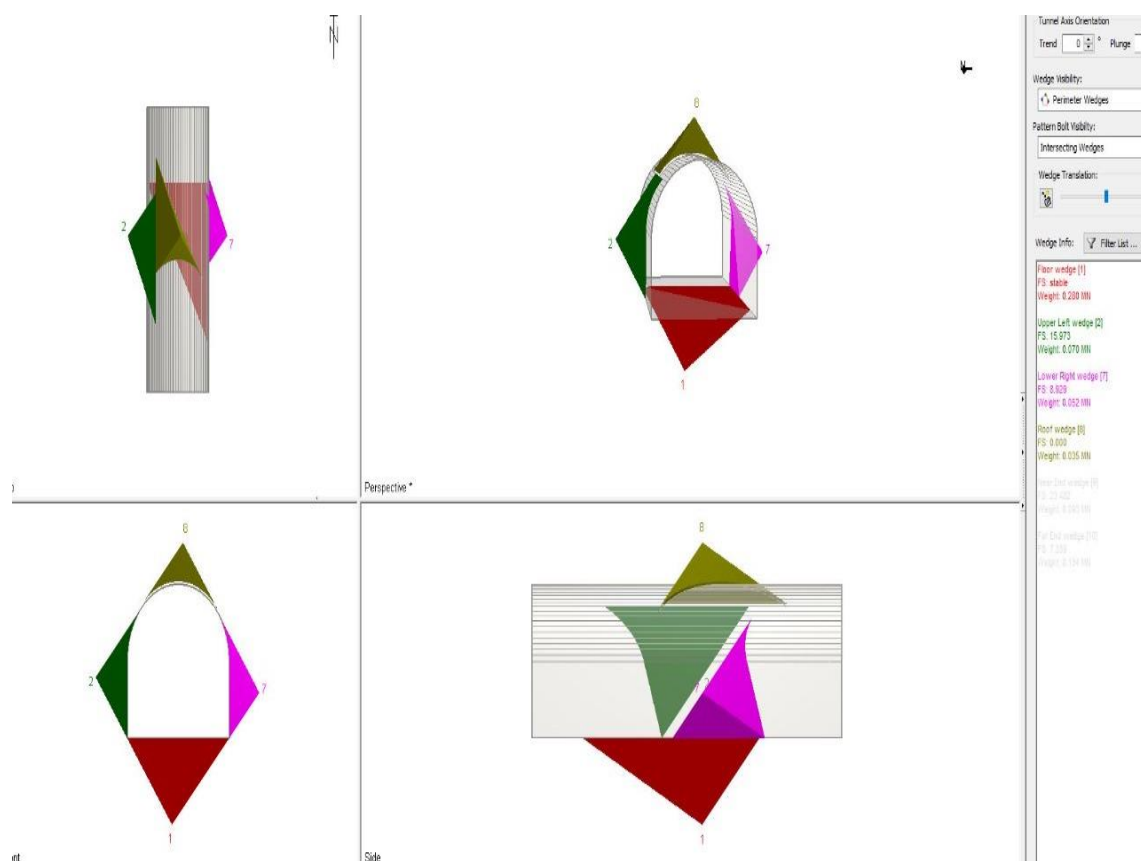


Рисунок 2.5 – результаты моделирования в программе Unwedge без крепления

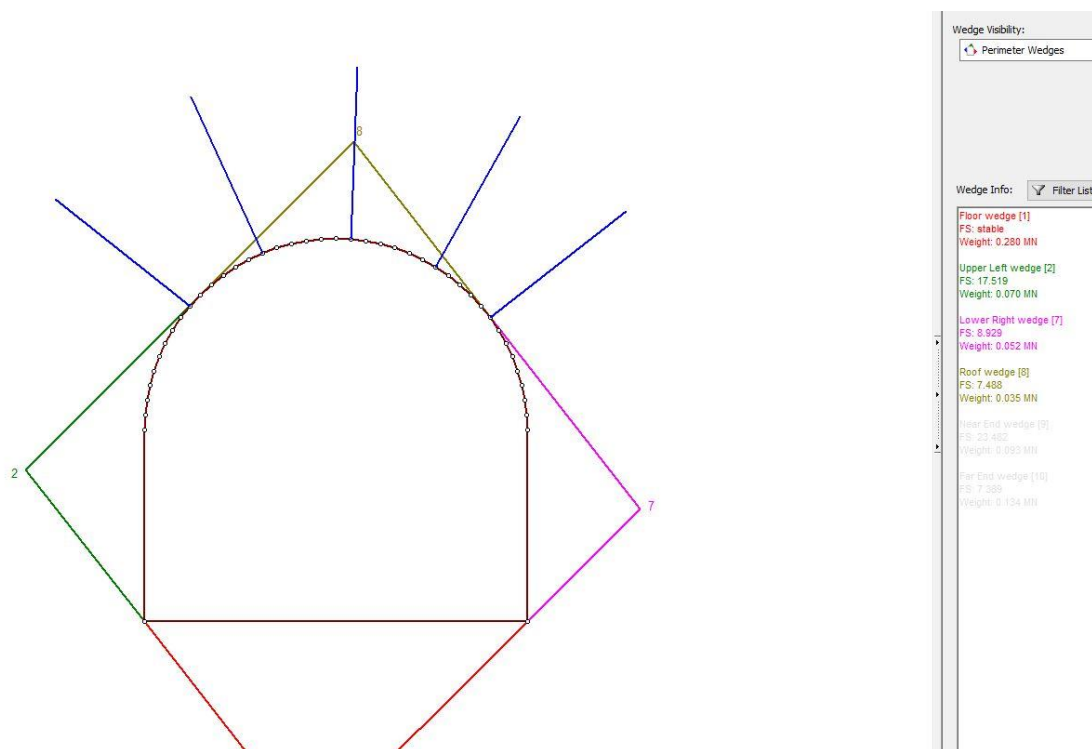


Рисунок 2.6 – результаты моделирования в программе Unwedge с анкерной крепью

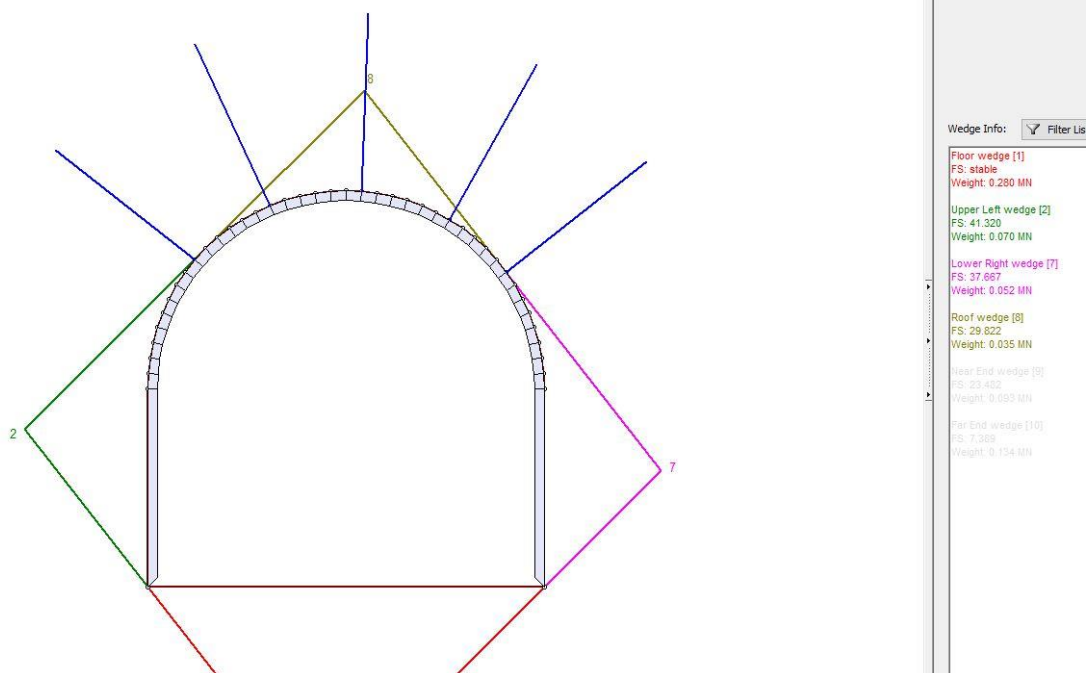


Рисунок 2.7 – результаты моделирования в программе Unwedge с усиленно - комбинированной крепью

Согласно данным Unwedge возможно обосновать участки необходимые креплению, однако если мы обратимся к рисунку 2.7 возможно отметить, что заторкретирован только потенциально опасный участок, однако крепление по данному методу не рекомендуется, более того крепление торкрет – бетонной смесью только определенного участка снижает несущую способность, снижают адгезию – не соответствует паспорту крепления выработки. Ниже на таблице 2.2 возможно увидеть расход торкрет – смеси MasteRoc STS1510 и стоимость крепления 1 погонного метра в соответствии с типовыми сечениями выработок. Также отмечается что в течении 28 дней данная сухая торкрет – бетонная смесь набирает до 28 – 32 МПа несущей способности. Тогда

S – площадь поперечного сечения выработки, м ²	Расход торкрет – смеси на 1 погонный метр, кг,	Стоимость крепления 1 погонного метра торкрет смесью, тг
12	998	104800
9	900	94500
16	1250	131250

Таблица 2.2 – стоимость крепления 1 п.м. при толщине слоя в 5 см выработки с применением сухой торкрет смеси MasteRoc STS1510

Крепление анкерной крепью производится с помощью самоходных

"Утверждаю"
 Главный горняк
 отдела горных работ
 _____ Молдабаев Н.Р.

Разноблочный и погрузочный звезд

ди 12,2 м.

План расположения штатов и стани рабцы
 М 1:100

Разрез
 А-А

Детали крепления

Объем работ и расход материалов

используемые материалы:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

материалы для изготовления:

Составил: Начальник участка ГРК _____ Бекбаулов Е.Б.

Для усиления несущей способности рекомендуется использование УКК – ТФА с металлической с применением торкрет – бетонной смеси, использование данного вида крепления повышает несущую способность в 1.5 – 2 раза в сравнения с простым торкретированием.

35

2.6 Заключение по технологическим решениям участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

В результате анализа горно – геологических, геотехнических условий, а также сохранения требований к системам разработок, а именно использования самоходного оборудования для повышения безопасности и производительности производства горных работ были получены данные по предложенным системам разработок, показанным в таблице 2.3.

Хотелось бы отметить, что при расчетах не было изменений в видах самоходного малогабаритного оборудования, так как это позволит сократить капитальные и эксплуатационные затраты, возникающие в результате покупки нового вида оборудования, организации обучения для переквалификации обслуживающего и операционного персонала, а также сохраняет возможность использования расходных материалов и деталей оборудования одного типа. К тому же производительность малогабаритных машин, а также наличие других рудников, поставляющих продукцию в обогатительную фабрику, исключает необходимость для покупки более габаритных – производительных видов.

Расчет объема горно – нарезных и горно – подготовительных работ, а также потенциальных потерь руды производился графико – аналитическим методом.

Расчет производительности труда рабочего за смену производился с учетом производительности техники и количества работников необходимых для добычи руды 1 блока.

Расчет себестоимости добычи 1 тонны руды производился условно, так как стоимость ВВ, истинные показатели для амортизации того или иного оборудования отсутствовали. Полная себестоимость добычи 1 тонны руды рассчитывалась по следующим формулам:

$$C_D = \frac{1}{\eta(C_{\text{пн}} + C_{\text{оч}})}, \quad (2.18)$$

где $C_{\text{пн}}$ – стоимость проведения подготовительно-нарезных выработок в блоке, отнесенная к извлекаемым запасам блока;

$C_{\text{оч}}$ - себестоимость очистной выемки по системе разработки;

η – коэффициент соотношения полной и участковой себестоимости добычи 1 т руды: этажной подготовки со скважинной отбойкой 0,28-0,3; с креплением очистного пространства 0,44-0,46; с закладкой выработанного пространства 0,46-0,48; с обрушением пород 0,28-0,30.

$$C_{\text{пн}} = C_{\text{пнв}} + S_{\text{пнв}} + P_{\text{пнв}}, \quad (2.19)$$

где $C_{\text{пнв}}$ - затраты на проведение 1 куба ПНВ, тг/кубм; $S_{\text{пнв}}$ – среднее сечение выработок; $P_{\text{пнв}}$ – длина ПНВ.

$$C_{оч} = C_{от} + C_{вып} + C_{пд} + C_{под}, \quad (2.20)$$

$C_{от}$ - себестоимость отбойки, тг/т; $C_{вып}$ – себестоимость выпуска руды, тг/т; $C_{пд}$ - себестоимость погрузки и доставки, тг/т; $C_{под}$ - себестоимость поддержания выработанного пространства, тг/т.

Расчет рентабельности и эффективности систем разработок не производился в следствии относительно аналогичных показателей разубоживания, потерь, содержания руды.

Показатели	Система разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды (попутная добыча)	Система разработки с полным магазинированием с выемкой по восстанию	Система разработки с закладкой выработанного пространства в восходящем порядке
Производительность труда на 1 сменного рабочего, т/раб	100 – 120	80 - 120	80 - 100
Потери руды, %	6 – 8 %/ 16 – 18%	6 – 8 %	10 – 12 %
Разубоживание руды, %	22-30 %	22 – 30 %	22 – 30 %
Объем ГПР на 1000 т руды	38 м ³ / 3 п.м.	118 м ³ /10 п.м	129 м ³ /11 п.м.
Объем ГНР на 1000 т руды	666 м ³ / 55 п.м.	51 м ³ / 3 п.м.	47 м ³ / 3 п.м.
Себестоимость добычи 1 т руды, тг/т	10440 – 11310/ доход с 1 п.м. ГНР – 387 150	12180 – 13920	16530 – 18705

Таблица 2.3 – Основные технико – экономические показатели предложенных систем разработок по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)», при курсе 435 тг – 1 \$

В заключении в результате анализа имеющихся данных наиболее целесообразной системой разработки для участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» остается система разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды с применением самоходного

оборудования. Однако при возобновлении работ по данному участку следует учесть моменты связанные с вентиляцией и креплением выработок. Также все еще остается актуальным вопрос по разубоживанию руды и стоимости транспортировки горной массы с нижележащих горизонтов до дневной поверхности.

3 Технологические решения для уменьшения затрат по участку подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

3.1 Уменьшение разубоживания руды в ослабленных по устойчивости участках за счет оптимизации буро – взрывных работ зоны жилы Пологая – 6

Анализируя показатели фактического разубоживания отбойки руды, а также производства буро – взрывных работ все еще остается актуальным вопрос отклонения показателей от проектных показателей в осложнённых горно – геологических и геотехнических условиях маломощных жильных месторождениях. Наглядное сравнение показателей разубоживания в зависимости от условий возможно рассмотреть в таблице 1.1.

Учитывая вышеизложенное в данной диссертации наиболее рентабельным к применению системой разработки, остается подэтажное обрушение с торцевым выпуском руды. При данной системе разработке бурение производится из нарезного - рудного подэтажного штрека, бурение осуществляется вращательным движением – буровыми коронками. Согласно паспортам бурения составляемыми участковыми маркшейдерами и геологами бурение производится по углу и азимуту падения жилы, веерным расположением, скважинами диаметром 45 – 51 мм, и средней длиной скважин во всю длину подэтажа 11 – 13 метров. Как видно на рисунке 3.1 согласно паспорту бурения происходит чередование двух скважин – веером с дополнительными скважинами.

Отбойку руды осуществляют с помощью аммиачно – селитриевых ВВ, при этом роль первичного – инициирующего заряда принимает взрывчатое вещество Аммонит 6ЖВ в упаковках по 200 грамм – колбаски. Инициирование происходит с безопасного расстояния из подходной выработки, ток для инициации передается по магистральному проводу до, обвязывающих веерные и дополнительные скважины, детонирующего шнура. Таким образом при благоприятных условиях достигается селективная выемка рудной массы, показатели разубоживания остаются в пределах 25 – 30 %, что является проектным показателем для данной системы разработки. Однако при непрерывной отбойке веером, даже в устойчивом массиве наблюдается постепенное увеличение разубоживания руды.

Напряженно-деформированное состояние массива вблизи проводимой выработки существенно влияет на устойчивость обнажений горного массива. НДС не нарушенного горными работами массива определяется гравитационными и тектоническими силами. В тот момент, когда НДС массива нарушенного силой взрыва зависит от множественных факторов.

В момент действия взрыва, происходят упругие деформации в отдельностях и «пластические» на берегах трещин. После падения давления в зарядных полостях упругая реакция массива приводит к смещению его в сторону зарядной полости с образованием заколов по естественным трещинам. Зона сотрясений формируется в результате радиального от заряда

смещения и воздействия на нее породы зон дробления и заколов. В зоне сотрясений помимо деформаций на берегах трещин происходят и упругие деформации в отдельностях массива. Зависимость деформаций с расстоянием от зарядов ВВ приведена на рисунке 3.1 и говорит о наличии остаточного напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива в зоне сотрясений.

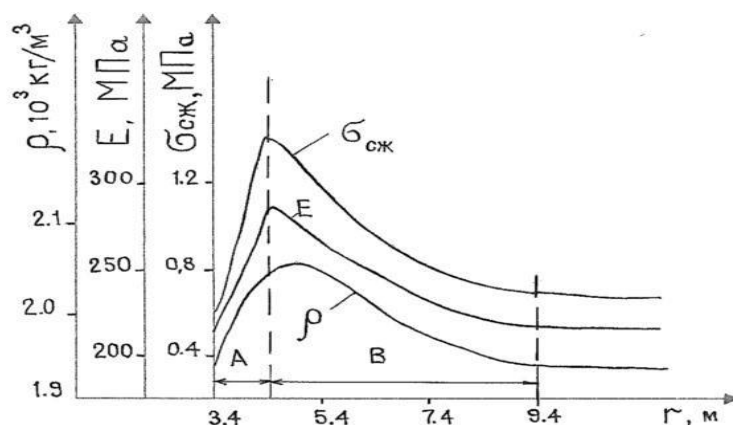


Рисунок 3.1 – Распределение плотности ρ (1), модуля деформаций E (2) и предела прочности $\sigma_{сж}$ (3) г пород в окрестности подземной емкости, образованной взрывом по Н.А. Евстропову

Проведенные ранее экспериментальные исследования по деформированию трещиноватого массива взрывом позволили разработать механизм формирования зон заколов и остаточных напряжений в трещиноватом массиве при взрыве заряда ВВ. Под действием давления продуктов детонации трещиноватый массив начинает смещаться во все стороны от взрывааемых зарядов ВВ, что сопровождается разрушением и деформациями отдельностей. После падения давления в зарядных полостях реакция упруго деформированных взрывом отдельностей и горное давление приводят к смещению массива в сторону открытого пространства, что сопровождается образованием заколов. Возвращению упруго деформированных отдельностей за зоной заколов в первоначальное НДС до взрыва препятствуют силы трения на гранях отдельностей, создаваемые горным давлением. То есть массив за пределами зоны заколов как бы «запрессовывается». Проведение следующего цикла буровзрывных работ обеспечивает превышение сил трения и разгрузку массива в зоне остаточных напряжений за счет сейсмического действия взрыва, в результате чего максимум напряжений смещается вглубь массива, а напряжения в зоне максимума уменьшаются. Результаты данного анализа можно увидеть на рисунке 3.2.

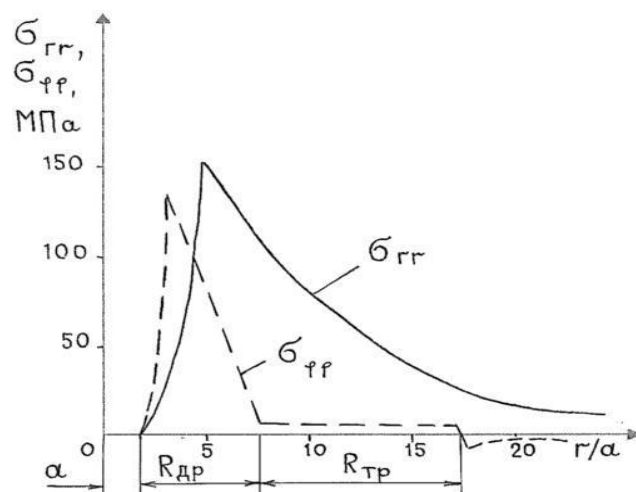


Рисунок 3.2 - Распределение остаточных радиальных (σ_{rr}) и азимутальных ($\sigma_{\phi\phi}$) напряжений в горной породе после подземного взрыва с расстоянием (r/a) по В.Н. Родионову и др.: a – радиус заряда; $R_{др}$ – радиус зоны дробления; $R_{тр}$ – радиус зоны радиальных трещин

Учитывая вышеизложенное, можно прийти к выводу что расстояние от взрыва обратно пропорционально влияет на НДС массива – оставляя за собой остаточное напряжение, при этом на примере участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)», согласно паспорту вееров для отбойки руды показанных на рисунке 3.3, происходит непосредственное влияние на НДС массива скважин отбойки, таким образом напряжения происходящие за счет взрыва влияют на постепенное увеличение разубоживания.

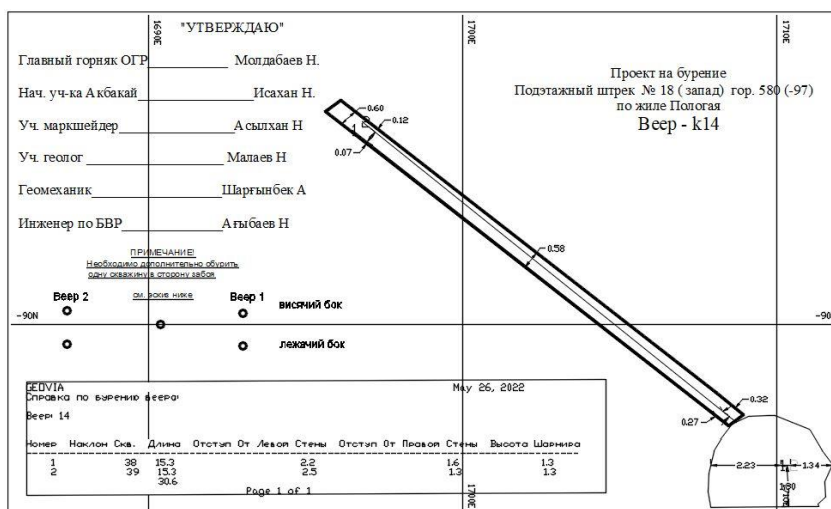


Рисунок 3.3 – Типовой паспорт БВР для вееров рудника «Акбакай»

Также на НДС массива влияет и увеличение площади обнажения очистного пространства.

Решением для данной проблемы может послужить оставление

предохранительных междокамерных целиков через определенное количество вееров. Расчет междокамерных целиков производят по следующей формуле:

$$q = \frac{K_n \cdot K_\alpha \cdot \gamma \cdot K_{\text{зап}}}{\sigma_{\text{ст}} \cdot K_{\text{стр}} \cdot K_{\text{вр}} \cdot K_{\text{осл}}}, \quad (3.1)$$

Из данного выражения следует что:

$$q (a + l) \cdot (l' + b) = a^\alpha \cdot b \cdot K_\phi^I \cdot K_\phi^{II}, \quad (3.2)$$

Из данных выражений имеется возможность выражение длины и ширины целика, a и b соответственно путем последовательного подбора, необходимо чтобы было соблюдено условие $1 \leq \frac{b}{a} \leq 4$, в случае соблюдения данного условия решения будет считаться окончательным.

В данных формулах: q – средняя величина удельной нагрузки от обрушенных пород по площади днища, кПа; K_n – коэффициент нагрузки, учитывающий долю веса пород налегающий толщи; K_α – коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела на величину нагрузки, приходящейся на целик; γ – средний объемный вес пород налегающий толщи, МН/м³; $K_{\text{зап}}$ – коэффициент запаса прочности; $K_{\text{стр}}$ – коэффициент структурного ослабления, учитывающий снижение прочности пород в реальном массиве по отношению к их прочности в образце; $K_{\text{вр}}$ – коэффициент учитывающий влияние времени на несущую способность целика или кровли камер; $K_{\text{осл}}$ – коэффициент ослабления целика, учитывающий уменьшение его рабочей площади при проведении в целике горных выработок; $\sigma_{\text{ст}}$ – прочность пород в образце при сжатии, МПа; K_ϕ^I – коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность соотношения параметров целика в плане; K_ϕ^{II} – коэффициент формы целика, учитывающий влияние на его несущую способность параметров целика в сечении, соответствующем направлению нагрузки на целик;

Расчет устойчивости камеры / Stability Number Calculations										Камера 1									
Камера 1										Камера / Block Back									
Параметры / Parameters										Comments									
Выход камеры / Rock Quality Designation - RQD %	80	80	80																
Количество систем трещин / Number of joint sets - Jn	12	12	12																
Шероховатость трещины / Joint surface roughness - Jr	1.5	1.5	1.5																
Изменения трещины / Joint wall alteration - Ja	4	2	2																
Q' рейтинг	2.0	2.0	2.0																
Предел прочности в массиве / UCS (MPa) * Sigma C	80	80	80																
Глубина обработки / Depth (m)	900	900.0	900																
Напряжение / Sigma T (MPa)	18.96	18.22	18.22																
Сопоставление прочности и напряжения MCS Sigma1 ratio	8.4	8.5	8.5																
Factor A	0.5	0.5	0.5																
Angle between slope face and daylighting joint	30	30	30																
Factor B	0.3	0.2	0.2																
Potential Failure Mode	Gravity	Sliding	Sliding																
Dip of Slope Face	30.0	40.00	40.00																
Dip of Critical Joint	-	70	70																
Factor C	2.0	4.0	4.0																
Показатель на Метьюза Потвина N' = Q' * A * B * C	0.57	0.76	0.76																
Расстояние между трещинами / Spacing of discontinuities (m)	1	1	1																
Предел прочности в массиве / UCS (MPa) * Sigma C	100.00	100.00	100.00																
Глубина обработки / Depth of Mining (m)	100.0	100.0	100.0																
Удельный вес / Block Mass Density (kN/m3)	2.75	2.60	2.60																
Вертикальная нагрузка / Overburden Stress (kPa)	18.94	18.224	18.224																
Block Geometry										Гидравлический радиус для геометрии камеры / Hydraulic Radius for Various Block Geometries									
Dip										Высота камеры / Wall Slope Length (m)									
Back										N									
Hangingwall/Footwall										Класс									
Major Joint Sets										Гидравлический радиус (м)									
Dip										Угол падения жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip Direction										Угол падения выщелоченной жилы (°)									
Dip																			

НДС массива 2017 года, для систем разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды:

$$B_{\text{ц}} = \frac{2 \cdot A \cdot K \cdot K_3}{[80 \cdot 10^6 \cdot \mu - P \cdot (1 - \mu)] \cdot \varphi}, \quad (3.6)$$

Где, A – показатель действия взрыва, Па · м; μ – коэффициент трения между отдельностями массива; P – давление оказываемое на данной глубине, Па; φ – показатель трещиноватости массива, равный.

Результаты анализа буро – взрывных работ, а также расчета параметров междукammerных целиков, с параметрами междукammerных и потолочных целиков в зависимости от горно – геологических и геотехнических условий возможно ознакомиться в таблице 3.1, для предотвращения распространения остаточного напряжения, также анализа произведенных экспериментальных исследований возможно увидеть в таблице 3.2.

По полученным результатам в ходе проведенных экспериментов можно заметить тенденцию по уменьшению разубоживания, после постепенного его арифметического возрастания, также по полученным данным возможно установить типовые параметры целиков для месторождения. Экономические показатели от решения данной проблемы показаны в главе 4.1.

Расчет параметров целиков	Категории устойчивости массива согласно RMR			
	I	II	III	IV
Ширина междукammerных, м	0,5 – 0,8	0,7 – 1,1	0,9 – 1,5	1,5 - 3
Ширина междукammerных с учетом БВР, м	0,6 – 0,9	0,9 – 1,3	1,1 – 1,7	1,8 – 3,7
Ширина (верт.) потолочных, м	1 – 1,5	1,5 - 2	1,8 – 2,5	2,5 – 3,4
Ширина (верт.) потолочных с учетом БВР, м	1,3 – 1,7	1,5 – 2,2	2,2 – 3	2,8 – 3,6

Таблица 3.1 – Параметры потолочных и междукammerных целиков с учетом горно – геологических и геотехнических условий, а также с учетом влияния БВР

Экспериментальные участки	Разубоживание 1 веер до междукammerного целика	Разубоживание 1 веер после междукammerного целика
II – категория устойчивости по RMR		
П/э штрек №15 западный фланг, целик на веере 95	43	27
П/э штрек №15 западный фланг, целик на веере 118	38	24
III – категория устойчивости по RMR		
П/э штрек №15 восточный фланг, целик на веере 43	67	45
П/э штрек №15 восточный фланг, целик на веере 56	59	43

Таблица 3.2 – Показатели разубоживания, полученные в результате отбойки до и после междукammerных целиков

Таким образом оставление междукammerных целиков позволяет решить проблему с арифметическим ростом разубоживания в результате влияния БВР на обнаженный массив, однако вопрос повышенного отклонения разубоживания от проектных показателей в неустойчивых и средне – устойчивых участках остается открытым.

Возвращаясь к паспорту БВР вееров, показанным на рисунке 3.3, возможно подсчитать количество ВВ взрывааемых по одному вееру (две веерные скважины и дополнительная скважина), из этого имеется необходимость обоснования количества ВВ, так как наблюдаются отклонения от проектных показателей разубоживания.

Общее количество необходимое на взрывание одного веера напрямую зависит от удельного расхода ВВ на взрывание 1 м³ горной массы. Ниже представлены расчетная формула по вычислению удельного расхода ВВ:

Расчетная формула эталонного удельного расхода по методу Ржевского В.В. имеет вид:

$$q = \frac{6 \cdot \sigma_p^2 \cdot \left[\left(\frac{D}{d}\right) - 1\right]}{E \cdot \mu \cdot Q \cdot l}, \text{ г/м}^3 \quad (3.7)$$

По данной формуле расчет ведется без учета каких-либо внешних факторов, однако с добавлением данных факторов формула удельного расхода по методу Ржевского В.В. принимает вид:

$$q_{\text{пр}} = q \cdot K_{\text{ВВ}} \cdot K_{\text{д}} \cdot K_{\text{сз}} \cdot K_{\text{т}} \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{сп}}, \text{ г/м}^3 \quad (3.8)$$

Где, $K_{\text{ВВ}}$, $K_{\text{д}}$, $K_{\text{сз}}$ – коэффициенты, учитывающие соответственно тип ВВ, степень дробления, диаметр скважин; $K_{\text{т}}$ – коэффициент, учитывающий трещиноватость взрываемого массива; $K_{\text{сз}}$ – коэффициент, учитывающий фактическую форму и степень сосредоточения заряда по длине скважины; $K_{\text{об}}$ – коэффициент, учитывающий объем взрываемой горной массы; $K_{\text{сп}}$ – коэффициент, учитывающий количество свободных поверхностей, σ_p – предел прочности образца горной породы на растяжение, Па; D и d – средний диаметр, соответственно, структурных блоков массива и кусков, получаемых в результате взрыва, мм; η – КПД взрыва; Q – механический эквивалент теплоты, кг·см/Дж; l – удельная теплота взрыва, Дж/кг;

Процессов разубоживания можно частично избежать, если учитывать мощность рудного тела, а также физико - технические свойства разрабатываемого рудного тела и вмещающих пород горного массива. То есть, их устойчивость и взрываемость, которые зависят от параметров трещиноватости и свойств заполнителя трещин, прочностных и упругих свойств отдельностей, величины горного давления в районе отработки.

Моделирование в программе RS2 массива с показателями RMR, Q , GSI – 3 категории при мощностях жил более 0,8 м показывает что разубоживание в результате обнажения только контура жилы колеблется в пределах проектных показателей, что еще раз доказывает повышенное влияние веерной отбойки руды на показатели разубоживания. С результатами моделирования возможно ознакомиться на рисунке 3.5.

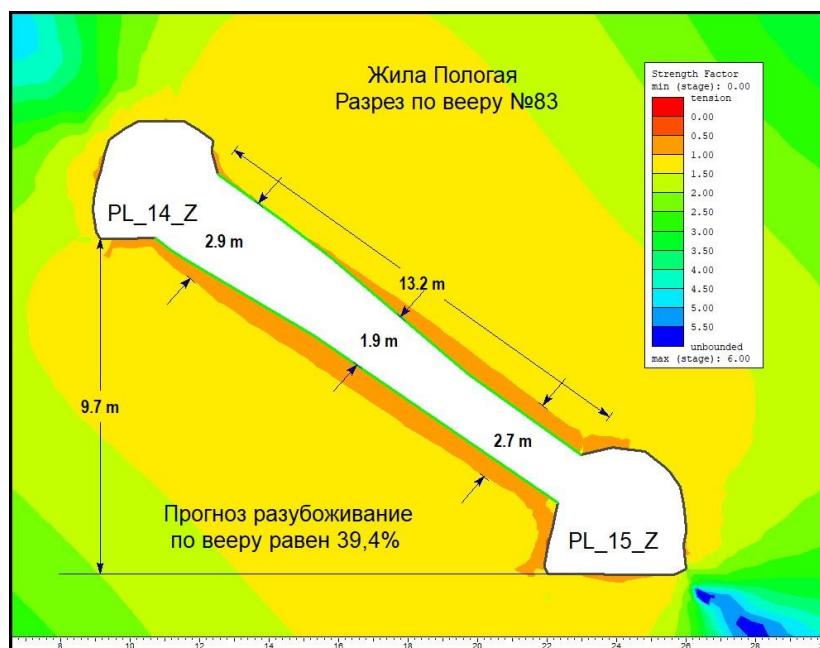


Рисунок 3.5 – Результаты моделирования прогнозного разубоживания в средне – устойчивом массиве

Анализ вектора напряжений и пределов прочности горных пород

массива, а также ссылаясь на проведенные исследования по взрываемости в трещиноватом массиве была предложена следующая формула:

$$R_3 = R_p \cdot \sqrt{\frac{d_e}{d_k}} \cdot \left(\frac{n+1}{2}\right) \cdot \left(1 - \frac{h}{\pi \cdot W}\right)^{0,5}, \quad (3.9)$$

Где, R_3 – размер нарушения законтурной части в плоскости веера, рассчитываемый по формуле:

$$R_p = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \cdot \frac{D \cdot \rho_b \cdot d_3}{2,5 \cdot f^{0,5} \cdot \varphi} \cdot \sqrt{\frac{d_e}{d_k}} \cdot 10^{-4}, \quad (3.10)$$

Из формул 3.8 и 3.9 возможно сделать вывод что для уменьшения размеров нарушения законтурной части в плоскостях веера – то есть разубоживания руды целесообразно уменьшить количество ВВ – за счет уменьшения удельного расхода, уменьшения диаметров скважин, возможно уменьшить количество скважин в группе вееров или же необходимо уменьшить ЛНС.

В связи с вышеизложенным для решения проблем с отклонением фактического показателя разубоживания от проектных показателей в массивах с категориями устойчивости III – IV по RMR и GSI, а также учитывая невозможность изменения диаметра скважин в следствии предотвращения дополнительных затрат на покупку, обслуживание новых видов буровых станков, к тому же уменьшая затраты на дополнительное бурение и повышая производительность для опережающих работ предлагается переход в ослабленных районах от типового паспорта веера, к одиночным скважин того же диаметра, с этим же количеством ВВ при мощностях до 1,2 м.

При проведении расчетов напряжений было выяснено что напряжение, создаваемое в результате взрыва одной скважины согласно типовому паспорту БВР вееров, достаточно для отбойки необходимой руды, а также сохранения необходимой фракции дробления. При мощностях рудной жилы более 1,2 метра до 1,5 в ослабленных районах целесообразно увеличить количество ВВ заряжаемого в одну скважину.

С учетом решения перехода от веерного типа отбойки к одиночным скважинам были произведены экспериментальные взрывные работы на ослабленных участках горизонта +580 м, восточного фланга подэтажного штрека №14 жилы Пологая – 1, также было произведено сравнение с фактическими показателями разубоживания руды на ослабленных участках восточного фланга подэтажного штрека №13. С результатами экспериментальной отбойки руды возможно ознакомиться в таблице 3.3.

№ веера/одинарной скважины	Показатели разубоживания %
Восточный фланг п/э штрека №14	
42	29
68	33
93	27
Восточный фланг п/э штрека №13	
57	67
75	71
81	63

Таблица 3.3 – Результаты экспериментальной отбойки руды одинарными скважинами на восточном фланге подэтажных штреков жилы Пологая – 1

Таким образом оптимизация БВР за счет уменьшения количества ВВ для отбойки руды, а также уменьшения разубоживания отбойки руды за счет перехода к одиночным скважинам и использованию междукammerных целиков способствует более эффективному ведению горных работ, как и с технологической, так и с экономической точки зрения при возобновлении процессов производства на участке подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)».

3.2 Разработка участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» в восходящем порядке с внутренним подземных отвало – образованием в очистном пространстве

При расчете полной себестоимости добычи руды немаловажное значение имеют расходы на транспортировку горной массы. Следует учитывать - расходы транспортировки при самоходном оборудовании применимым и к породам.

Вскрытие участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» происходило посредством проходки наклонно – транспортного съезда, стволы и другие вертикальные выработки обеспечивающие выход горной массы на поверхность отсутствуют, в следствии чего откатка руды до дневной поверхности происходит непосредственно самоходным оборудованием.

Ознакомится с планом участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» возможно на рисунке 3.5, согласно данному плану горных работ было составлена таблица 3.4 – зависимость времени на транспортировку горной массы в зависимости от горизонта разработки месторождения.

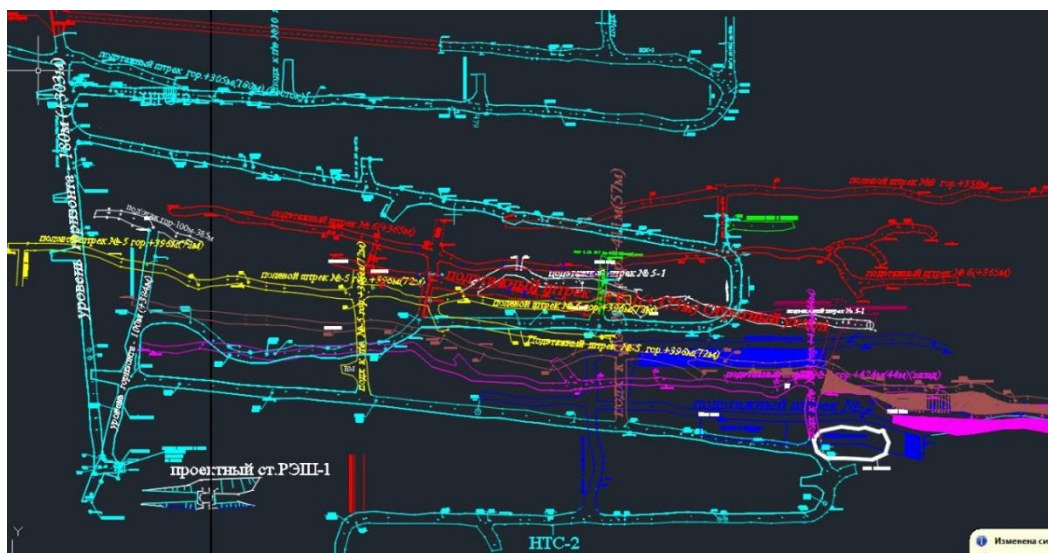


Рисунок 3.5 – план участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

Расчеты были произведены с учетом рекомендаций от поставщиков: скорость груженого самосвала не должна превышать более 12 км/ч, скорость порожнякового достигать на прямых участках до 29 км/ч, однако с учетом спуска и путей торможения рекомендуемая скорость при уклоне в 7% - 22 км/ч.

Горизонт УПГР	Расстояние от горизонта до дневной поверхности, м	Среднее время транспортировки руды до дневной поверхности, мин	Среднее время порожнякового спуска, мин	Объем откатанной горной массы за смену, м ³ /т
100	802	4	2,25	465/1260
180	1241	6,5	3,5	400/1080
260	1726	9	5	265/720

Таблица 3.4 – Параметры на транспортировку горной массы автосамосвалами МТ – 2010 - со средним расходом 34,7 л/моточас

Как можно заметить в таблице 3.4 с увеличением глубины отработки наблюдается тенденция на уменьшение объема откатываемой горной массы, с учетом данной проблемы, и особенностей отработки рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» предлагается следующее решение. В связи с применением систем разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды, в результате добычи полезного ископаемого образуется незаполненные открытые полости в недрах земли – очистное пространство. По этой причине предлагается внедрение внутреннего подземного отвалообразования для горной массы, обрабатываемой в ходе проходки горно – капитальных

выработок.

Данное решение позволит снизить расходы на транспортировку пустых пород, соответственно в связи с уменьшением длины транспортировки – увеличит производительность автосамосвалов, также заполнение пустот горной массы позволит уменьшить влияние напряжений очистного пространства на НДС массива в целом.

В следствии опасности нахождения персонала, техники и ведения горных работ в целом в очистном пространстве, а также запрета - согласно техники безопасности, предлагается следующая схема, заполнение очистного пространства с вышележащего подэтажного штрека в наступающем порядке до груди – забоя выработки – очистного пространства, при этом стоит учитывать, чтобы погрузочно – доставочная машина работающая на заполнение пустого пространства имело меньшее давление в шинах. В соответствии с данной технологической схемой ведение добычных работ – отбойки рудника для организации отвала следует производить в восходящем порядке, что позволит сократить дистанцию транспортировки пустых пород. Со схемой отвалообразования возможно ознакомиться на Рисунке 3.6.

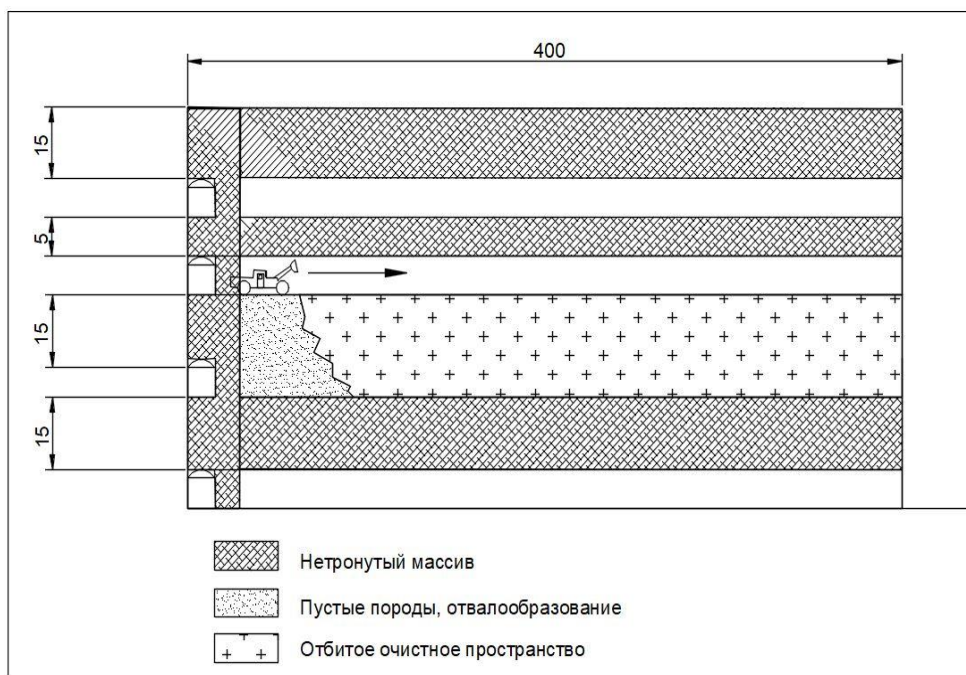


Рисунок 3.6 – Технологическая схема подземного отвалообразования одного фланга месторождения

Однако у предложенного решения имеются недостатки, несмотря на то что подземное отвалообразования представляет по своей сути сухую закладку, в следствии кусковатости горной массы, в сравнении с дробленным закладочным материалом имеет еще больший коэффициент усадки, что в последствии не позволит организовать движение транспорта и производство работ на заложенной горной массе в очистном пространстве. В следствии этого имеется необходимость оставления руды вышележащего горизонта. По

этой причине при проектировании горизонта – отвала, следует учесть содержание полезного ископаемого в руде вышележащего горизонта.

Возвращаясь к проектированию горизонта – отвала, был произведен анализ геологоразведочного бурения, позволяющий определить среднее содержание в руде. В следствии приостановления горно – проходческих работ рудника на уровне горизонта 260, с учетом расположения по координатам в плане в программе AutoCAD, были изучены результаты геолого – разведочного бурения по скважинам АКВ_PL_34, АКВ_PL_36, АКВ_PL_38. Напоминаем что, производство добычных работ приостановлено на горизонте 100 подэтажным штреком №6 имеющим отметку от горизонта 100 +32м. Соответственно с учетом вышеизложенного, а также учетом были изучены данные бурения соответствующих горизонтам 140 – 260. Увеличивая масштаб проб в каждые 10 метров – при этом производя расчет среднего содержания в этих 10 метрах был предложен в качестве отвалообразующего горизонта, был предложен подэтажный штрек №11. С данными геолого – разведочного бурения возможно ознакомиться в таблице 3.5.

Горизонты	Содержание золота по скважинам, г/т		
	АКВ_PL_34	АКВ_PL_36	АКВ_PL_38
140 - 150	4	4,3	3,8
150 - 160	5	6,2	3,2
160 - 170	4,1	3,7	3,9
170 - 180	9,3	8,1	11,1
180 - 190	4,7	3,9	5,9
190 - 200	11	8,9	3,2
200 - 210	2,9	2,1	2,2
210 - 220	1,4	1,9	1,3
220 - 230	6	4,3	5,5
230 - 240	3,5	4,1	3,9
240 - 250	4,1	3,7	4,2
250 - 260	8	6,2	5,7

Таблица 3.5 – Данные по содержаниям золота в руде скважин геологоразведочного бурения АКВ_PL_34, АКВ_PL_36, АКВ_PL_38

Если обратимся к данным таблицы 3.5 возможно установить, что условно среднее содержание по горизонту 200 – 210 и 210 – 220 соответственно равным – 2,4 г/т и 1,5 г/т. Соответственно потери руды составят с учетом попутной добычи при проходке подэтажного штрека на горизонте 215 по 14 400 грамм по одному флангу. Чтобы не допустить таких потерь предлагается пройти дополнительный подэтажный штрек между подэтажами 10 – 9 на горизонте 210, тем самым оставив в целиках половину небогатой руды горизонта 210 – 220. Соответственно под подэтажным

штреком №9 будет пройден еще один подэтаж, и высота между данными подэтажами составит 10 метров. В данном случае удастся сохранить 14 кг золота по одному флангу.

В будущем при проектировании нижележащих горизонтов с использованием внутреннего подземного отвалообразования возможно организовать подземный цех по подготовке полноценного закладочного материала, для извлечения полного объема руды.

В заключении при разработке подземных рудников, разрабатываемых горными выработками без наличия стволов данное технологическое решение при системах разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды, имеет целесообразность к применению. Потенциально данное технологическое решение возможно к применению на месторождения представленных несколькими рудными телами, при относительном удалении горно – проходческих работ от стволов рудника. Также применение внутреннего отвалообразования имеет экологическое обоснование при данном технологическом решении, нет необходимости отведения площадей под отвал. Заполнение пустот пустыми породами также положительно повлияет на НДС массива. Расчеты для экономического обоснования по рентабельности данного технологического решения приведены в главе 4.3

4. Экономическое обоснование принятых решений

4.1 Экономическая эффективность систем разработки для условий рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» с учетом ущерба от разубоживания и потерь руды

При проектировании подземной разработки месторождения, как и в любой сфере следует учитывать множество нюансов с точки зрения экономики. При выборе систем разработки дополнительным фактором при сравнении нескольких технологических решений является определение эффективности месторождений с учетом ущерба от потерь и разубоживания, данный показатель более обоснован при сравнении себестоимости, показателей потерь и разубоживания. Экономическая эффективность принимает вид:

$$\mu = \frac{2 V_k}{3C_d + Y_n + Y_p}, \quad (4.1)$$

Где, V_k – ценность руды в концентрате, тг/т; C_d – полная себестоимость добычи, тг/т; Y_n и Y_p – ущерб от потерь и разубоживания соответственно.

Потери руды это напрямую потерянная прибыль и доход от разработки месторождения, по этой причине при выборе систем разработки месторождения следует обращать внимание и на данный показатель. Ущерб от потерь руды по методике профессора М.И. Агошкова рассчитывается по формуле 4.2:

$$Y_n = Y_T + Y_k + Y_{пр}, \text{ тг/т}, \quad (4.2)$$

Где, Y_T – ущерб в результате произведенных затрат на 1 т потерянной руды к 1 т добытой рудной массы; Y_k – ущерб от снижения качества в результате потерь руды; $Y_{пр}$ – величина недополученной прибыли от потерь руды.

$$Y_T = \frac{Y_{по} \cdot K_n \cdot (1 - 0,01 \cdot K_{раз})}{100 - K_n}, \quad (4.3)$$

Где, K_n – потери руды, % или же коэффициент – потерь руды; $K_{раз}$ – разубоживание руды, % или же коэффициент – разубоживания руды. $Y_{по}$ – затраты на 1 т потерянных запасов, рассчитывается по формуле:

$$Y_{по} = Y_{раз} + Y_n + Y_{вс}, \quad (4.4)$$

Где, $Y_{вс}$ – затраты на вскрытие 1 т руды; Y_n – капитальные затраты, затраты на подготовку и отбойку 1т потерянных запасов, рассчитывается по формуле 4.7; $Y_{раз}$ – затраты на разведку, рассчитывается по формуле:

$$Y_{раз} = 0,01 \cdot a_m \cdot P_{рм}, \quad (4.5)$$

$$Y_{\text{вс}} = 0,04 \cdot Y_{\text{кап}}, \quad (4.6)$$

Где, a_m – содержание полезного компонента, %; P_m – отпускная цена 1 т металла, тг/т; $P_{\text{рм}}$ – стоимость разведки 1 т металла:

$$P_{\text{рм}} = (0,12 - 0,15) \cdot P_{\text{рм}}, \quad (4.7)$$

$$Y_{\text{п}} = Y_{\text{кап}} + Y_{\text{под}} + Y_{\text{отб}}, \quad (4.8)$$

Где, $Y_{\text{кап}}$ – доля капитальных затрат; $Y_{\text{под}}$ – доля на подготовку 1 тонны руды от эксплуатационных затрат; $Y_{\text{отб}}$ – доля затрат на отбойку; данные значения рассчитываются соответственно по формулам:

$$Y_{\text{кап}} = 0,15 \cdot C_d, \quad (4.9)$$

$$Y_{\text{под}} = 0,1 \cdot C_d, \quad (4.10)$$

$$Y_{\text{отб}} = 0,43 \cdot C_d, \quad (4.11)$$

Разубоживание руды является технологической проблемой возникающих при производстве взрывных работ, при увеличенном разубоживании наблюдаются убытки на погрузку и транспортировку дополнительной горной массы без содержания полезного компонента в них, также убытки на их обогащение, убытки связанные с отбойкой горной массы. Таким образом разубоживание руды напрямую воздействует на конечный экономический эффект от добычи, по этой причине важно учитывать ущерб от разубоживания руды:

$$Y_p = \frac{Y_{\text{рм}} \cdot a_{\text{ср}} \cdot \gamma_k}{100 \cdot \beta}, \quad (4.12)$$

Где, $Y_{\text{рм}}$ – экономический ущерб от разубоживания в пересчете на 1 т:

$$Y_{\text{рм}} = \frac{D_p \cdot (C_d + C_{\text{тр}} + C_{\text{об}}) + (C_{\text{п}} + H) \cdot \beta \cdot 100}{a_{\text{ср}} \cdot \gamma_k}, \quad (4.13)$$

Где, D_p – добавочное количество руды для получения 1 тонны металла; $C_{\text{п}}$ – дополнительные затраты на переработку разубоженной руды; H – недополучение прибыли из-за снижения извлечения полезного компонента; расчетные формулы для данных показателей соответственно:

$$D_p = \frac{\beta \cdot 100}{a_{\text{ср}} \cdot \gamma_k} - \frac{\beta \cdot 100}{a_{\text{ср}} \cdot \gamma_{k1}}, \quad (4.13)$$

$$C_{\Pi} = 0,15 \cdot C_{\text{об}}, \quad (4.14)$$

$$H = W \cdot P_1, \quad (4.15)$$

Где, P_1 – цена за тонна – процент; γ_{k1} – коэффициент извлечения при содержании полезного компонента равному в среднем a_m ; формулы для расчета данных показателей:

$$C_{\Pi} = 0,15 \cdot C_{\text{об}}, \quad (4.16)$$

$$P_1 = \frac{V_k}{a_{cp}}, \quad (4.17)$$

$$W = \left(a_m - \frac{a_m \cdot \gamma_k}{100} \right) - \left(a_m - \frac{a_m \cdot \gamma_{k1}}{100} \right). \quad (4.18)$$

При расчете некоторые данные были взяты условно, аналогично данным из открытого источника, однако суть решений и конечного результата обоснована. Таким образом результаты расчетов можно увидеть в таблице 4.1.

Система разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды	Система разработки с полным магазинированием с выемкой по восстанию	Система разработки с закладкой выработанного пространства в восходящем порядке
42,6	38,9	33,3

Таблица 4.1 – Результаты расчетов экономической эффективности предложенных систем разработки

Исходя из полученных результатов в таблице 4.1 система разработки с подэтажным обрушением с торцевым выпуском руды для условий месторождения «Акбакай» является наиболее приоритетной. Также анализируя показатели в главе 3.1, при переходе от веерной отбойки к одиночным скважинам в условиях неустойчивого и среднеустойчивого массива, возможно сэкономить на количестве ВВ до двух раз, что при учете среднего объема ослабленных районов на фланг в 45 – 50 метров в условиях зоны Пологая – 1, и 100 – 120 метров в условиях зоны Пологая – 6 положительно скажется на экономии средств. Также переходя от веерной отбойки к одиночным скважинам, возможно уменьшить расходы на бурение дополнительных скважин к вееру, и увеличить производительность буровой бригады соответственно.

4.2 Экономическая эффективность внутреннего подземного отвалообразования в условиях подземного рудника «НТС – 2 (Вост. Акбакай)»

При организации подземного отвала в очистном пространстве с системами разработки подэтажного обрушения с торцевым выпуском руды следует учитывать несколько факторов, главным из которых является оставление руды в виде целика, в частности в данной диссертации горизонта 210 – 220.

Следует отметить, что при горизонте 210 – 220 по длине падения жилы 5.4 метра жилы будут отработаны при попутной добыче при проходке подэтажа на горизонте 215, тем самым с учетом содержания золота в руде данного участка потери составят 4 кг, вместо полных потерь 18400 г, при оставлении в качестве целика горизонтов 200 – 210 и 210 – 220 вместе взятых. Соответственно при курсе золота на Лондонской бирже в 25036 тенге за грамм на 23.05.2022 число потерянный доход для данного участка будет составлять 100.144.000 тенге.

При подсчете объема очистного пространства одного фланга, длиной 400 м, длиной по падению одного подэтажа 15 м, при средней мощности жилы 1,2 метра и разубоживании 25%, с учетом коэффициента заполнения 0,92, аналогичного коэффициенту заполнения кузовов самосвалов, объем породы способный заполнить очистное пространства составит:

$$V_0 = \frac{L \cdot l \cdot m}{K_{\text{раз}}} = \frac{400 \cdot 15 \cdot 1,2 \cdot 0,92}{0,25} = 26496 \text{ м}^3 \quad (4.19)$$

С учетом плотности вмещающих пород, в среднем составляющем 2,73 т/м³, общий объемный вес способный заполнить очистное пространство составит 72334 тонны.

Капитальными горными выработками при отработке участка подземных горных работ зоны Пологая - 6 являются квершлаг и ТУ с типовыми сечения 12 м² и 16 м² соответственно. Следует учитывать что КИШ в условиях месторождения «Акбакай» равен 0,95, при проектной длине шпуров 3 м. Объем проходки при одном цикле при вышеизложенных условиях:

$$V_{\text{кв}} = S \cdot l \cdot \text{КИШ} = 12 \cdot 3 \cdot 0,95 = 34,2 \text{ м}^3 \quad (4.20)$$

$$V_{\text{ту}} = 16 \cdot 3 \cdot 0,95 = 45,6 \text{ м}^3 \quad (4.21)$$

С учетом плотности вмещающих пород, в среднем составляющем 2,73 т/м³, общий объемный вес, образующийся при проходке квершлага и транспортного уклона, составит 94 и 125 соответственно. С учетом коэффициента заполнения кузова подземного автосамосвала 0,92, и учетом грузоподъемности 20 тонн для откатки объема горных пород, образовавшихся в результате одного цикла проходки квершлага и транспортного уклона необходимо:

$$n_{\text{кв}} = \frac{Q_{\text{кв}} \cdot K_{\text{зап}}}{20} = \frac{94 \cdot 0,92}{20} = 5 \text{ рейсов} \quad (4.22)$$

$$n_{\text{кв}} = \frac{Q_{\text{ту}} \cdot K_{\text{зап}}}{20} = \frac{125 \cdot 0,92}{20} = 7 \text{ рейсов} \quad (4.23)$$

Возвращаясь к данным таблицы 3.4, а именно учитывая время на откатку руды на дневную поверхность с горизонта 260, а также время порожнякового спуска можно получить результат что для откатки пород, образовавшейся в результате одного цикла необходимо 1,2 часа для квершлага, и 1,63 часа для транспортного цикла.

В той же мере если проанализировать расстояния от забоя – проходки транспортного уклона горизонта 260 до горизонта 215 откуда будет образовываться подземное отвалообразование, длина откатки будет составлять 60 метров.

С учетом скорости движения груженного автосамосвала равным 3,33 м/с, и порожнякового 6 м/с, преодоление 100 метров пути составит 0,5 минуты или 0,008 часа груженного самосвала, около 20 секунд на спуск порожнякового. Из этого следует что за каждую минуту на подъем груженного самосвала приходится 200 метров, а на каждый 300 метров спуск порожнякового самосвала. В результате вышеизложенного каждые 587 метров углубления с горизонта 260 сокращают на 1 количество рейсов выполняемое в час.

Для обоснования рентабельности подземного отвалообразования следует учесть время цикла загрузки погрузочно – доставочной машиной Scooptram ST3, объемом ковша 3 м³ с учетом коэффициента заполнения, кузова автосамосвала. Данное время цикла в среднем составляет 40 секунд, соответственно для заполнения полного кузова автосамосвала требуется 4,5 минуты, добавляя к этому время на транспортировку и разгрузку в среднем, составляющую 30 секунд, мы получаем полное время транспортировки с горизонта 260 до горизонта 215 на подземный отвал – 6 минут. Таким образом полное время необходимое для откатки всей горной массы, образовавшейся в результате проходки квершлага и транспортного уклона, до подземного отвала составит 30 и 40 минут соответственно. Тогда как для откатки пустых пород на дневную поверхность необходимо 92 и 128 минут соответственно, для проходки квершлага и транспортного уклона.

Из этого следует что для ускорения процесса откатки необходимо увеличить количество автосамосвалов в три раза что приведет к увеличению потребления топлива, итого экономия с топлива на откатку пустых пород, с учетом среднего расхода топлива в 36 л/час составит 19680 тг, тогда как с учетом работы подземного самосвала в 9 часов в смену, будет сэкономлено 177120 тенге при откатке пустых пород с горизонта 260 до дневной поверхности. Здесь стоит отметить, что при достижении глубины отработки до горизонта 400 количество рейсов возможных для откатки руды уменьшится на 2 – 3 рейса. Соответственно для сохранения исходной производительности имеется необходимость увеличения количества автосамосвалов на откатке породы на одну единицу каждые углубление горизонтов на 140.

Минимальная стоимость Minetruck МТ – 2010 равна – около 240 млн. тенге. Теряя в целиках оставленного подэтажа длиной падения 5 метров с содержанием 1,6 г/т – 102 млн. тенге.

Таким образом для сохранения производительности проходки горно – капитальных выработок, с учетом углубления горизонтов на 140 потребуется покупка одного автосамосвала, тогда как использование внутреннего отвалообразования позволит исключить данную необходимость до горизонта 580. При этом сокращая потребление топлива до горизонта 340 – на 39360 тенге в час, то есть в три раза, до горизонта 400 в два раза – на 19680 тенге в час. К тому же объем очистного пространства для заполнения горной массы позволит заполнить объем пустых пород, образовавшихся в результате проходки 1783 погонных метра транспортного уклона.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящая магистерская диссертационная работа представляет собой законченную научно-исследовательскую квалификационную работу, в которой содержится актуальные решения для отработки жильных золоторудных месторождений в условиях ослабленного массива с применением самоходного оборудования

Основные результаты научных исследований:

1) Обосновано технологическое решение для отработки участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)» и аналогичных по горно – геологическим, горнотехническим условиям рудников;

2) Был выполнен анализ и установлены зависимости влияния БВР на НДС массива, соответственно поведения волн напряжений массива;

3) на выполненного анализа и расчетов был обоснован и экспериментально произведен переход от веерной отбойки скважин к одиночным скважин, что в практическом отношении проявляется рядом достоинств;

4) на основе выполненного анализа влияния напряжений БВР на НДС массива были рассчитаны типовые параметры междукammerных целиков для уменьшения разубоживания, экспериментальное внедрение которых показало положительный результат;

5) Анализируя данные самоходного оборудования и параметров при отработке участка подземных горных работ «НТС – 2 (Вост. Акбакай)», было предложено и обосновано технологическое решение - подземного отвалообразования в отбитом пространстве, для увеличения эффективности откатки пустых пород, что в перспективе внедрения на данный рудник, а также на месторождения с схожими условиями разработки, позволит: уменьшить расходы на топливо, повысить и сохранить производительность автосамосвалов при углублении рудника, уменьшить влияния очистного пространства на напряженно – деформированное состояние массива, повысить экологичность при отработке подземных рудников;

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Тюпин В.Н., Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: монография / В.Н. Тюпин. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.
2. Зырянов, И.В., Бондаренко И.Ф., Жариков С.Н. Определение параметров буровзрывных работ на кимберлитовых карьерах криолитозоны : учебное пособие / И.В. Зырянов, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариков. – Якутск : Издательский дом СВФУ, 2019. – 96 с.
3. Рафиенко Д.И. Системы магазинированием руды при разработке жильных месторождений. -М.: Недра, 1967.
4. Шевченко В.Г., Слащев А.И. Обоснование параметров и разработка информационной системы безопасности ведения подземных горных работ с учетом геомеханических факторов. Геотехническая механика" Выпуски сборника научных трудов, 2016.
5. Пирогов Г.Г. Новая технология очистной выемки маломощных крутопадающих жил сплошным этажным магазинированием руды. // Вестник ЧитГУ. -№8(75)2011.
6. Лизукин В.М., Погудин А.А. Геомеханика. Усовершенствованная система разработки с магазинированием руды для выемки маломощных крутопадающих жил в условиях повышенного горного давления. -2010. - №17. – 193 с.
7. Порцевский А.К. Технология проведения горизонтальных и вертикальных выработок. – Москва, 2004.
8. Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Подземная разработка рудных месторождений / Учебное пособие. -Под редакцией чл.-корр. РАН В.Н. Опарина. – Новосибирск.: ИГД СО РАН, 2010. – 372с.
9. Мамсуров Л.А., Панфилов Е.И., Рафиенко Д.И. Научные основы совершенствования технологии разработки жильных месторождений. Изд-во Наука, Москва, 1974. -187 с.
10. Лопушанский В.Е. Техника безопасности при разработке рудных месторождений подземным способом. Изд-во Недра, Москва, 1978. -206 с.
11. Абеуов Е.А., Абеуов Н.М., Назипова Р.Р. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых. Техник-технолог. Изд-во Талап, Нур-Султан, 2020. -297 с.
12. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. Изд-во Недра, Москва, 1966. -564 с.
13. Вольфсон П.М. Подэтажное обрушение. Изд-во Недра, Москва, 1968. -188 с.
14. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. Изд-во Наука, Москва, 1975. - 232 с.
15. Гурецкий В.М. Подземная разработка месторождений с неравномерным оруденением. Изд -во Недра, Москва, 1977. -160 с.
16. Гец А.К., Оника С.Г. Подземные горные работы. Изд-во БНТУ,

Минск, 2020. -27 с.

17. Хетагуров Г.Д. Эффективность системы разработки этажного принудительного обрушения. Изд-во Государственное научно-техническое издательство литературы по горному делу, Москва, 1962. - 175 с.

18. Крюков Г.М., Мангуш С.К., Фисун А.П. Взрывные работы при подземной разработке полезных ископаемых. Изд-во Академия горных наук, Москва, 2000. -280 с.

19. Агошков М.И. Системы разработки жильных месторождений. М.: Госгортехиздат, 1960. -376 с.

20. Антипин Ю.Г., Барановский К.В., Рожков А.А., Ключев М.В. Обзор комбинированных систем подземной разработки рудных месторождений. Проблемы недропользования. 2020. -№ 3.

21. Кузьмин Е.В., Святецкий В.С., Стародумов А.В., Иоффе А.М., Величко Д.В. Определение параметров геомеханического состояния породного массива на контурах выемочных камер. 2014. -С. 177-185.

22. Голинько В.И., Лебедев Я.Я., Муха О.А., Вентиляция шахт и рудников: учеб. пособие. – Д.: Национальный горный университет, 2012. – 266 с.

23. Викторов С.Д., Закалинский В.М., Шиповский И.Е., Мингазов Р.Я. К вопросу о влиянии параметров о взрывных работ на устойчивость массива при разработке полезных ископаемых. ГИАБ. 2020. -№8. -С. 62-72.

24. Шехурдин В. К., Несмотряев В. И. Горное дело. 1987. -174 с.

25. Хажыылай Ч.В., Еременко В.А., Косырева М.А., Янбеков А.М. Расчет паспорта прочности горных пород, находящихся в естественных условиях массива, с использованием критерия Хука – Брауна и программы ROCDATA. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2018. № 12. -С. 92–101.

26. Порцевский А.К. Системы разработки при подземной добыче руды. Москва, 2000. -115 с.

27. Рыков А.Т. Подземная разработка сложных рудных тел. Изд-во Наука, Москва, 1976. -143 с.

28. Волков Е.П., Вохмин С.А., Кирсанов А.К., Курчин Г.С., Майоров Е.С. Технология и безопасность взрывных работ. Изд-во СФУ, Красноярск, 2022. -216 с.

29. Анушенков А.Н., Волков Е.П., Стовманенко А.Ю. Основы процессов производства и транспортирования закладочных смесей при подземной разработке месторождений полезных ископаемых. Изд-во СФУ, Красноярск, 2015. -208 с.

30. Кузьмин Е.В. Упрочнение горных пород при подземной добыче руд. Изд-во Недра, Москва, 1991. - 253 с.

31. Боровков Ю.А., Дробатенко В.П., Ребриков Д.Н. Технология добычи полезных ископаемых подземным способом. Изд-во Лань, Санкт-Петербург, 2017. -272 с.