

УДК 622.271: 622.83

На правах рукописи

ЕГЕМБЕРДИЕВ РУСЛАН ИЛЬДОСОВИЧ

**Обоснование параметров и разработка энергосберегающей технологии
эксплуатации маломощных рудных тел**

6D070700 – Горное дело

Диссертация на соискание степени
доктора философии (PhD)

Научный консультант:
Доктор технических наук, профессор
И.Н. Столповских
Зарубежный научный консультант:
Доктор технических наук, профессор
Кольга А.Д.

Республика Казахстан
Алматы, 2025

СОДЕРЖАНИЕ

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ	3
ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ	4
ВВЕДЕНИЕ	5
1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВЫЕМКИ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ СО СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКОЙ	11
1.1 Особенности месторождения Стрежанское с крутопадающими маломощными рудными телами	11
1.2 Анализ современных систем разработки со скважинной отбойкой при отработке крутопадающих маломощных рудных тел	12
1.3 Тенденции развития методов и технических средств ударно вращательного бурения	18
1.4 Анализ проблем повышения производительности буровых работ на горнодобывающих предприятиях	19
Выводы по разделу 1	21
2 РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ РАЗРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ	22
2.1 Обоснование параметров скважинной отбойки, обеспечивающих полноту извлечения полезных ископаемых	22
2.2 Факторы, влияющие на механическую скорость бурения погружными пневмоударниками	32
2.3 Разработка способа бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления	35
2.4 Расширитель заданных интервалов скважин	40
Выводы по разделу 2	50
3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ СОЗДАНИЯ ВРУБОВОЙ ПОЛОСТИ	52
3.1 Разработка способа создания врубовой полости для проходки восстающих	52
3.2 Анализ состояния дел по созданию врубовой полости для проходки восстающих выработок с применением скважин	56
3.3 Способ создания врубовой полости для проходки восстающих выработок	61
3.4 Совершенствование системы взрывов веерных скважин при отработке маломощных рудных залежей	67
Выводы по разделу 3	77
4 ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРЕДЛАГАЕМЫХ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ	78
4.1 Разработка алгоритма методики оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением их диаметра в любой части скважин	78

4.2. Определение структуры и основных компонентов методики	79
4.3 О применении методики в условиях горного производства	80
Выводы по разделу 4	83
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	84
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	86
Приложение А	93
Приложение Б	94
Приложение В	99
Приложение Г	100
Приложение Д	101
Приложение Е	103
Приложение Ж	106

НОРМАТИВНЫЕ ССЫЛКИ

В настоящей диссертации использованы ссылки на следующие стандарты и нормативные документы:

«Инструкция по оформлению диссертации и автореферата», Высшая аттестационная комиссия МОН РК, № 377-3ж.

ГОСТ 7.32-2001 – Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления.

ГОСТ 7.1-2003 – Библиографическая запись. Библиографическое описание. Общие требования и правила составления.

ГОСТ 8.326-89 ГСИ – Метеорологическая аттестация средств измерения;

ГОСТ 7.32-2001- Отчет о научно-исследовательской работе. Структура и правила оформления;

ГОСТ 7.12-93 – Система стандартов по информации, библиотечному и издательскому делу. Библиографическая запись. Сокращение слов в русском языке. Общие требования и правила;

СТ РК ГОСТ 15.011-2005 – Патентные исследования;

ГОСТ 8.417-81 – Государственная система обеспечения единства измерений. Единицы физических величин.

ОБОЗНАЧЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ

ФМС – физико-механические свойства
ППУ – погружные пневмоударники
ГОСТ – Государственный стандарт
ВВ – Взрывчатые вещества
ГОК – Горно-обогатительный комбинат
ЛНС – Линии наименьшего сопротивления
КБТ – Колонна бурильных труб
МКЦ – Междокамерные целики
МБЦ – Между блоковые целики
ПДМ – Погрузочно-доставочная машина
ГПР – Горно-проходческие работы
КПВ – Комплекс проходческий
ДВС – Двигатель внутреннего сгорания
ЕПБ – Единые правила безопасности
БВР – Буровзрывные работы
СПО – Система подэтажного обрушения
РОВ – Разделение одиночного взрыва

ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время на подземных рудниках, как правило, отрабатываются рудные месторождения малой мощности с разными углами падения с применением различных систем разработки. Кроме того, известно, что с углублением горных работ уменьшаются мощности рудных тел, вместе с этим снижается содержание металла в руде. В современных условиях в РК имеются рудники, например рудник «Стрежанский», который является жильным месторождением, но несмотря на это рудник полностью перешел на отработку жил подэтажной системой разработки с отбойкой руды веерными или параллельными скважинами. Это позволяет повысить производительность по добыче руды в несколько раз по сравнению с применением переносного оборудования. Таким образом, применение высокопроизводительной техники и технологий приводит к интенсификации производства коренным образом. Вместе с тем при применении высокопроизводительной техники в сложных горно-геологических условиях, например, крутопадающих рудных тел с малой мощностью требуется не только повышение производительности, но и снижение потерь и разубоживания руды. Известно, что чем меньше мощность рудных тел, тем больше становятся потери и разубоживания руды.

В этой связи при отработке маломощных крутопадающих рудных тел накладываются несколько повышенных требований одновременно, заключающихся в том, что с одной стороны бурение скважин должно осуществляться таким образом, чтобы исключить потери и разубоживания, а с другой стороны -параметры скважинной отбойки должны соответствовать требованиям, предъявляемым к отбойке маломощных рудных тел.

Вместе с тем, для повышения производительности труда бурильщиков необходимо увеличение высоты подэтажа, что соответственно требует уточнения параметров скважинной отбойки для обеспечения полноты отбойки полезных ископаемых. Известно, что одним из строгих требований скважинной отбойки, особенно в условиях отбойки руды в сложных горно-геологических условиях является соблюдение проектных параметров буримых скважин, как в веере, так и между веерами.

Отработка крутопадающих рудных тел с подэтажной системой всегда связано с потерей и разубоживанием руды, а потери и разубоживание, с другой стороны, зависят от правильности оформления отрезной восстающей выработки. При этом бурение скважин необходимо осуществлять с применением малогабаритных станков.

В этой связи разработка новой энергосберегающей технологии эксплуатации маломощных рудных тел с применением бурового станка с расширением их диаметра, обеспечивающего повышение производительности и обеспечение безопасности труда горнорабочих является актуальным вопросом.

Актуальность работы.

Анализ состояния энергетической эффективности процессов разработки маломощных рудных месторождений с применением скважинной отбойки показывает, что применение существующих систем разработки, как правило приводит к потере и разубоживанию руды за счет искривления скважин и отклонения их от заданного направления. Решение такой задачи возможно путем создания энергосберегающей технологии с использованием расширения диаметра скважин, а также разделением одиночного взрыва скважин, обеспечивающего повышение производительности труда, снижение потерь и разубоживания полезных ископаемых. Предлагаемая энергосберегающая технология эксплуатации крутопадающих рудных залежей с подрывом пород висячего бока в сравнении с существующими системами, будет обеспечивать проходку отрезных и других восстающих выработок за один прием взрыва от 15 до 30 м как с низу вверх, так и сверху вниз с возможностью расширения участков диаметра скважин в любом месте по длине скважины, будет обеспечивать повышение производительности буровых работ от 30 до 50%.

Изложенное позволяет сделать вывод о том, что необходимо проведение исследований, которые позволят существенно повысить энергоэффективность процессов разработки маломощных рудных залежей полезных ископаемых, при снижении потерь и разубоживания полезных ископаемых за счет возможности бурения параллельных и параллельно сопряженных скважин для создания врубовых полостей.

Таким образом тема диссертационного исследования актуальна и решает задачу, соответствующую научно-техническому прогрессу горной науке и производства.

Цель диссертации - повышение эффективности разработки маломощных рудных залежей путем создания и обоснования параметров энергосберегающей технологии и средств ведения горных работ.

Основная идея работы заключается в разработке и научном обосновании нового комплекса технических и технологических решений для эффективной отработки маломощных рудных залежей.

Задачи исследования:

1. Анализ технологий и систем разработки маломощных рудных залежей со скважинной отбойкой;
2. Обоснование параметров скважинной отбойки, обеспечивающих полноту извлечения полезных ископаемых;
3. Разработка и обоснование параметров создания врубовых полостей при проходке восстающих выработок с расширением диаметра скважин, расположенных в разных его частях.
4. Создание энергосберегающей технологии разработки крутопадающих рудных залежей с подрывом пород висячего бока путем деления одиночного взрыва скважин.

Объект исследования - подземные рудники, разрабатывающие крутопадающие рудные тела малой и средней мощности.

Предмет исследования - изменчивость параметров породного массива в зависимости от линий наименьшего сопротивления и расстояний между скважинами в процессе взаимодействия с породоразрушающим инструментом с учетом горно-геологических и горнотехнических условий.

Методы исследования

Основным методом исследования является теоретический анализ и обобщение известных методологий и методов оценки эффективности бурения скважин погружными пневмоударниками, используемых в промышленных условиях с учетом действующей нормативной документации;

Экспериментально-теоретическое обоснование применения критерия объемного разрушения горных пород с учетом сравнительных испытаний погружных пневмоударников;

Апробации на рудниках разработанной методики оценки энергоэффективности процесса бурения скважин погружными пневмоударниками с учетом физико-механических свойств горных пород;

В качестве инструментов моделирования использовались современные пакеты прикладных программ Microsoft Excel и MATLAB.

Научные положения выносимые на защиту:

1. Определение линий наименьшего сопротивления и параметров при бурении взрывных скважин с расширением участков их диаметра в донных ее частях и по длине, обеспечивающих полноту извлечения полезных ископаемых.

2. Новый способ создания врубовой полости при проходке восстающих выработок, отличается от существующих применением узких щелей и бурением параллельно сопряженных скважин позволяющий существенно снизить объем буровых работ.

3. Более высокие показатели дробления и измельчения горных пород при разработке маломощных рудных тел могут быть обеспечены путем внедрения разработанного усовершенствованного метода разделения одиночного взрыва (РОВ) при котором заряды в длинной буровой скважине с расширением диаметра разделенных на две части взрывающиеся с двумя разными временными задержками, достаточно длительными, чтобы избежать перекрытия волн напряжения от обеих частей, при этом количество взрывчатого вещества в каждый момент задержки можно уменьшить.

Основные результаты исследования:

1. Разработана методика оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением участков их диаметра на основе определения линий наименьшего сопротивления с учетом минимальной энергоемкости разрушения горных пород.

2. Научно обоснованы параметры нового способа создания врубовой полости при эксплуатации маломощных крутопадающих рудных залежей с применением специального устройства для бурения параллельно сопряженных скважин.

3. Метод разделения одиночного взрыва (РОВ) имеет большое превосходство, помимо безопасности и большей степени извлечения. Данный метод показал, что при (РОВ) получается более мелкий фракционный состав горной массы по сравнению со стандартным методом взрывания. Это преимущество заключается в том, что веера при РОВ имеют большую степень извлечения из-за большего количества частично свободных площадей, а также большей концентрации напряжения энергии в их верхних частях. Такой высокий коэффициент набухания приводит к более низкому разубоживанию.

Научная новизна заключается в:

- разработке методики установления параметров буровзрывных работ при бурении массива рассредоточенных вееров специальным устройством с расширителем с учетом зависимости величины расширенных участков полостей скважинных зарядов, что позволяет существенно снизить объемы бурения.

- определении значений скоростей смещения среды при воздействии сжимающих динамических напряжений для каждой пары скважинных зарядов в веере, при установлении параметров и объемов расширенных участков полостей взрывных скважин;

- разработке способа проведения врубовой полости и бурении параллельно сопряженных скважин специальным приспособлением, обеспечивающей проходку отрезных и других восстающих за один прием взрыва от 15 до 30 м. как с низу вверх, так и сверху вниз;

- в повышении процента извлечения руды и снижении кусковатости, это позволяет в значительной степени сократить эксплуатационные затраты не только на погрузочно-доставочное оборудование, но и на дробильно-сортировочные работы.

Практическая ценность:

- Разработаны способы регистрации параметров процесса бурения скважин в производственных условиях, основанные на частотно-амплитудном анализе возникающих при эксплуатации машин акустических сигналов, позволяющих оценить энергоэффективность разрушения горных пород;

- Разработана методика оценки энергоэффективности бурения скважин погружными пневмударниками с расширением их диаметра в производственных условиях позволяющая выбирать режимы бурения с минимальными энергоемкостью разрушения горных пород и износом бурового инструмента;

- Разработана совершенствованная система взрывов веерных скважин при отработке маломощных рудных залежей путем разделения одиночных взрывов для повышения процента извлечения руды и снижении кусковатости.

- Обоснована методика технико-экономической оценки предлагаемых способов разработки подземных крутопадающих маломощных рудных залежей;

Апробация и публикации результатов исследований:

Результаты диссертационной работы опубликованы в 13 печатных работах, из которых три опубликованы в изданиях, входящих в базу данных Scopus с процентилем, соответственно 47, 43 и 41, три статьи в изданиях, рекомендованных Комитетом по контролю в сфере науки и высшего образования РК. Основные положения и результаты исследований по диссертации докладывались и получили одобрение на 7 международных научно-практических конференциях. Помимо этого, в рамках работы проведены патентные исследования и получен один патент на изобретение и один на полезную модель.

Основные положения диссертации были доложены и обсуждены на:

- в международном журнале прикладных и фундаментальных исследований IF РИНЦ -1,387, № 12, Часть 5, Москва 2015;
- международной научно-практической конференции «Геологоразведочное и нефтегазовое дело в XXI веке. «Геология, наука, образование», Алматы, 2016 г.;
- II-й Международной научно-технической интернет-конференция «Инновационное развитие горнодобывающей отрасли». Кривой рог, 2016;
- Международной научно-практической конференции «Геологоразведочное и нефтегазовое дело в 21 веке. Технологии, наука, образование», Алматы, 2016;
- Международной научно-практической конференции. «Добыча, обработка и применение природного камня» №17, МГТУ им. Носова, 2017 г
- Международной научно-практической конференции «Инновационное развитие горно – металлургического комплекса», 2017 г. Алматы.
- XV Международной научно-технической конференции Чтения памяти В.Р. Кубачека. «Технологическое оборудование для горной и нефтегазовой промышленности», Екатеринбург 2017;

Связь работы с другими научно-исследовательскими работами

Работа выполнена в рамках программно-целевого финансирования Министерства образования и науки Республики Казахстан по программам ПЦФ:

1. BR05236712-ОТ-20 - Технологическая модернизация горных производств на основе перехода к цифровой экономике. Филиал Республиканского государственного предприятия на праве хозяйственного ведения "Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан" Комитета индустриального развития и промышленной безопасности министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан «Институт горного дела им. Д.А.Кунаева» 01.01.2018.

2. 5AP09260303 - Создание высокоадаптивных и безопасных технологий повторной отработки целиков в пологих и наклонных панелях и зонах техногенных обрушений. Филиал Республиканского государственного предприятия на праве хозяйственного ведения "Национальный центр п

комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан" Комитета индустриального развития и промышленной безопасности министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан «Институт горного дела им. Д.А.Кунаева» 2021 – 2023.

3. AP14870938 - Разработка новых безопасных технологий повторной отработки пластообразных рудных месторождений подземным способом. Филиал Республиканского государственного предприятия на праве хозяйственного ведения "Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан" Комитета индустриального развития и промышленной безопасности министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан «Институт горного дела им. Д.А.Кунаева» 2022 – 2024. Конкурс на грантовое финансирование по научным и (или) научно-техническим проектам на 2022-2024 годы (МОН РК).

Личный вклад автора заключается в:

- формировании основной идеи работы;
- постановке цели и задач исследований и способов их реализации;
- выборе и обосновании факторов, оказывающих влияние на энергоэффективность разрушения горных пород на основе энергетического критерия объемного разрушения горных пород;
- обосновании параметров скважинной отбойки, обеспечивающих полноту выемки полезных ископаемых;
- разработке способа бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройств для его осуществления;
- разработке способа создания врубовой полости для проходки восстающих выработок;
- составлении методики технико-экономической оценки предлагаемых способов разработки крутопадающих маломощных рудных залежей.

Объем и структура работы.

Диссертация состоит из введения, четырех разделов, заключения, списка использованных источников из 76 наименований и 4-х приложений. Общий объем диссертации составляет 106 страниц печатного текста, 51 рисунков и 17 таблиц.

Автор выражает благодарность научным руководителям д.т.н., проф. Столповских И.Н., д.т.н., проф. Кольге А.Д. (Россия), специалистам кафедр «Горное дело» и «Технологические машины и оборудование» Каз НИТУ им. К.И. Сатпаева, ТОО «Борусан Макина Казахстан», "Национальный центр по комплексной переработке минерального сырья Республики Казахстан" Комитета индустриального развития и промышленной безопасности министерства индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан «Институт горного дела им. Д.А.Кунаева», ТОО «Риддер-Полиметалл» за оказанную помощь и поддержку.

1 АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ ВЫЕМКИ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ СО СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКОЙ

1.1 Особенности месторождения Стрежанское с крутопадающими маломощными рудными телами

Месторождение Стрежанское – медно-полиметаллическое месторождение находится в северо-восточной части Рудного Алтая Восточно-Казахстанской области на территории района г. Риддер. Месторождение расположено в 28 км. севернее города и связано с ним проселочной дорогой, построенной в конце прошлого века с целью проведения вскрышных и добычных работ по отработке руд месторождения Чекмарь (расположенного в 56 км к северу от г. Риддера). Ситуационная карта – схема района расположения месторождения представлена на (рисунке 1.7).

Месторождение находится на юго-западном крыле Стрежанской антиклинали, развитой в северо-западной части Листвяжной сиклинали. Рудное поле сложено лавами кислого состава, туфами, туфобрекчиями, алевролитами, алевропесчаниками успенской свиты эйфель-живета и алевролитами, алевропелитами с прослоями песчаников, гравелитами, конгломератами белоубинской свиты живет-франа. Интрузивные образования – субвулканические дацитовые порфиры, дайки андезитовых и диабазовых порфириров белорецко-маркакольского комплекса верхнедевонско-нижнекаменноугольного возраста [2].

Руды слагают или самостоятельные тела, или отдельные участки в пределах одного рудного тела. В целом по месторождению отношение свинца, цинка, меди составляет 1:6, 1:2,4. Средние содержания меди в рудах 1,88%, свинца 0,86%, цинка 5,13%, золота 0,57%, серебра 57,1%, кадмия 170 г/т.

Товарной продукцией Стрежанского рудника будет являться полиметаллическая руда. Основными полезными компонентами в руде являются цинк, медь, свинец, сера сульфидная, индий, сера пиритная.

В 2014 г. в соответствии с контрактом №4416-ТПИ от 25 июля 2014 года разведку полиметаллических и медно-колчеданных руд месторождения Стрежанское начало проводить АО НК СПК «Ертіс» совместно с ТОО «Батыс Курылыс Сервис» а в 2019 г. ТОО «Риддер – Полиметалл». Отработка Стрежанского месторождения полиметаллической руды запроектирована подземным способом с бетонной закладкой выработанного пространства. Проходка горных выработок ведется буровзрывным способом.

Проектом предусматривается несколько видов систем отработки месторождения: восходящая выемка, этажно-камерная с поэтажно-штрековой отбойкой руды с применением самоходного оборудования, а также система разработки с магазинированием руды и применением самоходной техники.

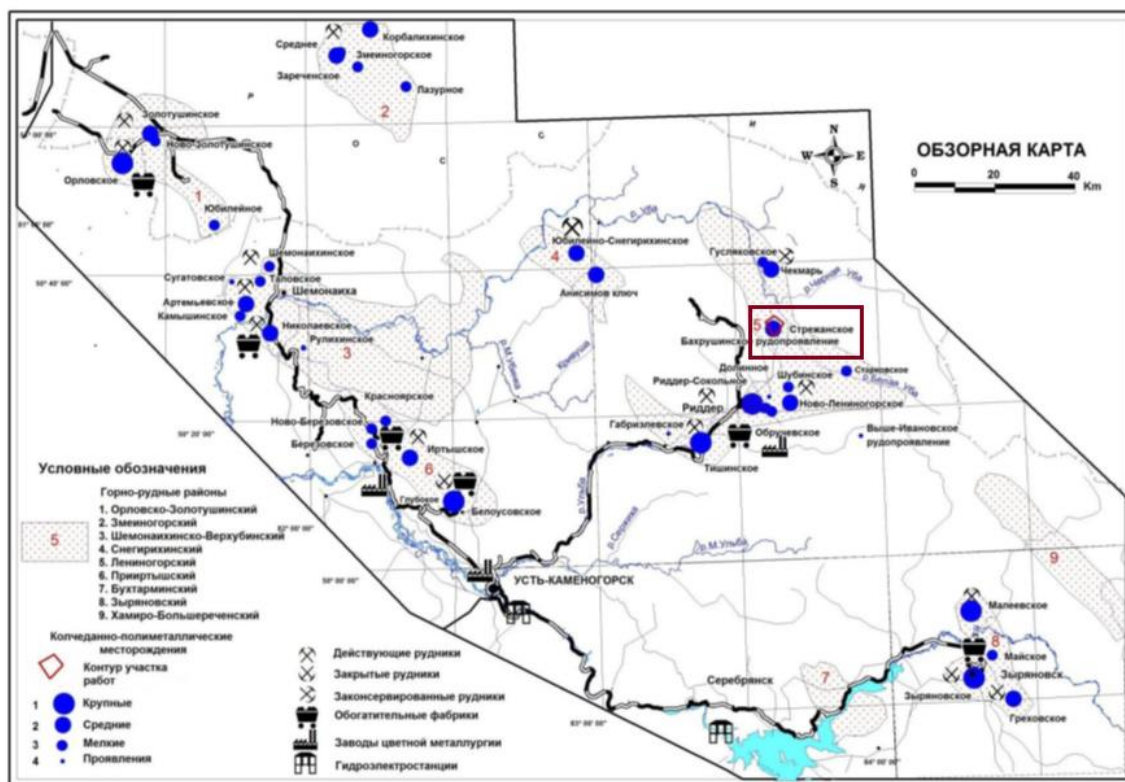


Рисунок 1.7 – ситуационная карта-схема расположения Стрежанского месторождения полиметаллических руд.

Для выдачи горной массы на поверхность, спуска и подъема оборудования и эксплуатационных материалов, при помощи самоходного транспорта, запроектирован автотранспортный уклон (сечением в свету 14,4 м²), который проходится с поверхности до горизонта плюс 500 м.

Проходка нижних горизонтальных выработок для самоходного транспорта предусмотрена с применением буровых кареток, погрузочно-доставочных машин, пневмозарядчиков, машин для доставки ВВ. проходка вертикальных и наклонных выработок предусмотрена с применением проходческих комплексов типа КПВ-4А и уборкой породы при помощи ПДМ [3].

1.2 Анализ современных систем разработки со скважинной отбойкой при отработке крутопадающих маломощных рудных тел

При разработке рудных тел малой и средней мощности и мощных залежей с углом падения от 25°-30° до 45-50°, где руда и вмещающие породы крепкие и устойчивые, полезное ископаемое невысокой ценности, не требуется отдельная выемка руды по сортам, применяется система разработки с доставкой руды силой взрыва. Эта система разработки впервые в нашей стране внедрена на Миргалимсайском руднике. При разработке мощных (8-12 м) наклонных (30°-45°) залежей взамен ранее применявшейся камерно-столбовой системы разработки. При новой системе отбойка руды производится веерными комплектами скважин, буримых из буровых восстающих, а доставка руды до выпускных выработок – с использованием

энергии взрыва ВВ. Все это обеспечивает высокую производительность труда забойной группы и безопасные условия труда рабочих на очистных работах. На (рисунке 1.8) показаны существующие системы подземной разработки.

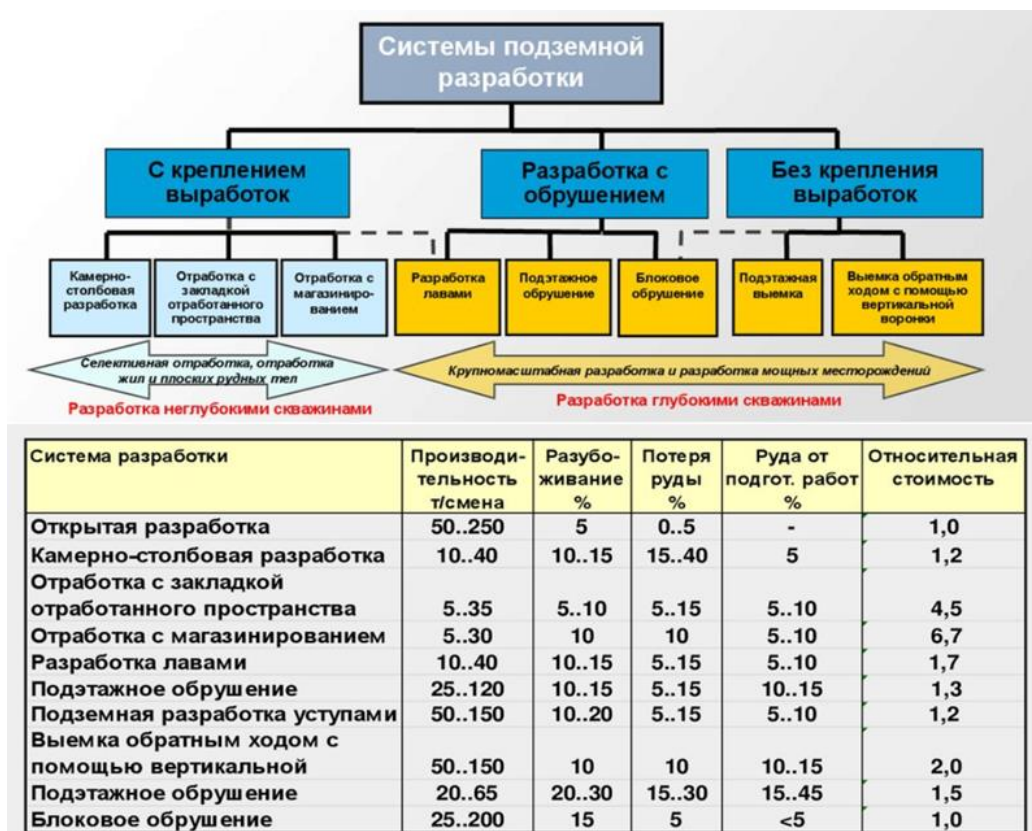


Рисунок 1.8 – существующие системы подземной разработки.

Конструкция системы должна обеспечивать наиболее полную доставку руды. При углах наклона залежи 25^0-40^0 для предотвращения накопления руды на почве необходима периодическая зачистка камер а также учитывать задачи при выборе систем разработки показанные на (рисунке 1.9).



Рисунок 1.9 – задачи выбора систем разработки.

В зависимости от применяемого способа погрузки и доставки руды в днище блоков проходятся штреки или орты скреперования, или оборудуются погрузочные камеры для самоходных машин (рисунок 1.10).

Ширина камер равна 10-15 м, а целиков – 4-5 м, вертикальная высота этажа 30-90 м, подэтажа 20-30 м. Наклонная длина камеры в зависимости от угла падения залежи достигает 60-100 м.

Однако, система с доставкой руды силой взрыва связана с высокими потерями руды, достигающими на глубоких горизонтах до 35-38%.

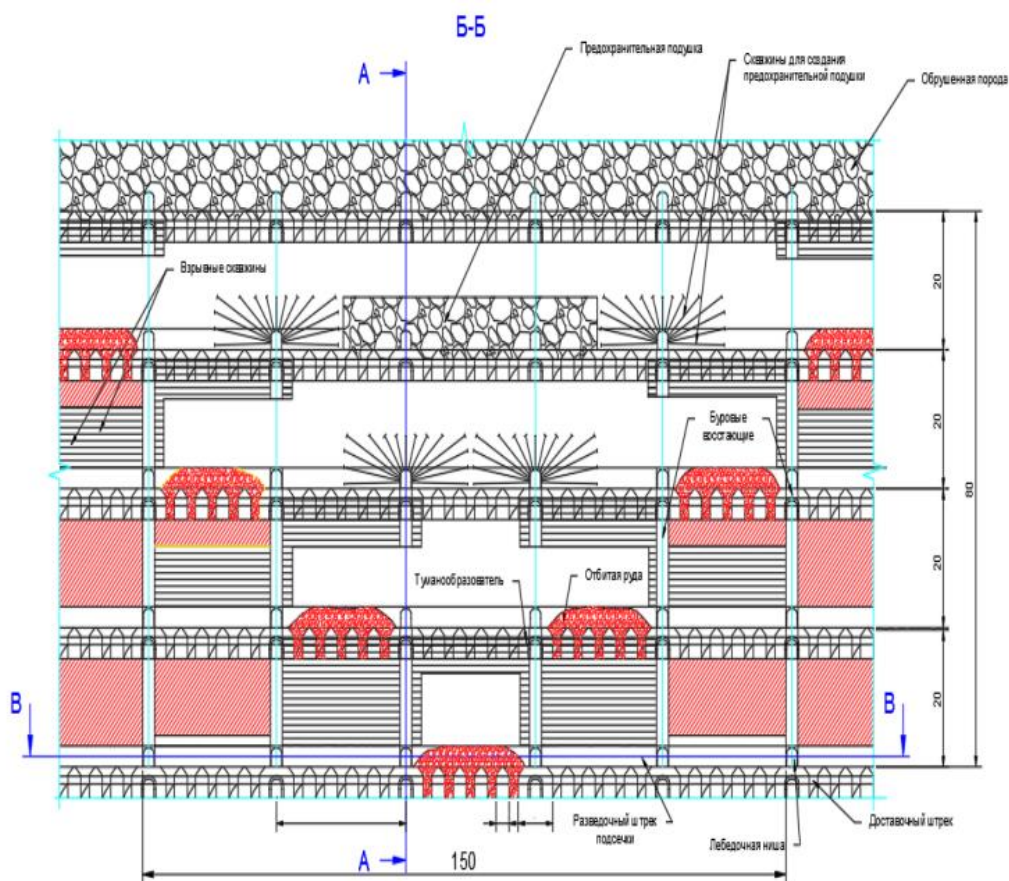
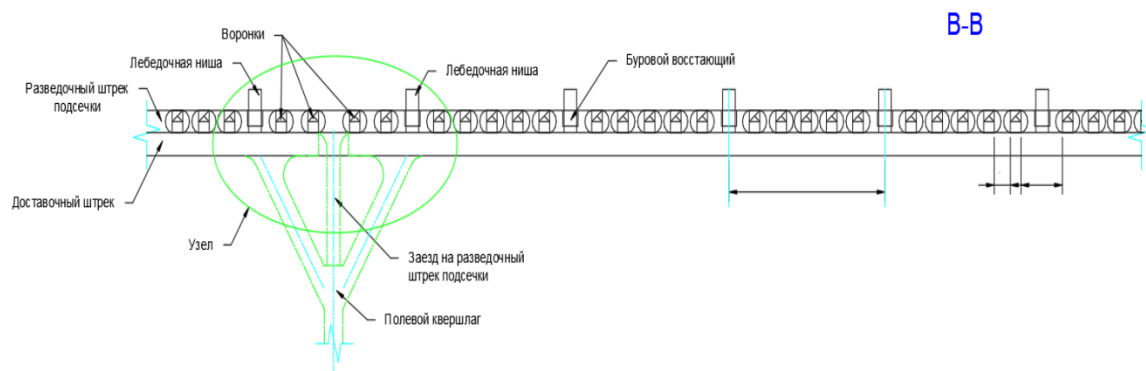
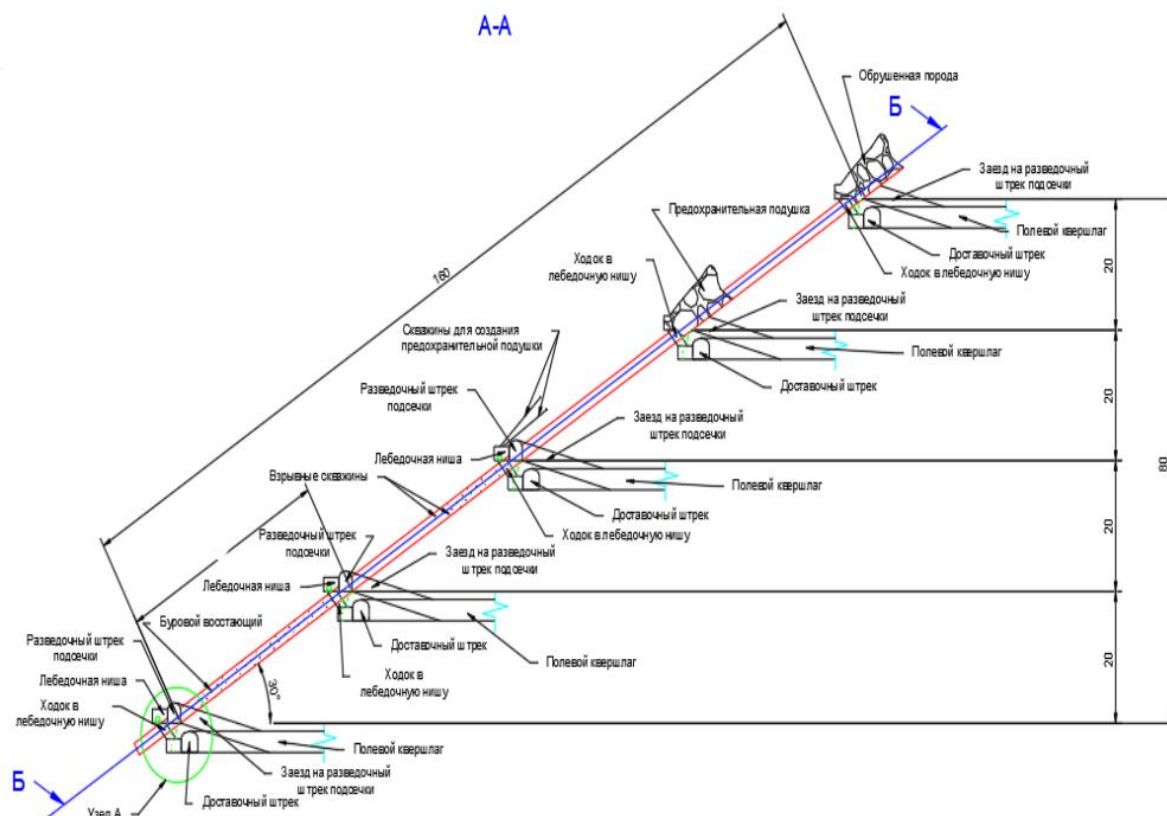


Рисунок 1.10 – Камерная система с доставкой руды силой взрыва и скважиной отбойкой.



Разрез по профилю В-В



Разрез по профилю А-А

Для резкого снижения потерь руды работники комбината «Риддер полиметалл» разработали и внедрили варианты системы с доставкой руды силой взрыва и последующей закладкой отработанных камер. Для этого после выемки камерных запасов первой очереди в погрузочном орте возводят деревянную перемычку и заполняют отработанную камеру через вентиляционные сбойки закладочной смесью. Возможно направление работ снизу вверх и сверху вниз. Чтобы деревянную дощатую перемычку не выдавило напором закладочной смеси, закладку подают порционно. Высота слоя у перемычки равна 1-1,5 м. с заполнением каждого последующего слоя по мере сгущения предыдущего. После полного перекрытия рудовыпускного отверстия закладочную смесь в камеру подают непрерывно до заполнения всего объёма камеры. Камеры второй очереди заполняются аналогичным образом твердеющей смесью с меньшим содержанием вяжущего материала (рисунок 1.11).

При малых углах наклона и большой наклонной длине этажа выемку ведут подэтажами, проходят серию дополнительных аналогичных выработок, обеспечивающих выпуск руды на откаточной горизонт.

Выемка залежей действием взрыва, используемого для доставки руд, имеет ряд специфических особенностей, а именно:

1) отбойка веерными зарядами сравнительно большого диаметра (50-150мм) оказывает вредное сейсмическое воздействие на устойчивость выработок;

2) значительная высота отрабатываемых камер при вероятности вывалов и отслоений затрудняет контроль, сборку и крепление кровли камер;

3) при недостаточно полном отбросе руды взрывом часть её остаётся на почве камеры и теряется, поэтому необходима проходка дополнительных выработок для зачистки почвы камеры;

4) не допускается магазинирование руды в лежащем боку во избежание погашения кинетической энергии летящих кусков;

5) объём воронок для приёма отбиваемой руды должен быть достаточно большим.

Система подэтажных штреков применяется при разработке крутопадающих ($45^{\circ} \div 90^{\circ}$) залежей мощностью более $3 \div 5$ м. Параметры системы: высота этажа $45 \div 60$ м., при сдвоенных камерах – 100 м., высота надштрекового целика (днища камеры) $10 \div 15$ м., толщина потолочины $6 \div 8$ м.

По способу доставки руды различают две разновидности: с выпуском её на горизонт доставки со скреперованием к рудоспускам, расположенным на границах блока; с выпуском руды на горизонт откатки и погрузкой в откаточные сосуды погрузочными машинами.

Отбойка руды производится из подэтажных штреков, пройденных по контакту с лежащем боком, веерными комплектами восстающих скважин. Междублоковые, потолочные и надштрековые целики отрабатываются массовым обрушением глубокими скважинами во вторую очередь, т.е. после выемки камерных запасов.

Скважины бурят колонковыми перфораторами БГ-1, ПК-60, ПК-75. Расстояние между концами скважин в веере 1,0-2,0 м. Оформление рудоспускных воронок производится взрывом вееров скважин первого подэтажа. Отрезная щель располагается либо в средней части блока с отработкой его на две стороны, либо на границе камеры при отработке её одним фронтом – от одной границы к другой.

Достоинства: безопасность работ, высокая производительность труда.

Недостатки: большой объём нарезных работ; длительный срок подготовки выемочной единицы; многостадийность очистных работ, высокие потери руды при выемке целиков и др.

В общей добыче руд система имела небольшой удельный вес. Однако с переходом на нижние горизонты и фланги месторождения, где угол падения залежи увеличивается, возрастает объём добычи системой разработки подэтажными штреками [4].

1.3 Тенденции развития методов и технических средств ударно вращательного бурения

Анализ развития буровых машин и инструмента, основанный на регулярной практике проведения экспедиционных работ, результатах стендовых испытаний и изучении материалов научно-технической литературы, проведенных в КазНИТУ, показал следующее. Разработка зарубежных буровых комплексов нового поколения нацелена на определение ФМС породного массива и его минерального состава. Разработка ППУ и породоразрушающего инструмента ведется с учетом их адаптации к ФМС конкретных горных пород. Испытания опытных образцов ППУ проводится в условиях наиболее прочных (эталонных) горных пород с проведением технико-экономической оценки. Выпускается от 5 до 9 типов долот к одному типоразмерному ряду ППУ. В рекомендациях (указаниях) по пневмоударному бурению скважин основным критерием оценки машин является механическая скорость бурения. Важное значение уделяется своевременной заточке инденторов буровых долот. Рекомендации по выбору режимов бурения относятся к конкретным моделям погружных машин с учетом их мощностных параметров. При бурении скважин ППУ большое значение уделяется выбору частоты вращения става. Особое внимание уделяется вопросам рационального энергопотребления в процессе бурения и разъяснению механизма разрушения горных пород при обучении операторов буровых установок. Имеется мощная государственная поддержка в развитии инноваций в горном деле.

В Казахстане, как и в России, где развитие пневмоударного бурения тесно связано с подземной добычей руды, наблюдается противоположная ситуация. Серийные буровые машины и инструмент по сравнению с западными образцами отстают в развитии на 30 и более лет, при этом себестоимость прямых затрат на проходку взрывных скважин при пневмоударном бурении за последние 10 лет возросла в 2.5 раза, а производительность буровых работ в рудниках снизилась в 1.5–2 раза. Параметры, установленные в гарантийных паспортах погружных пневмоударников не соответствуют на 30–50% по мощности машин и в 2–4 раза по ресурсу, а стоимость буровых долот приближается к стоимости пневмоударников из-за использования зарубежных сплавов. Механическая скорость бурения Российских пневмоударников низкого давления (0.5 – 0.7 МПа) при бурении пород прочностью 140 МПа уступает зарубежным пневмоударникам высокого давления (1.6-3 МПа) в 5 – 10 раз, ресурс машин – в 15 – 30 раз, ресурс буровых долот – в 10 – 50 раз. Для создания Казахстанской буровой установки с автоматизированной системой управления бурения скважин (без вмешательства оператора) требуется разработка научной основы на энергетических принципах обратной связи «порода-машина». Отмечается недостаточная поддержка развития инноваций в области развития техники и технологии пневмоударного бурения начиная с 80-х годов XX века. Из вышеперечисленного следует, что в Казахстане назрела

острая необходимость в выполнении комплексных научно-исследовательских работ, направленных на повышение эффективности пневмоударного бурения на месторождениях твердых полезных ископаемых.

1.4 Анализ проблем повышения производительности буровых работ на горнодобывающих предприятиях

На современном этапе развития буровой техники большое внимание уделяется диагностике, оценке технического состояния и повышению надежности работы машин и агрегатов. При пневмоударном бурении скважин наиболее сложным объектом для диагностирования и повышения надежности являются погружные пневмоударники и их вооружение, от которых зависит производительность и энергоэффективность ведения буровых работ.

Буримость измеряют затратой времени t (мин) на «чистое» бурение единицы длины (1 п.м.) скважины конкретной моделью погружного пневмоударника и долота, не имеющих предварительной наработки при установленном режиме бурения. В таблице 1.1 представлен фрагмент из действующего российского документа [5], предназначенный для нормирования буровых работ в рудниках.

Таблица 1 – Основное (чистое) время бурения скважины при давлении сжатого воздуха 0,5 Мпа

Категория пород по буримости	Предел времени	Тип пневмоударника														
		1			2			3			4			5		
		М-48			П-1-75			М-1900, МП-3			М-125			М-32К		
		Диаметр долота, мм														
		100-110										125			155	
		Угол наклона скважины к горизонтали, град														
		от 0 до ±60	от +60 до +90	от -60 до -90	от 0 до ±60	от +60 до +90	от -60 до -90	от 0 до ±60	от +60 до +90	от -60 до -90	от 0 до ±60	от +60 до +90	от -60 до -90	от 0 до ±60	от +60 до +90	от -60 до -90
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
Х	От	5,56	6,71	7,31	6,11	7,31	7,91	5,51	9,01	9,71	7,96	9,55	10,34	8,6	10,32	11,18
	До	6,80	8,1	8,9	7,3	8,9	9,5	9,1	11	11,9	9,65	11,58	12,54	10,44	12,53	13,57
	Расчетное	6,20	7,4	8,1	6,7	8,1	8,7	8,3	10	10,8	8,8	10,7	11,4	9,52	11,4	12,4

Буримость является механической скоростью бурения 1 п.м. скважины (шпура) определенной категории горных пород. При этом, каждая категория вмещает в себя обширный список геологических наименований руд и пород. В таблице 1.2 приведен пример горных пород Х категории согласно Единой классификации горных пород по буримости, приведенной в [6].

Таблица 2 – Горные породы X категории

Категория	Горные породы
X	Апатитовая сахаровидная руда. Брекчии рудные. Граниты сильно выветрелые. Гипсо-ангидрид. Дуниты сильно выветрелые. Руды бурожелезняковые облитовые. Змеевики сильно выветрелые. Известняки мергелистые средней крепости. Конгломераты с глинистым цементом. Сланцы глинистые, кристаллические, слюдяные, серицитовые и талькохлоритовые, углистые и горючие. Сульфидные брекчевидные и сульфидно-медно-никелевые руды. Фосфориты слабо сцементированные желваковые. Церусситовые руды. Перидотиты сильно выветрелые. Песчаники с глинистым цемент

Отсутствие количественных показателей физико-механических свойств горных пород является одним из главных недостатков классификации горных пород по буримости и, соответственно, отечественной системы нормирования буровых работ в целом. Так, в работе [7] на основании проведенных исследований установлено, что использование «длительности основного времени на бурение скважины» нецелесообразно применять в виде классификации горных пород, оставляя вариант практической реализации буримости лишь для нормирования буровых бригад.

Проблемы, связанные с практикой применения предложенной классификации при проведении буровых работ, изложены в работах Б.И. Воздвиженского, О.Н. Голубинцева, А.С. Танайно. Для их решения авторы предлагают использовать смешанные классификации горных пород, основанные на ФМС горных пород и их буримости [8].

Анализ действующей нормативной базы «по буримости» предназначенный для нормирования пневмоударного бурения взрывных скважин на карьерах и в рудниках обозначил «пассивный» характер ее практического применения и основные недостатки:

- отнесение горной породы к определенной категории по буримости по названию, петрографическим признакам (цвет, структура, текстура) является грубым, субъективным и нередко ошибочным; породный массив с одноименным названием часто имеет свои оригинальные показатели по прочности, абразивности, трещиноватости и др.

- изменение машины, инструмента (вооружение или типоразмер), режима бурения ведет к изменению буримости горных пород, соответственно таблицы буримости, приведенные для указанных в документах машин, малопригодны для практического применения;

- отсутствие расчетов по технико-экономическому обоснованию внедрения новых образцов машин и инструмента.

В современных условиях рыночной экономики отечественный рынок бурового оборудования насыщен десятками моделей погружных машин и инструмента как отечественного, так и зарубежного производства. Поэтому разработка, модернизация и использование таблиц буримости по категориям горных пород определенными образцами буровых машин и инструмента для общего пользования в известном виде лишена практического смысла.

Выводы по разделу:

1. Анализ месторождения «Стрежанское» с маломощными крутопадающими рудными телами должна, во-первых, обеспечить добычу заданного объема руды и ПИ, а во-вторых, увеличить прирост в разведанных месторождениях того полезного компонента с большей достоверностью.

2. Бурение скважин на месторождениях с маломощными крутопадающими рудными телами занимает важное место в техническом сопровождении геологоразведочных и горных работ, на них приходится основные затраты при разведке и эксплуатации месторождения. Поэтому, любое повышение эффективности бурового процесса дает значительный экономический эффект.

3. В общей добыче руд система разработки с подэтажными штреками имела небольшой удельный вес. Однако с переходом на нижние горизонты и фланги месторождения, где угол падения залежи увеличивается, возрастает объем добычи системой разработки подэтажными штреками.

4. Дальнейшее исследование будут направлены на совершенствование существующей технологии добычи и техникой бурения скважин, в частности, для образования отрезных щелей и расширения скважинных зарядов при веерном бурении, а также восходящих и нисходящих скважин, анализу применяемых конструкций породоразрушающих инструментов и особенностям механизма разрушения забоя скважины при его взаимодействии с рабочими элементами долот.

2. РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И СРЕДСТВ МЕХАНИЗАЦИИ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩЕЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ РАЗРАБОТКИ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

2.1 Обоснование параметров скважинной отбойки, обеспечивающих полноту извлечения полезных ископаемых

Взрывные работы являются одним из основных способов разрушения горных пород при разработке полезных ископаемых. В настоящее время на рудниках Казахстана и за рубежом буровзрывным способом разрабатывается около 95% всего объема добычи полезных ископаемых. При этом одним из основных способов отбойки является с применением скважин.

Отбойка горной массы скважинами непосредственно связано энергией взрыва ВВ и соответственно отделение горной массы от массива с выбросами их на определенное расстояние. В этой связи необходимо исследовать эффективные параметры скважинной отбойки в различных горно-геологических и горнотехнических условиях, а также использование кинетической энергии отбитой взрывом горной массы на дополнительное ее дробление. Для этого необходимо обосновать параметры скважинной отбойки, обеспечивающих полноту отбойки полезных ископаемых.

Вместе с тем, известно, что при взрыве лишь небольшая часть энергии ВВ расходуется непосредственно на разрушение массива. Значительная же доля ее идет на разброс породы. Причем с увеличением степени дробления скального массива взрывом удельный вес энергии ВВ, расходуемый на разброс отбитой горной массы, возрастает. К моменту завершения процесса отрыва массива движущаяся масса взорванной руды располагает определенным запасом кинетической энергии. Поэтому представляет интерес использование этой энергии на дополнительное дробление руды, на создание кучности или рассеивания отбитой горной массы, на основе бурения веерных скважин в различной плоскости.

Дополнительное дробление руды может происходить в том случае, если осуществится соударения летящих кусочков горных пород навстречу друг-другу под определенной скоростью и под углом. Для создания условия летящих кусочков горных пород навстречу друг к другу под различными углами, необходимо бурение скважин в различных плоскостях под различными углами. При этом ключевую роль в соударении и дополнительном дроблении горной массы будет играть начальная скорость отброса горной массы при взрыве.

Следует отметить, что при скважинной отбойке горная масса в подземных условиях может отбрасываться от забоя на расстояние 20-30 м. Энергия, затраченная на перемещение отбитой горной массы значительна, но при порядной отбойке она практически не используется на дополнительное дробление горной массы. Использование ее возможно в том случае, когда куски будут двигаться навстречу или под углом друг к другу и соударяться или ударяться о стенки камеры.

Примером может служить проведенные экспериментальные взрывы на Зыряновском руднике, где были проведены ряд экспериментов. Так, на отрезную щель шириной 2,5 м навстречу друг другу взорвали два ряда скважин, по одному с каждой стороны щели. Затем на открытую камеру взрывали два ряда скважин порядно. В первом случае происходило соударение отбитой руды двух рядов, а во втором – произошла последовательная отбойка руда двух рядов. Эксперименты показали, что при порядной отбойке, где направленное соударение кусков отсутствует, выход негабарита составил 12-20%, а при встречной 2-3% (таблица 2.1). Причем при встречно направленном взрывании основную массу кусков, порядка 80-90%, составляли куски размером в диаметре 8-10 см. Практически негабарит отсутствовал и лишь в конце выпуска появились негабаритные куски, вследствие отслоения от стенок камеры.

Таблица 2.1 - Показатели порядной и встречной отбойки горных пород

Показатели	Порядная отбойка	Встречная отбойка
Количество взрывов	8	4
Сетка скважин, м	2,0х2,5	2,0х2,5
Расход ВВ, кг/т на отбойку	0,60-0,65	0,60—0,65
на вторичное дробление	0,3—0,4	0,08—0,10
Выход негабарита, %	12—20	2-3
Производительность труда скрепериста, т/смен	70-80	200—205

Из данных таблицы 2.1 видно, что соударение кусков позволили снизить выход негабарита в четыре - шесть раз.

На практике можно часто наблюдать, что при взрывании первых рядов зарядов на отрезную щель дробление руды всегда лучше. Таким образом, соударение или удар кусков о стенку камеры приводит к их дополнительному дроблению. При порядной отбойке качество дробления руды остается низким, хотя ударение кусков имеет место и в этом случае. Определим эффект соударения негабаритных кусков при взрыве скважинных зарядов.

Сила удара кусков руды:

$$F = m \cdot a, \text{ кг}, \quad (2.1)$$

где m – масса негабаритного куска, кг·сек²/см; a - ускорение полета негабаритного куска, см/сек².

Величины:

$$a = \frac{c}{t}, \quad (2.2)$$

$$m = \frac{V_p}{q}, \quad (2.3)$$

где c - скорость полета негабаритного куска, м/сек; t - время, в течение которого отбитый взрывом кусок массива развивает скорость, сек; V - объем негабаритного куска, см³; ρ - удельный вес пород, г/см³; q - ускорение силы тяжести, см/сек².

$$F = \frac{V_p}{q} \cdot \frac{c}{t}, \text{ кг.} \quad (2.4)$$

Учитывая, что куски при соударении соприкасаются только частью своей поверхности, то испытываемые ими нагрузки во много раз превышают предел прочности пород на сжатие. Вследствие этого при порядной взрывании с отбросом руды на противопожарную стенку камеры негабаритные куски будут дополнительно дробиться.

При взрывании, где удар кусков о стенку камеры отсутствует величина силы соударения кусков определяется,

$$F_{\text{соуд}} = 2F \sin \frac{\varphi}{2}, \text{ кГ}, \quad (2.5)$$

где F - сила, которой обладает движущийся негабаритный кусок, кГ; φ - угол соударения, град.

При порядном взрывании, где все куски движутся параллельно (одпорядное взрывание), $\varphi = 0^\circ$, а следовательно, и сила соударения кусков тоже равна нулю. При угле соударения $\varphi = 90^\circ$, что характерно для схем взрывания клиновой и трапецевидной,

$$F_{\text{соуд}} = 2F \sin 45^\circ = 1,41F, \quad (2.6)$$

При $\varphi = 180^\circ$, что характерно для встречной отбойки и схемы взрывания «вертикальный клин»,

$$F_{\text{соуд}} = 2F \sin 90^\circ = 2F, \quad (2.7)$$

Расчет показывает, что при отсутствии удара кусков о стенки камеры с увеличением угла соударения увеличивается сила соударения кусков, а следовательно, улучшается качество дробления взорванной массы, что подтверждается экспериментальными данными.

Известно, что при отбойке горных пород в пологих, наклонных и иногда даже в крутопадающих рудных телах бывает необходимость создания кучности или рассеяния отбиваемой горной массы. Это связано с необходимостью доставки отбиваемой руды до необходимого расстояния, подготовки отбиваемой руды к гидросмыву или к дальнейшему очищению камеры бульдозерами с дистанционным управлением, так и зачистка скреперованием.

В настоящее время на рудниках Казахстана очень много месторождений, где не отработаны маломощные и средней мощности рудные тела из-за сложности отработки и неэффективности. Эти рудные тела представлены различными углами залегания, которые со временем будет обрабатываться.

Кроме того, имеются месторождения с пологим и наклонным падением, которые обрабатываются с применением самоходного оборудования с достаточно большим разубоживанием и себестоимостью. Известно, что скважинная отбойка по себестоимости дешевле, чем шпуровая отбойка современными самоходными машинами. Однако, анализ исследований по определению параметров скважинной отбойки показывает, что до настоящего времени не учитывается зависимость параметров скважинной отбойки от процесса опережения времени начала действия процесса трещинообразования и над временем действия процесса газа взрыва.

Изменение расстояния между скважинами можно выразить формулой [15]:

$$a = \frac{(A)^3}{W^2}, \text{ м}, \quad (2.8)$$

где A – аналог ЛНС; W – ЛНС между рядами скважин, определяемая из выражения:

$$W = C \cdot d - 0,4266 \cdot t, \text{ м}, \quad (2.9)$$

где C – относительная ЛНС; d – диаметр скважин, м; t – время опережения начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении, над временем начала процесса расширения газов взрыва ВВ в зарядной полости, определяемое по формуле:

$$t = (2,68 \div 30,2) \cdot d, \text{ мс}, \quad (2.10)$$

где d – диаметр скважин, м.

ЛНС определяется при условии:

$$0,5 \cdot A \leq W \leq 0,9 \cdot A \quad (2.11)$$

$$W \geq 1,1 м \quad (2.12)$$

Полученные путем расчета значения t сведены в таблицу 1.2. В этой же таблице указано изменение ЛНС в зависимости от времени опережения начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении, над временем начала процесса расширения газов взрыва ВВ в зарядной полости при различных диаметрах скважин (Рисунок 2.1).

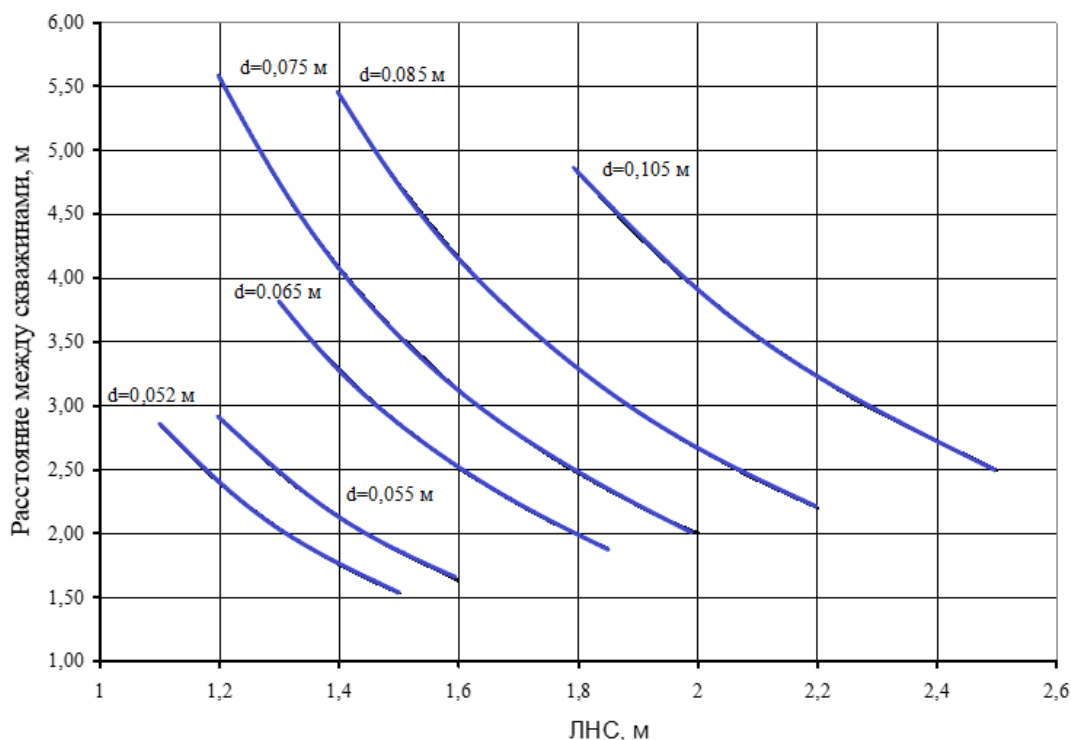


Рисунок 2.1 - Изменения расстояния между скважинами от ЛНС

Таким образом, доказано, что при определенных значениях ЛНС рядов скважин время начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении, опережает время начала процесса расширения газов в зарядной полости. Это позволяет полностью использовать энергию взрыва ВВ за счет опережения начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде, над началом действия процесса расширяющихся газов взрыва ВВ.

Необходимо отметить, что при определенных соотношениях между ЛНС и расстоянием между скважинами, трещинообразование в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении в массиве горных пород, образуется раньше, чем начинают действовать расширяющиеся газы взрыва в зарядной полости. Это позволяет эффективно использовать энергию ВВ, так как газы взрыва ВВ вместо того, чтобы быть выброшенным в атмосферу через устья скважин, проникают в уже образованные трещины в

массиве и приводят их в движение в направлении ЛНС.

В этой связи, в таблице 2.1 были приведены рассчитанные значения зависимости опережения времени начала действия процесса трещинообразования над временем начала процесса действия газа взрыва во взрывной полости от диаметра скважин при различной ЛНС.

Таблица 2.2 - Зависимость опережения времени начала действия процесса трещинообразования над временем начала процесса действия газа взрыва во взрывной полости от диаметра скважин при различной ЛНС

D, м/с	3300	3300	3300	3300	3300	3300	3300	3300
Cp, м/с	5400	5400	5400	5400	5400	5400	5400	5400
d, м	0,055	0,065	0,075	0,085	0,105	0,15	0,2	0,243
t=f(W),мс	3,43	4,05	4,68	5,30	6,55	9,35	12,47	15,15
t=f(W),мс	3,28	3,88	4,48	5,07	6,27	8,95	11,93	14,50
t=f(W),мс	3,05	3,60	4,16	4,71	5,82	8,31	11,09	13,47
t=f(W),мс	2,81	3,32	3,83	4,35	5,37	7,67	10,23	12,42
t=f(W),мс	2,58	3,05	3,52	3,99	4,92	7,03	9,38	11,39
t=f(W),мс				2,65	3,27	4,68	6,24	7,58
Δt	0	0	0	0	0	0	0	0
Δt	0,147	0,174	0,201	0,228	0,282	0,402	0,536	0,652
Δt	0,381	0,450	0,519	0,588	0,727	1,038	1,384	1,682
Δt	0,617	0,730	0,842	0,954	1,178	1,684	2,245	2,727
Δt	0,850	1,005	1,160	1,314	1,624	2,320	3,093	3,758
Δt				2,650	3,274	4,676	6,235	7,576
W, м	1,463	1,729	1,995	2,261	2,793	3,99	5,32	6,4638
W, м	1,40	1,65	1,91	2,16	2,67	3,82	5,09	6,19
W, м	1,30	1,54	1,77	2,01	2,48	3,55	4,73	5,75
W, м	1,20	1,42	1,64	1,85	2,29	3,27	4,36	5,30
W, м	1,10	1,30	1,50	1,70	2,10	3,00	4,00	4,86
W, м				1,1305	1,3965	1,995	2,66	3,2319

Зависимость опережения времени начала действия процесса трещинообразования над временем начала процесса действия газа взрыва во взрывной полости от диаметра скважин при различной ЛНС показана на рисунке 2.2.

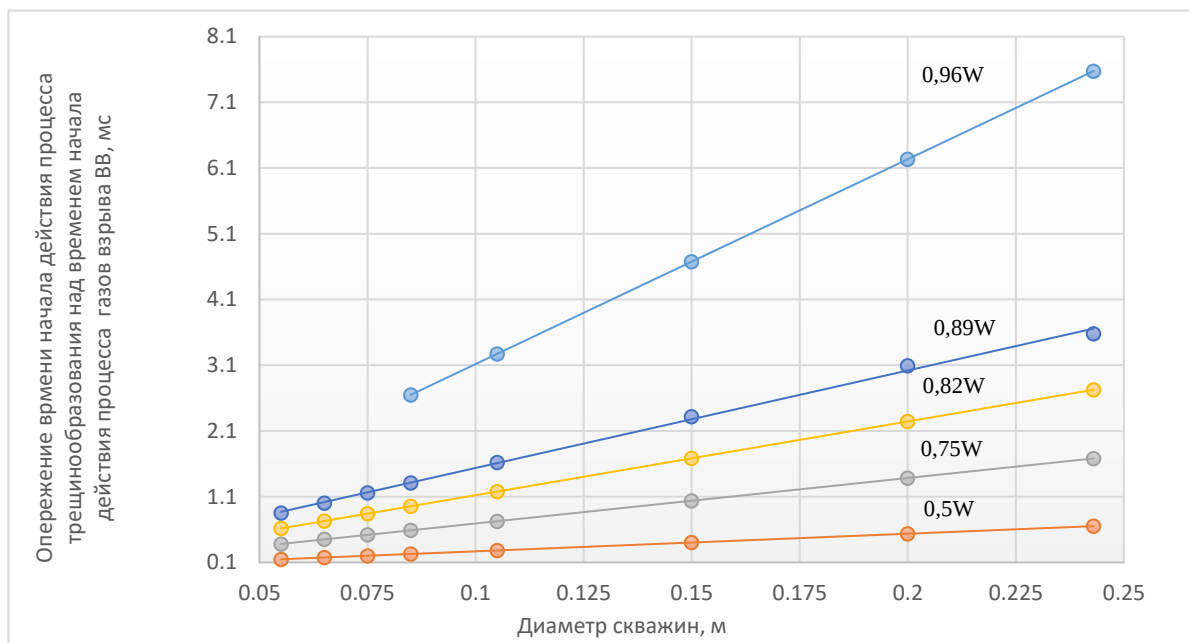


Рисунок 2.2 - Зависимость ЛНС от опережения времени начала действия процесса трещинообразования над временем начала действия процесса действия газа взрыва ВВ в зарядной полости при различном диаметре скважин

Таким образом, разработанные параметры скважинной отбойки, взаимно связаны между собой, то есть расстояния между скважинами зависят от ЛНС, а свою очередь ЛНС зависит от процесса опережения времени начала действия процесса трещинообразования и над временем действия процесса взрыва. В то же время с изменением ЛНС изменяется начальная скорость выброса горной массы. Соответственно изменения начальной скорости выброса горной массы изменяет расстояния доставки горной массы в подземных условиях. Следует учесть, что создания кучности отбиваемой горной массы или их рассеивания зависит от ЛНС и соответственно от начальной скорости отброса горных пород.

В практических условиях часто встречается (рисунок 2.3), что проходка буровой выработки осуществляется не всегда по центру очистной камеры, а со значительным отклонением от заданного направления.

Поскольку проходка буровой выработки осуществляется не строго по центру, то импульс взрыва ВВ по всему сечению очистной камеры неодинаково. В этой связи по левому краю очистной камеры, где имеются короткие скважины, как отрыв горного массива, так и их выброс на определенное расстояние могут не осуществляться, так как не хватает энергии взрыва из-за наличия коротких скважин.

В этой связи для обеспечения полноты отрыва горных пород и доставки их на необходимое расстояние нами предложены определять диаметр скважин по формуле [16]:

$$d_i = 2 \cdot W \cdot \sqrt{\frac{q \cdot l_i}{\pi \cdot \rho \cdot (l_i - W)}}, \text{ м}, \quad (2.13)$$

где d – диаметр заряда, м; w – линия наименьшего сопротивления веерных скважин, м; π – постоянное число; q – удельный расход взрывчатого вещества, кг/м³; ρ – плотность взрывчатого вещества, кг/м³; l – длина скважин в веере, м; i – порядковый номер скважин в веере; в последней формуле $l_i - W > 0$.

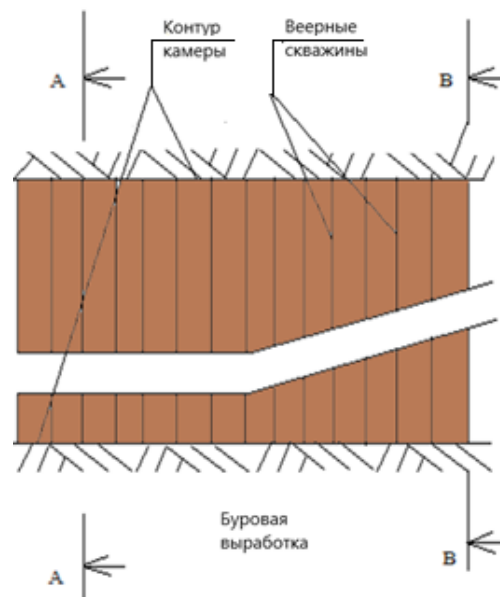


Рисунок 2.3 – Проходка буровой выработки

Таким образом, для обеспечения полноты отбойки полезных ископаемых и увеличения расстояния их доставки необходимо уменьшения ЛНС и в коротких скважинах и необходимо увеличения их диаметра, а в длинных скважинах увеличивать расстояния между скважинами не увеличивая их диаметра.

Систему с доставкой руды силой взрыва применяют для отработки наклонных и крутопадающих (28-50°) рудных залежей. Обычно ее применяют в устойчивых породах с выдержанными элементами залегания, мощность залежей в начальный период внедрения данной системы разработки изменялась в пределах от 8 до 15 м, а по мере истощения запасов месторождения отбивалось рудное тело мощностью до 3,0 м.

Бурение веерных скважин осуществляется станком БСМ-1у, который раскрепляется в наклонной восстающей с помощью распорный колонки и при перемещении, удерживается специальной лебедкой. Силой взрыва руда отбрасывается в нижнюю часть камеры к рудо выпускным воронкам. При малых углах падения рудного тела отбитая руда частично остается на почве

камеры. Количество оставшейся руды зависит кроме угла наклона, от длины взрыводоставки, удельного расхода ВВ и сечения камеры. С целью увеличения расстояния доставки проведен ряд исследований, в определенной степени они достигали поставленной цели, но работы не рассматривают возможность доставки руды по всей высоте на одинаковое расстояние, то есть о возможности их кучного расположения. Под выражением кучного расположения надо понимать, что отбрасываемая горная масса, имея различную скорость выброса, приблизительно достигает одинакового расстояния. При этом цель необходимо поставить так, чтобы при камерной системе с доставкой руды силой взрыва, руда была доставлена на возможно максимальное расстояние, а остальные параметры системы разработки подстраивались под это расстояние. В этой связи при известных горно-геологических и горнотехнических условиях достижение максимального расстояния доставки руды при камерной системе с доставкой руды силой взрыва является вопросом актуальным.

С целью определения необходимой начальной скорости отброса горной массы по высоте камеры для обеспечения кучного их попадания на почву камеры рассмотрим следующий пример. На (рисунке 2.4) показано направление отброса руды после отрыва от массива в различных высотах отбиваемой камеры. Нижняя точка отброса находится на 0,5 м выше почвы камеры, а верхней точкой является точка 4.

Запишем управления движения горных пород, оторванного от массива до падения в почву камеры:

$$\begin{aligned} m \cdot x &= m \cdot g \cdot \sin \alpha, \\ x &= g \cdot t \cdot \sin \alpha, x = \frac{1}{2} \cdot t^2 \cdot g \cdot \sin \alpha + C_1 + t \cdot C_2 \end{aligned} \quad (2.14)$$

$$\begin{aligned} m \cdot y &= -m \cdot g \cdot \cos \alpha, \\ y &= -g \cdot t \cdot \cos \alpha, y = -\frac{1}{2} \cdot g \cdot t^2 \cdot \cos \alpha + C_2 \cdot t + C_4 \end{aligned} \quad (2.15)$$

Из начальных условий определяем,

$$V_x = V_o + g \cdot t \cdot \sin \alpha, \text{ м} \quad x = V_o \cdot t + \frac{1}{2} \cdot g \cdot t^2 \cdot \sin \alpha \quad (2.16)$$

$$V_y = -g \cdot t \cdot \cos \alpha, \text{ м} \quad y = -\frac{1}{2} \cdot g \cdot t^2 \cdot \cos \alpha + h \quad (2.17)$$

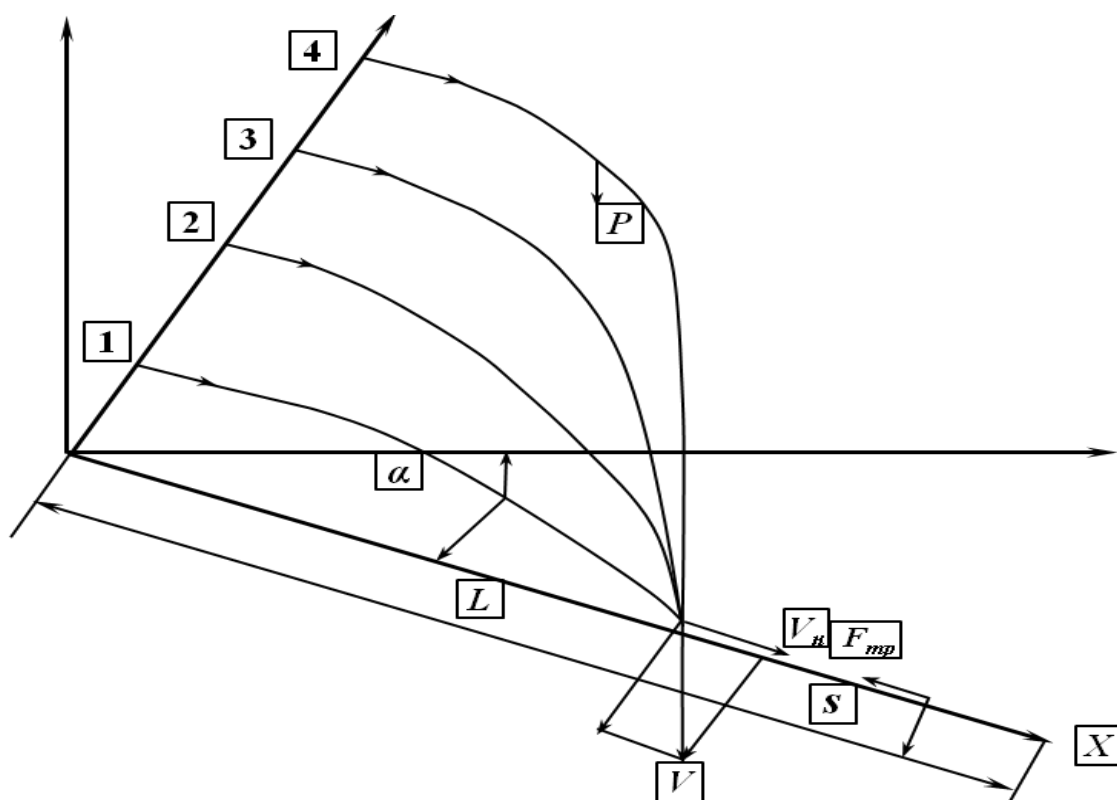


Рисунок 2.4 - Направление отброса руды после отрыва от массива в различных высотах отбиваемой камеры

при $t = \tau$, $x = L$, $y = 0$

где t – время полета отбитой горной массы до почвы камеры, м; x – расстояние от забоя до почвы камеры, где происходит соударения рудной массы с почвой, м.

Таким образом, к основополагающей теории создания бурового станка для бурения скважин в сложных горно-геологических условиях относятся:

1) Основание бурового станка должно позволять параллельное перемещение буровой части с целью бурения веерных скважин на различных расстояниях с одной его установки;

2) Буровая часть станка должна бурить скважины в различных направлениях с целью создания разброса или кучности создания отбиваемой горной массы;

3) Расчет параметров скважинной отбойки должен обеспечивать полноту отбойки полезных ископаемых, несмотря на различие импульса взрыва ВВ в различных скважинах путем подбора диаметра скважин с расширением в любой части скважины;

2.2 Факторы, влияющие на механическую скорость бурения погружными пневмоударниками

Как отмечено выше, у исследователей не сложилось общего представления о механизмах разрушения горной породы при ударном и ударно-вращательном бурении, о качественном и количественном влиянии отдельных факторов на характер протекающих процессов. Это объясняется тем, что на разрушение горных пород одновременно или с некоторым временным лагом влияет совокупность природных, технических и технологических факторов (размер инструмента, энергия удара, частота ударов и т.д.). На (рисунке 2.5) схематично представлена структура взаимосвязей природных, технологических и технических факторов, оказывающих существенное влияние на механическую скорость бурения при проходке взрывных, разведочных и добычных скважин ударно-вращательным способом бурения ППУ [17].

Из представленной схемы видно, что основными факторами, влияющими на механическую скорость бурения погружными пневмоударниками, являются: конструкция пневмоударника и породоразрушающего инструмента; режим разрушения горных пород; размер зон разрушения (объем выкола) геоматериала, образующихся при динамическом внедрении инденторов бурового инструмента в породный массив; качество очистки забоя от шлама. Кроме представленных основных факторов, на механическую скорость бурения влияет и «человеческий фактор», как отмечалось ранее.

Важно отметить, что адаптация средств проходки скважин и режимных параметров бурения с использованием одного или нескольких показателей ФМС пород конкретного месторождения, без учета других основных факторов, в научнометодическом отношении несостоятельно, так как характер влияния основных факторов на эффективность разрушения пород имеет свою оригинальную специфику.

К примеру, при внесении одного изменения в конструкцию системы воздухораспределения (соотношение рабочих площадей машины, изменение сечений питающих магистралей и др.) погружного пневмоударника меняются его мощностные показатели – энергия единичного удара и частота, что в процессе воздействия бурового долота на горную породу приводит к изменению характера её напряженного состояния и энергетических затрат на разрушение. Это, в свою очередь, влияет на показатели механической скорости бурения, ресурсные показатели машины, что ведет к изменению производительности буровых работ и затрат на их проведение.

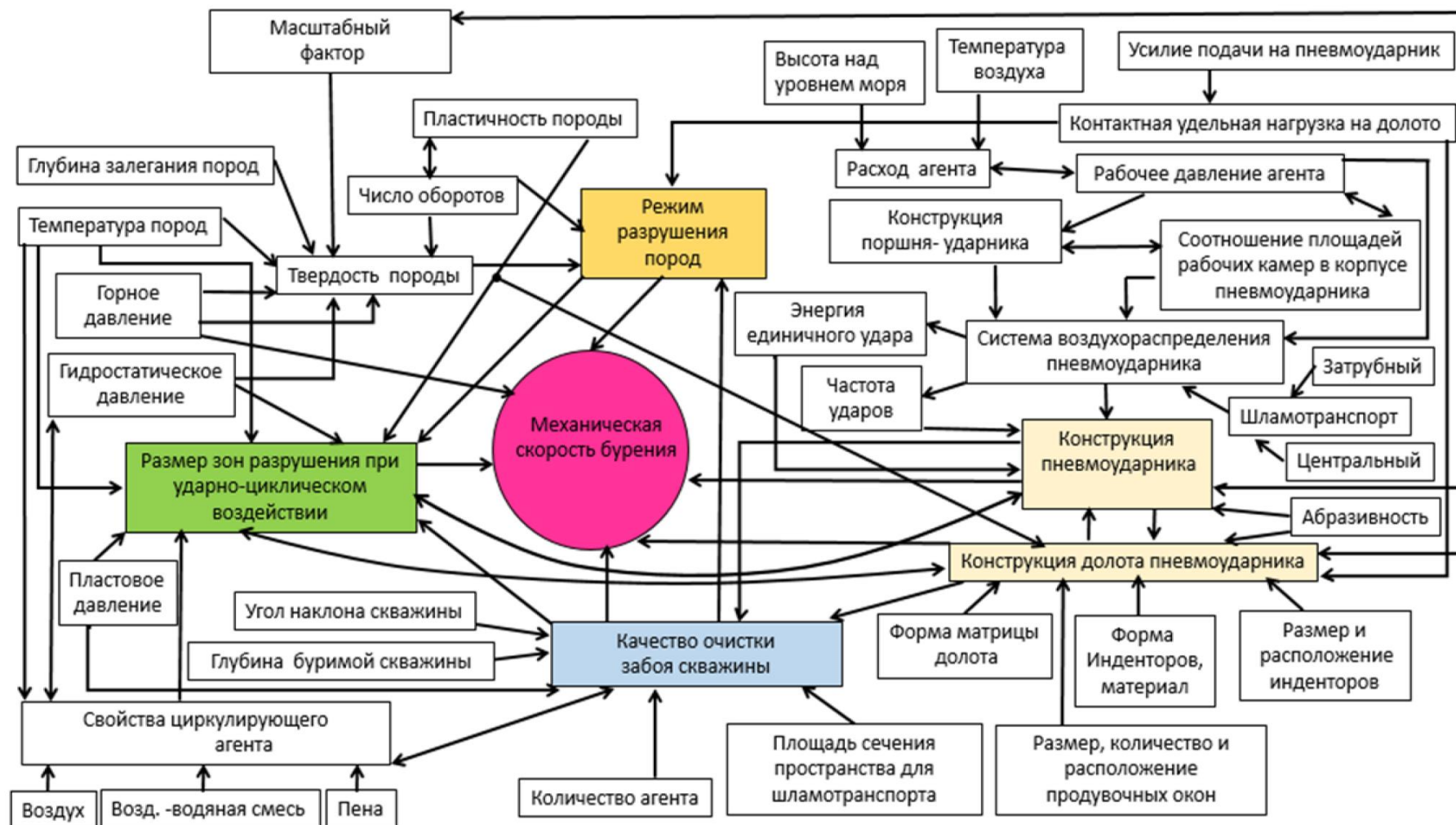


Рисунок 2.5 – Схема совокупного влияния природных, технических и технологических факторов на механическую скорость бурения при проходке скважин ППУ.

Соответственно, каждый шаг технико-технологических решений, направленных на изменение механизма разрушения с целью увеличения объемов разрушения породы на забое скважины при бурении, необходимо регистрировать и оценивать, особенно если это опытная модель машины, инструмента или состав энергоносителя (воздух, пена).

Приведённый пример свидетельствует о важности учета основных влияющих

факторов и точности их количественного описания при оценке энергоэффективности пневмоударного бурения в конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях отдельно взятого месторождения твердых полезных ископаемых.

Практика опытно-промышленного изучения пневмоударного бурения скважин в Республике Казахстан

Как уже отмечалось ранее, в Казахстане имеет место отставание в развитии техники и технологии ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками. Бóльшая часть исследовательских трудов, посвященных вопросам практической реализации пневмоударного бурения различными образцами буровых машин и инструмента непосредственно на горных предприятиях, относится к прошлому веку и связана с эпохой их первых массовых внедрений. Ранний фундаментальный багаж научных знаний и подходов, необходимый для выбора параметров режимов бурения [18] – оценки потерь механической скорости бурения в зависимости от глубины скважин при установленном расходе воды или оценки мощностных потерь в зависимости от размеров применяемых буровых штанг [19], оценки рейсовой скорости проходки скважин [20] – весьма полезен, но недостаточен для современных условий, т.к. не в полной мере отражает нынешний мировой уровень развития техники и технологии пневмоударного бурения.

Поэтому весьма целесообразно опираться на мировой опыт изучения ударно -вращательного и других способов разрушения, полученного зарубежными исследователями [21–24], в том числе в виде действующих рекомендации по ведению буровых работ ППУ, которые повсеместно используют буровые бригады разных стран [25, 26, 27, 28, 29]. Так, в области эксплуатации ППУ высокого давления отечественных рекомендаций по ведению буровых работ практически нет. Соответственно некоторые «аксиомы» пневмоударного бурения, которым уже десятки лет в мировой практике, в России не находят должного внимания. Например, образование косой формы износа фронтальных инденторов бурового долота, после проходки скважин пневмоударником, считается недопустимым и характеризует неверно выбранный режим бурения. При рациональном режиме бурения, площадка износа индентора образуется параллельна забою скважины, а ее размер относительно диаметра индентора определяет мероприятия по дальнейшей эксплуатации бурового долота. Возникновение

косоугольного износа инденторов буровых долот характерно для эксплуатации ППУ высокого давления в прочных горных породах. Это обусловлено большей глубиной внедрения инденторов в породу, чем у пневмоударников низкого давления.

Результаты исследований бурения скважин ударно-вращательными машинами, в том числе погружными пневмоударниками с различным породоразрушающим инструментом, как правило, не систематизированы и не обобщены. Они, в большинстве своем, сводятся к общей информации о средней механической скорости бурения, крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова, значению номинального давления энергоносителя – без привязки к горногеологическим и горнотехническим условиям месторождений и применяемым системам разработки. Соответственно, результаты таких исследований не позволяют количественно оценить адаптивные механизмы, направленные на повышение производительности буровых работ на горных предприятиях ввиду того, что по реальному стилю содержания опираются в основном на классификацию горных пород «по буримости», входящую в состав действующей ныне системы нормирования буровых работ.

Необходимость в дальнейшем изучении механизмов разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении скважин, с применением различных образцов погружных машин и инструмента сомнений не вызывают. Исследования в этой области имеют высокую инновационную активность как в странах Запада, так и Восточной Азии, в частности в Китае, где уровень развития буровой техники пневмоударного бурения за последние годы значительно возрос [30 –32].

Исследования механизма разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении скважин ППУ, по сути, начинается с лабораторных экспериментов по изучению актов динамического внедрения твердосплавных инденторов в образцы горных пород с последующим определением объемов выкола геоматериалов [33,34,35]. В натурных же (опытно-промышленных) условиях процесс разрушения породного массива при ударно-вращательном бурении скважин ППУ целесообразно начинать с изучения энергоэффективности разрушения объемов горной породы на забое скважины при динамических воздействиях, совершенных инденторами бурового долота с учетом мощностных параметров ППУ и выбранного режима бурения скважины.

2.3 Разработка способа бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления

Полное разрушение межскважинных целиков при любом расположении скважин осуществляется за счет того, что в способе бурения взрывных скважин, включены расширения диаметра основных стволов комплекта скважин, расположенных ступенчато относительно расширенных участков соседних скважин, для этого за опережающим долотом устанавливается

расширитель заданных интервалов ствола проходимой скважины, содержащий снабженный подпружиненным поршнем с хвостовиком корпус с цилиндровой полостью, перекрытый с одного торца переводником на колонну бурильных труб имеющего радиально расположенные пазы, с другого торца шарнирно подвешены резцедержатели, установленные с возможностью принятия рабочего или транспортного положений.

Решение задачи данным способом дает увеличение объема руды, отбитого одной скважиной. В частных случаях исполнения устанавливаются резные и расширяющие резцы из режуще-истирающего материала или в качестве расширяющих резцов могут быть установлены резцы ударно-вращательного разрушения породы. При таком конструктивном исполнении расширителя повышается технико-экономическая эффективность формирования в проходимой скважине дополнительных полостей для размещения рассыпного взрывчатого вещества с целью увеличения объема, отбитого одной скважиной объема руды, что также позволяет увеличить область использования расширителя. Он может быть использован при создании нескольких полостей в скважинах любого направления, так как при отключении подачи очистного агента резцедержатели его возвращаются в исходное транспортное положение. Изобретение относится к горнодобывающей промышленности и предназначено для повышения эффективности скважинной взрывной отбойки при разработке полезных ископаемых открытым и подземным способом.

Известны разновидности скважинных зарядов [38], включающих бурение скважин одного диаметра, располагаемых веерообразно на заданном расстоянии друг от друга по простиранию отрабатываемого горизонта полезного ископаемого.

Недостатком упомянутых комплектов скважин для размещения в них заряда является то обстоятельство, что по всей длине скважины заряд взрывчатого вещества (в дальнейшем ВВ) имеет одинаковый диаметр, поэтому мощность заряда независимо от расстояния от забоя будет одинаковой, а при веерном расположении скважин на забойном участке энергии заряда может оказаться недостаточной для разрушения межскважинных целиков. При увеличенной длине скважин будет недостаточно энергии взрыва на других участках ствола скважины.

Известное изобретение для увеличения мощности взрывных скважин имеет расширитель заданных интервалов скважин [39] содержащем корпус с цилиндровой полостью перекрытой сверху переводником на колонну бурильных труб и продольными пазами с нижнего торца, в которых шарнирно подвешены резцедержатели с фиксатором, установленные с возможностью принятия рабочего положения при взаимодействии со свободным торцом штока, другим концом соединенного с поршнем, размещенным в цилиндровой полости, поршень снабжен возвратной пружиной и имеет калиброванный канал для создания над поршнем избыточного давления промывочной жидкости, а в центральном канале установлен обратный клапан.

Основным недостатком известного изобретения является то, что он может быть использован только при обратном ходе инструмента, в результате чего при бурении скважин увеличенного диаметра не представляется возможным использование бурильных труб малого диаметра, так как ими затруднительно создать оптимальное усилие подачи. Кроме того, наличие эксцентрично расположенного породоразрушающего органа не позволяет достичь значительного расширения скважины в заданных интервалах одновременно с их проходкой.

Технической задачей предлагаемого способа является полное разрушение межскважинных целиков при веерном расположении скважин на забойном участке при более эффективном воздействии заряда рассыпного взрывчатого вещества. Задачей изобретения является разработка расширителя заданных интервалов в основных скважинах одновременно с их проходкой для увеличения, укладываемого в них объема рассыпного ВВ с целью снижения его расхода на отбойку горной породы.

Поставленная задача решается за счет того, что в способе бурения взрывных скважин, включены расширения диаметра основных стволов комплекта скважин, расположенных ступенчато относительно расширенных участков соседних скважин.

Для этого за опережающим долотом устанавливается расширитель заданных интервалов ствола проходимой скважины, содержащий снабженный подпружиненным поршнем с хвостовиком корпус с цилиндровой полостью, перекрытый с одного торца переводником на колонну бурильных труб имеющего радиально расположенные пазы, с другого торца шарнирно подвешены резцедержатели, установленные с возможностью принятия рабочего или транспортного положений.

Решение задачи данным способом дает увеличение объема руды, отбитого одной скважиной.

В частных случаях исполнения устанавливаются зарезные и расширяющие резцы из режуще-истирающего материала или в качестве расширяющих резцов могут быть установлены резцы ударно-вращательного разрушения породы.

При таком конструктивном исполнении расширителя повышается технико-экономическая эффективность формирования в проходимой скважине дополнительных полостей для размещения рассыпного взрывчатого вещества с целью увеличения объема, отбитого одной скважиной объема руды, что также позволяет увеличить область использования расширителя. Он может быть использован при создании нескольких полостей в скважинах любого направления, так как при отключении подачи очистного агента резцедержатели его возвращаются в исходное транспортное положение.

На рисунке 2.6 приведены схемы расположения основных стволов буровых скважин и дополнительных полостей в них увеличенного диаметра для полного веера (рис. 2.6, а), нисходящих скважин (рис. 2.6,б) и восходящих скважин (рис. 2.6, в).

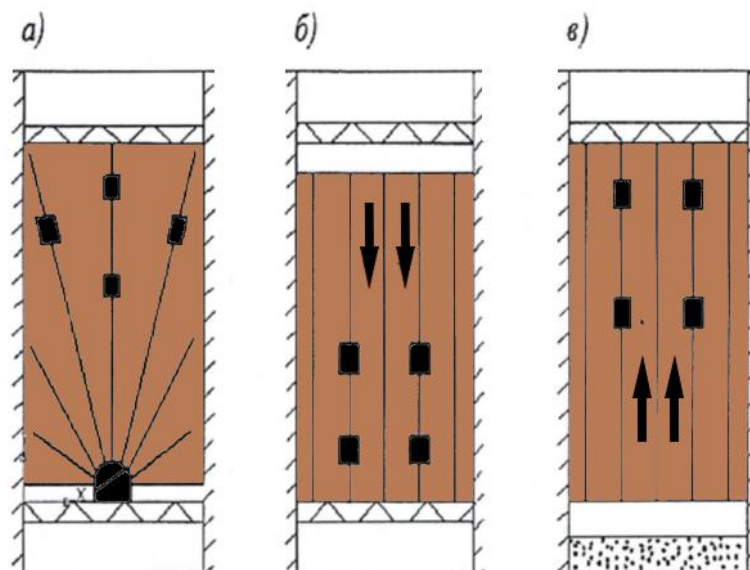


Рисунок 2.6 - Схемы расположения основных стволов буровых скважин и дополнительных полостей в них увеличенного диаметра *полного веера (а), нисходящих скважин (б) и восходящих скважин (в)*

При создании полостей увеличенного диаметра скважин использовалось устройство, представленное на (рисунке 2.7) с целью увеличения мощности взрывчатых скважин.

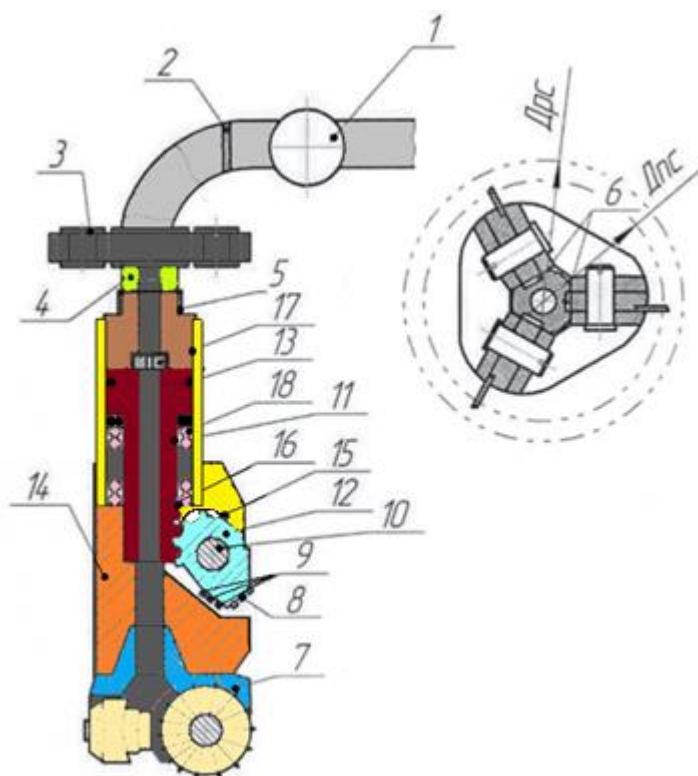


Рисунок 2.7 – Устройство для создания полостей увеличенного диаметра скважин

Устройство включает буровую установку серийного производства ЛПС-3 (1) с регулятором давления промывочной жидкости (2), привод в виде шпиндельного вращателя бурильных труб (3), колонну бурильных труб (4), с породоразрушающим элементом (6,7). Дополнительное регулирующее устройство (2) оборудуется дросселем для увеличения подачи очистного агента в большем объеме, чем это необходимо для выноса шлама, образующегося основным породоразрушающим инструментом, но достаточным для срабатывания в заданное время расширителя основного ствола скважины установленного между хвостовиком буровой колонны (5) и породоразрушающим элементом (6, 7).

Расширитель включает: соединительную муфту (5); резцы расширителя, для формирования стенки скважины расширенных полостей (8); основные резцы (9); оси лопастей расширителя (10); шток поршня расширителя (11); корпус резцедержателя (12); поршень расширителя (13); соединительную муфту (15); реечную передачу (16); клапан (17); возвратную пружину (18).

На (рисунке 2.7) позицией (6) показано положение резцедержателей в положении занимаемом во время расширения скважины. На рисунке 2 приняты, следующие обозначения:

Дпс - диаметры проходимой скважины; *Дрс* - диаметр расширенного участка скважины.

Предлагаемый расширитель может быть использован как в восходящей, так и нисходящей проходимой скважине, благодаря тому, что первоначально резцедержатели (8,9) удерживаются в исходном положении, как показано на фиг. 2, благодаря наличию реечной передачи между контактирующими поверхностями резцедержателей (8,9) и штока (11). Перед сборкой расширителя в соответствии с инструкцией устанавливают седло с клапаном (17), имеющим параметр, необходимый для поджатая возвратной пружины (18) в соответствии с подаваемым количеством текучей среды, необходимым для создания крутящего момента для разрушения породы резцами режущего типа, а при наличии пород более высокой крепости в качестве зарезных резцов (8) используют алмазосодержащие резцы, а в качестве основных резцов (9) ударно-вращательного типа.

По мере включения вращения колонны бурильных труб (КБТ) и перемещения резцов (8) вниз под воздействием энергии потока текучей среды действующей на поршень, первоначально со стенками скважины вступают в контакт резцы (8), вращающихся вместе с корпусом (14) и КБТ в горизонтальной плоскости под воздействием реечных пар (15) в вертикальной плоскости. По мере разворота резцедержателей на установленную величину для принятия всеми резцами (8) касательного положения относительно поверхностей стенок скважин, а резцами (9) положения, показанного на фиг. 2 штрих-пунктирной линией следует переходить на режим подачи КБТ и включения рабочего режима источника ударных импульсов, если

предусмотрен ударно вращательный режим расширения ствола скважины, то резцами (9). По мере завершения расширения ствола скважины на заданную величину, резцедержатели возвращаются в исходное положение за счет прекращения подачи очистного агента через канал КБТ, вследствие чего пружина, сжатая энергией потока жидкости, принимает исходное положение. В дальнейшем, в соответствии с проектом посредством изменения длины КБТ перемещают расширитель на заданный интервал, так как в транспортном положении диаметр расширителя ($D_{рс}$) не превышает диаметр скважины ($D_{пс}$) и формируют следующую полость. При этом никаких дополнительных операций по организации создания полостей не требуется, так как по мере отключения подачи очистного агента расширитель под воздействием сжатой потоком жидкости и реечного соединения между резцедержателями штоком (11) занимает транспортное положение.

Разработанный способ бурения взрывных скважин с расширением их диаметра, включающей бурение полостей основных стволов скважин, отличается тем, что одновременно с проходкой основных скважин расширяются их диаметры через заданные расстояния, которые расположены ступенчато относительно друг друга по длине проходимой скважины.

Устройство для осуществления способа бурения взрывных скважин с расширением их диаметра, включающее буровую установку с колонной бурильных труб, оснащенную основным опережающим породоразрушающим инструментом, отличается тем, что буровая установка оснащена дросселем подачи очистного агента большей производительности, чем необходимо для выноса шлама, образуемого основным инструментом, а между породоразрушающим инструментом и нижней частью колонны бурильных труб установлен соосно расширитель основного ствола скважины, с возможностью взаимодействия с дополнительным потоком очистного агента буровой установки, причем расширитель заданных интервалов скважин, содержащий корпус с радиально расположенными пазами, в которых расположены на осях резцедержатели, которые оснащены резцами, установленными с возможностью принятия рабочего положения при взаимодействии с хвостовиком подпружиненного снизу поршня, взаимодействие между хвостовиком и резцедержателями осуществляется зубчато-реечной передачей.

2.4 Расширитель заданных интервалов скважин

Анализ методов расчета геометрических параметров расположения веерных скважинных зарядов показал, что наиболее применимым при определении параметров расположения веерных скважинных зарядов является использование принципа автомобильности, основанном на учете критических скоростей смещения массива в различных точках наблюдения, которые характеризуются упругими показателями горных пород.

Параметры расширенных полостей скважин могут быть определены по критическим скоростям смещения взрывааемого массива, с учетом реализации этих скоростей в точках между смежными скважинами в веере.

Напряжения, генерируемые взрывом, пропорциональны скорости смещения в рассматриваемых точках массива и акустической жесткости [44]:

$$\sigma_{\text{сж(р)}} = \rho_0 C_p V_{\text{сж(р)}}, \quad (2.36)$$

где $\sigma_{\text{сж(р)}}$ – действующие сжимающие (растягивающие) напряжения, МПа; ρ_0 – удельная масса горной породы, кг/м³; C_p – скорость распространения продольной упругой волны в массиве (образце), м/с; $V_{\text{сж(р)}}$ – скорость смещения массива при действии сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Критическая скорость смещения среды связана с действующим напряжением посредством следующей зависимости [45]:

$$V_{\text{кр}}^{\text{сж(р)}} = \frac{\sigma_{\text{сж(р)}}}{\rho_0 C_p} K_d, \quad (2.37)$$

где K_d – коэффициент динамичности.

При исследовании энергии разрушения при статическом и динамическом нагружении пород коэффициент динамичности при воздействии сжимающих напряжений изменялся в пределах 1,5-4.

При действии растягивающих напряжений коэффициент динамичности приблизительно равен единицы, поэтому в дальнейших расчетах им можно пренебречь.

Условием разрушения среды, его отделение от массива и перемещения является равенство или превышение возникающих при взрывном нагружении массива скоростей смещения критическим значениям:

$$V_{\text{сж(р)}} \geq V_{\text{кр}}^{\text{сж(р)}}, \quad (2.38)$$

где $V_{\text{сж(р)}}$ – скорость смещения среды при воздействии сжимающих (растягивающих) динамических напряжений, м/с; $V_{\text{кр}}^{\text{сж(р)}}$ – минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которой происходит разрушение, за счет сжимающих (растягивающих) напряжений, м/с.

Расстояние между скважинными зарядами при мгновенном взрывании должно соответствовать условию превышения суммарной скорости смещения массива от действия двух смежных зарядов значения критической скорости сжатия в каждой точке, расположенных на отрезке, соединяющем концы этих зарядов.

Согласно закону энергетического подобия приведенное расстояние определяет динамические характеристики колебаний и зоны действия взрыва для точечных зарядов [46,47]:

$$R = \frac{r}{\sqrt[3]{Q}}, \quad (2.39)$$

где r – расстояние от заряда до исследуемой точки массива, м; Q – масса сосредоточенного заряда, кг.

При скважинной отбойке в подземных условиях длина скважинного заряда значительно больше расстояний между смежными зарядами, а ориентация заряда к рассматриваемым точкам может быть различна. Зоны действия взрыва удлинённых зарядов подобны их форме вследствие того, что эффект взрыва определяется энергией определенного участка заряда ВВ, находящегося в непосредственной близости от рассматриваемой точки.

Воздействие остальной части заряда в этой точке незначительно и может не учитываться. На (рисунке 2.8) приведена схема определения эквивалентного расстояния.

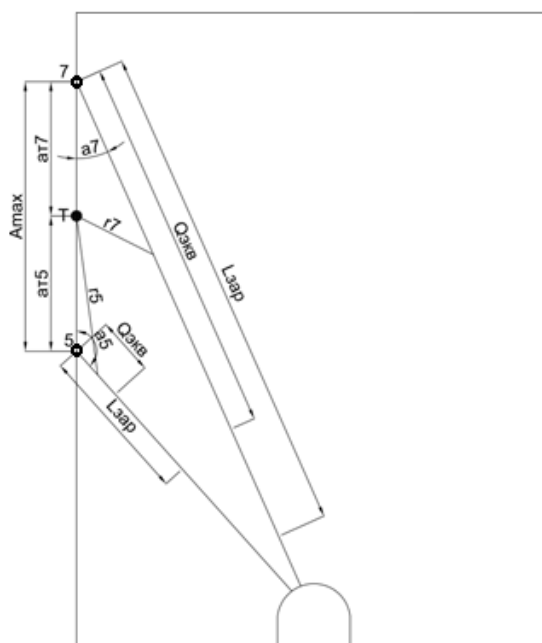


Рисунок 2.8 - Расчетная схема для оценки зоны действия пары различно ориентированных удлинённых зарядов

5 (7) – номер скважины в веере; Т – точка наблюдения; $A_{\max}$ – расстояние между концами скважин; a_{T5} (a_{T7}) – расстояние от конца 5 (7) скважины до точки наблюдения; r_5 (r_7) – расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда 5 (7) скважины; α_5 (α_7) – угол к точке наблюдения от 5 (7) скважины.

Для определения длины активной части заряда необходимо знать точку наблюдения, которая будет характеризовать рациональное расстояние от конца скважинного заряда.

Возникающие при взрыве скорости смещения массива в данной точке определяются:

$$V_{\text{сж(р)}} = k_v \bar{r}^{-\nu} \quad (2.40)$$

где k_v – сейсмический коэффициент пропорциональности, зависящий от упругих параметров разрушаемых горных пород.

$$k_v = \sqrt[3]{\frac{C_p}{9\rho_0} \left(\frac{1+\mu}{1-\mu}\right)^2} = \sqrt[3]{\frac{C_p}{\rho_0} \left(1 - \frac{4C_p^2}{3C_p^2}\right)^2}, \quad (2.41)$$

где μ – коэффициент Пуассона; $\nu = 2,25$ – показатель степени; $\bar{r}$ – эквивалентное приведенное расстояние, м/кг^{1/3}.

Эквивалентное приведенное расстояние определяется:

$$\bar{r} = \frac{r_n}{\sqrt[3]{Q_{\text{ЭКВ}}}}, \quad (2.42)$$

где r_n – расстояние от исследуемой точки до центра тяжести эквивалентного заряда, м.

Для того чтобы учитывать приведенные расстояния в заданных точках, необходимо приведение удлинённого заряда к эквивалентному сосредоточенному. Для этого необходимо определение массы сосредоточенных зарядов, эквивалентных удлинённым.

$$Q_{\text{ЭКВ}} = \frac{l_{\text{ЭКВ}} Q}{l_{\text{зар}}}, \quad (2.43)$$

где $l_{\text{ЭКВ}}$ – длина эквивалентной активной части заряда, м; $l_{\text{зар}}$ – общая длина заряда, м.

Масса эквивалентного заряда может быть определена через коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния за счет рассредоточения массы заряда по его длине:

$$Q_{\text{ЭКВ}} = \frac{Q}{K_l^3}, \quad (2.44)$$

где K_l – коэффициент относительного увеличения приведенного расстояния.

Значение коэффициента K_l при различной удлинённости заряда в зависимости от величины угла луча наблюдения и ориентации точки наблюдения выражается следующими зависимостями [48,49]:

$$1 \leq K_l = 0,115\sqrt{\alpha}^3 \sqrt{\frac{l_{\text{зар}}}{r}}; \quad \text{при } 36^\circ \leq \alpha \leq 180^\circ \quad (2.44)$$

$$1 \leq K_l = 0,69^3 \sqrt{\frac{l_{\text{зар}}}{r}}, \quad \text{при } \alpha \leq 36^\circ \quad (2.45)$$

Исследования области эффективного применения расширений скважинных зарядов при подземной разработке проводились на Камаганском подземном руднике СФ ПАО «Учалинский горно-обогатительный комбинат». Свойства медно-колчеданных руд представлены в табл. 2.4.

Таблица 2.4 - Физико-механические параметры медно-колчеданных руд Камаганского подземного рудника СФ ПАО «УГОК»

Предел прочности при сжатии, МПа	Предел прочности при растяжении, Мпа	Объемная масса, кг/м ³	Скорость продольной волны, м/с	Скорость поперечной волны, м/с
123,5	29,1	3830	4998	3048
187	37,6	4170	5386	3202
152,6	36,6	4110	5563	3322
177	37,2	4260	5024	3010
146,2	30,9	4390	5669	3420
208,8	48,3	4280	4855	3028
89,9	18,5	4330	4941	3003
96,7	25,1	4190	4620	3040

Расчет параметров расположения скважинных зарядов проводился по стандартной методике при следующих исходных данных: диаметр скважин $d_{\text{скв}}=0,105$ м, плотность ВВ $\Delta=800$ кг/м³, ширина камеры 15 м, высота камеры 20 м [50, 51, 52].

Параметры буровзрывных работ при веерной отбойке медно-колчеданных руд приведены в табл. 2.5

Таблица 2.5 - Параметры скважинных зарядов в веере

Порядковый номер скважины	Длина заряда ($l_{\text{зар}}$), м	Угол наклона ($\alpha_{\text{скв}}$), град	Длина скважины ($l_{\text{скв}}$), м	Масса заряда (Q), кг
1	6	-9	6,5	41,5
3	6,5	22	7	45,0
4	7	36	8	48,5
5	7,7	48	10,2	53,3
6	13	59	13,5	90,0

7	15,7	66	18,2	108,7
8	13,5	73	20	93,5
9	18,9	78	19,4	130,9
10	16,5	84	19	114,2
11	15,3	90	18,8	105,9
12	16,5	84	19	114,2
13	18,9	78	19,4	130,9
14	13,3	73	14,8	92,1
15	13,1	66	15,6	90,7
16	10,8	57	11,2	74,8
17	7,4	45	8,4	51,2
18	5,7	30	6,2	39,5
19	4,6	15	5,6	31,8
20	4,9	-2	5,4	33,9

После определение параметров скважинных зарядов в веере проводилось графическое определение углов к точке наблюдения от концов скважинных зарядов, для каждой пары скважин в веере (рисунок 2.9).

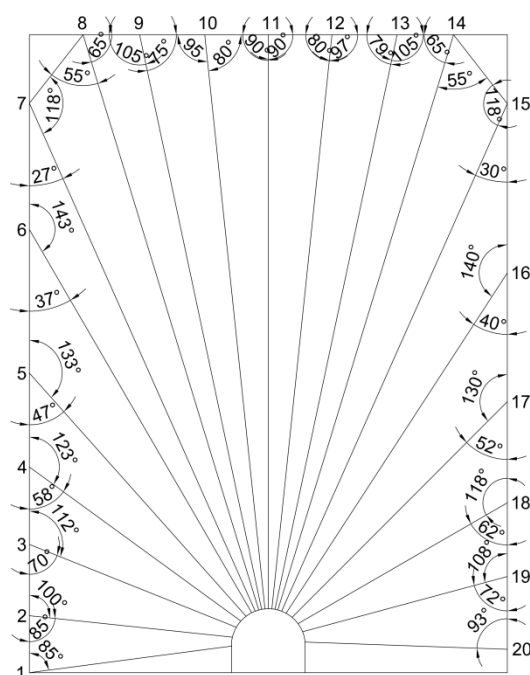


Рисунок 2.9 - Схема расположения веерных скважин при определении угла наклона к точке наблюдения

Отбойку руды при маломощных рудных телах (до 3 м) рекомендуется производить параллельными или параллельно-сближенными скважинами, а при средней мощности (3–20 м) – веерными или параллельными. При этом в качестве основной системы принята система разработки подэтажных штреков с магазинированием руды в выработанном пространстве (камере). [53]

По известным параметрам расположения скважинных зарядов в веере определялись скорости смещения массива между парами скважин в точке наблюдения, расположенной в центре отрезка на контуре выработки, а также суммарная скорость в рассматриваемой точке. Результаты расчетов приведены на (рисунке 2.10).

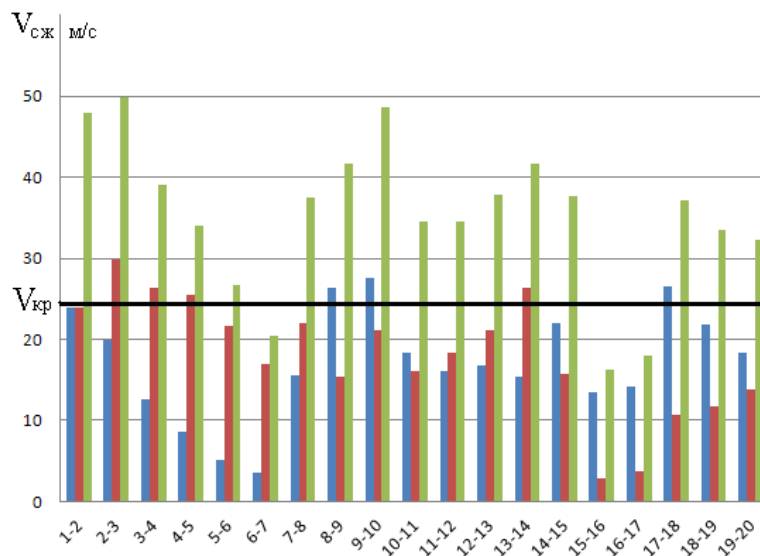


Рисунок 2.10 - Значение скоростей смещения среды при воздействии сжимающих динамических напряжений для каждой пары скважинных зарядов в веере

Анализ полученных данных показал, что в парах скважинных зарядов в веере 6-7, 15-16, 16-17 достигаемое при постоянном диаметре скважины эквивалентное приведенное расстояние, определенное по формуле 9, не позволяет качественно проработать участки массива между концами скважин.

При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва надо выбирать интервалы замедления в скважинных детонаторах больше времени разброса их срабатывания [54].

Объем проходки подготовительно – нарезных выработок значительно меньше при отбойке руды веерно расположенными скважинами. Но при этом увеличивается объем буровых работ, повышается неравномерность дробления руды и увеличивается выход негабарита. [55].

Поскольку суммарная скорость смещения массива в рассматриваемых точках ниже, чем минимальные (критические) значения скорости смещения массива, при которой происходит разрушение, за счет сжимающих напряжений, предлагается применить расширение нижней части скважин. Параметры расширенных полостей скважинных зарядов при использовании расширителей различных диаметров представлены в таблице 2.6

Таблица 2.6 - Параметры расширенных полостей скважинных зарядов

Порядков. номер скважины	Масса заряда расширен ной полости, кг	Длина котлового расширения, при диаметре расширителя, мм				Суммарная скорость смещения, м/с
		220	250	280	330	
6	40,0	4,8	3,0	2,1	1,3	24,2
7	21,3	2,6	1,6	1,1	0,7	
15	60	7,1	4,5	3,0	1,9	24,2
16	65	4,8	4,9	3,4	2,0	
16	65	4,8	4,9	3,4	2,0	26,4
17	-	-	-	-	-	
Сумма	186,3	19,3	14	9,6	5,9	

Применение расширенных полостей скважинных зарядов позволит, не уменьшая сетку скважин, проработать межскважинные участки массива в веере.

Следует отметить, что величина расширенной полости скважины не должна превышать длины активной части заряда. Если условие не выполняется, необходимо увеличить диаметр расширенной полости скважины.

Для исследования зависимости величины расширенных полостей скважинных зарядов от геометрии расположения скважин в веере предлагается оценка параметров буровзрывных работ при обурировании массива рассредоточенными веерами (рисунок 2.11).

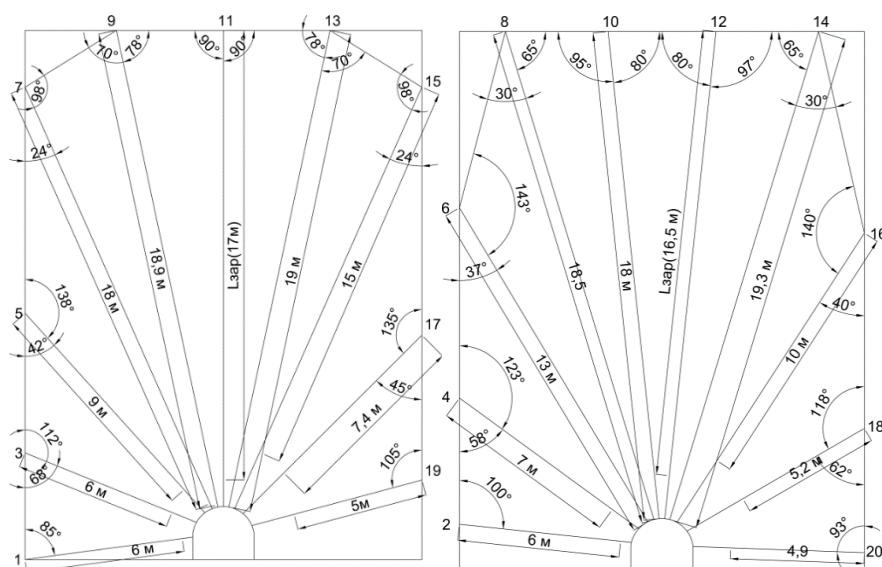


Рисунок 2.11 - Схема расположения нечетных и четных веерных скважин при определении угла наклона к точке наблюдения

Произведенные расчеты показали, что геометрия расположения скважинных зарядов влияет на параметры расширенных полостей скважин (рис. 2.12).

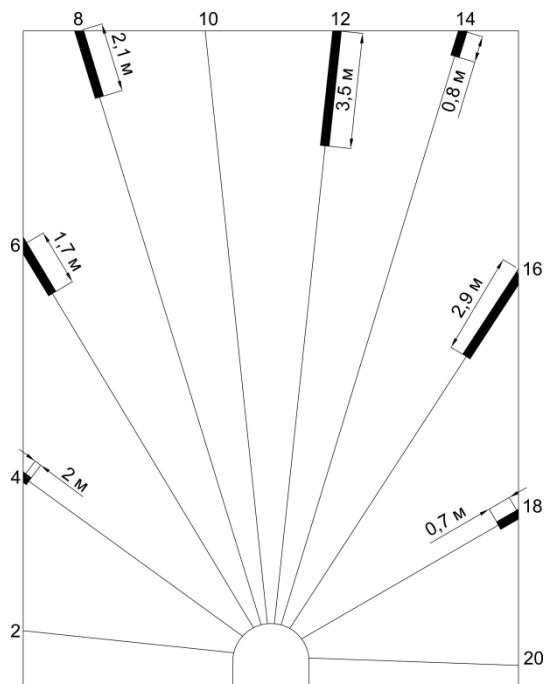


Рисунок 2.12 - Параметры расширенных полостей скважин

Суммарная масса зарядов в расширенной полости скважины при обурировании камеры нечетными скважинами в 3 раза больше, чем при обурировании четными скважинными зарядами. Поэтому при определении параметров расширенных полостей скважин большое внимание следует уделять геометрии расположения скважин в веере, а в частности углу между линией заряда и лучом, проведенным в точку наблюдения из забоя скважины.

Применение расширенных полостей веерных скважинных зарядов позволяет существенно снизить объем бурения. Суммарный объем бурения веера из 20 скважинных зарядов составляет 252,6 м. При обурировании камеры четными скважинами веера суммарная длина скважин 129,1 м при суммарной длине расширенных полостей 23,9 м

Суммарная масса заряда веера из 20 скважинных зарядов на камеру параметром 15x20 м при расстоянии между скважинами 2 м составила 1523 кг. При взрывании четных скважин в веере с расширенными полостями 2329,7 кг. Увеличение массы заряда составило 807 кг.

Подробное изучение скоростей смещения массива при различной геометрии расположения скважинных зарядов в веере позволили определить влияние расстояния между концами скважинных зарядов на величину расширенных полостей.

Значения длины расширенной полости скважины при различной ориентации точки наблюдения аппроксимируются следующими зависимостями:

$$l_{\text{рп}} = 0,0052a(\alpha + 240) - 6 ; \text{ при } 36^0 \leq \alpha \leq 60^0 \quad (2.46)$$

$$l_{\text{рп}} = 0,0024a^{3,95}, \quad \text{при } 60^0 < \alpha \leq 110^0 \quad (2.47)$$

Последующие веера взрывается с замедлением по отношению к первому, поэтому значения приобретают растягивающие составляющие смещения среды. Скорости смещения массива при различных значениях ЛНС определены в таблицах 2.7, 2.8. Предельная скорость смещения составляет 2,3 м/с. Параметры котловых расширений определялись при диаметре расширителя 330 мм.

Таблица 2.7 - Скорости смещения при действии растягивающих напряжений при ЛНС равной 1,5 м.

Порядковый номер скважины	Масса заряда, кг	Эквивалентная масса заряда, кг	Масса заряда в расширении, кг	Длина расширения, м	Эквивалентное приведенное расстояние, м/кг ^{1/3}	Скорость смещения массива при действии растягивающих напряжений, м/с
2	41,5	4,0	0,0	0,0	1,3	3,34
4	56,0	4,6	7,5	0,2	1,2	3,90
6	145,0	6,4	55,0	1,7	1,1	5,65
8	194,0	6,1	65,9	2,1	1,1	5,27
10	128,1	4,0	0,0	0,0	1,3	3,34
12	225,0	7,9	110,8	3,5	1,0	7,14
14	160,0	4,8	26,4	0,8	1,2	4,06
16	160,0	9,2	90,8	2,9	0,9	8,65
18	59,0	6,6	23,0	0,7	1,0	5,76
Сумма	1168,6		379,3	11,9		

Таблица 2.8 - Скорости смещения при действии растягивающих напряжений при ЛНС равной 2,5 м.

Порядковый номер скважины	Масса заряда, кг	Эквивалентная масса заряда, кг	Масса заряда в расширении, кг	Длина расширения, м	Эквивалентное приведенное расстояние	Скорость смещения массива при действии
---------------------------	------------------	--------------------------------	-------------------------------	---------------------	--------------------------------------	--

					ие, м/кг ^{1/3}	растягивающих напряжений, м/с
2	80,0	12,8	38,5	1,2	1,6	2,32
4	95,0	13,1	46,5	1,5	1,6	2,34
6	175,0	13,0	85,0	2,7	1,6	2,34
8	250,0	13,0	121,9	3,8	1,6	2,34
10	250,0	13,0	121,9	3,8	1,6	2,34
12	225,0	13,1	110,8	3,5	1,6	2,35
14	260,0	13,0	126,4	4,0	1,6	2,34
16	160,0	15,4	90,8	2,9	1,5	2,52
18	70,0	13,0	34,0	1,1	1,6	2,34
Сумма	1565		775,7	24,4		

Соотношения ЛНС скважинной к ЛНС шпуровой отбойки могут быть различным в зависимости от длины шпура и скважин, скорости детонации, плотности ВВ и коэффициента сближения скважинных и шпуровых зарядов.

В практике отработки крутопадающих рудных залежей преимущественно используются варианты систем разработки с подэтажными штреками и магазинированием руды[4].

Поэтому наибольшее распространение получило веерное расположение скважин, которое по сравнению с параллельным расположением, характеризуется более низким объемом подготовительных работ, но при веерном расположении скважинных зарядов выделяют ряд недостатков:

1. Увеличенный удельный расход ВВ;
2. ухудшение качества дробления, особенно в донных участках расходящихся скважин;
3. уменьшение выхода взорванной горной массы с погонного метра скважины.

Компенсация перечисленных недостатков при веерном расположении скважин возможна за счет расширения донных частей скважин.

Выводы по второму разделу:

- 1) Длина отброса горной массы зависит от ширины навала и описывается квадратичной зависимостью;
- 2) Чем меньше ЛНС, тем больше дальность и ширина отброса горной массы;
- 3) Расстояние между забоями скважин обратно пропорционально ЛНС и описывается нелинейной зависимостью;
- 4) ЛНС скважин зависит от опережения начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных

волн, возникающих при детонационном давлении, над временем начала процесса расширения газов взрыва ВВ в зарядной полости;

5) При увеличении ЛНС с 1,5 до 2,5 м масса заряда в расширенных полостях скважин увеличивается. Расширение скважин в веере возможно проводить по всей длине скважины. Определение параметров таких полостей проводится таким же образом, как и для донных его частей.

3 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ СОЗДАНИЯ ВРУБОВОЙ ПОЛОСТИ

3.1 Разработка способа создания врубовой полости для проходки восстающих

На основе проведенных исследований в производственных условиях рудника «Стрежанское» компании «Риддер полиметалл», разработана методика определения производительности станка БП-100 и ЛПС, учитывающая основные влияющие горно-геологические и горно-технические факторы.

Анализ состояния скважинной отбойки в условиях отрабатываемых рудных залежей показал, что с уменьшением мощности рудных тел снижается количество скважин и ее суммарная величина в веере, резко увеличивается количество перестановок, приходящихся на 1 п.м. Следует отметить, что за последние 5 лет на руднике Нурказган высота подэтажа снизилась с 30м до 15м, а на руднике Бестобе с 20-25м до 15м. В целом, с уменьшением мощности рудных тел значительно возрастает интенсивность отработки месторождения. В связи с этим для добычи планового количества руды требуется дополнительная рабочая сила или технические решения. Влияние этих факторов на интенсивность отработки рудных залежей и явилось причиной исследования производительности бурового станка в различных горнотехнических условиях.

Авторами, с целью определения производительности станка БП-100 и ЛПС были проведены хронометражные наблюдения в различных горнотехнических условиях рассматриваемого месторождения на разной глубине скважин, которая изменилась от 1,0 м до 25 м, диаметр коронок - от 105 мм, давление сжатого воздуха - от 5,0 атм.

Математической обработкой результатов наблюдений установлено, что производительность станка БСМ-1м прямо пропорциональна суммарной величине скважин в веере и коэффициенту использования станка:

$$П = k_{\text{исп}} \sum_{i=1}^n L_i \text{ м/см}, \quad (3.1)$$

где $\sum_{i=1}^n L_i$ - суммарная длина скважин в веере, м;

$k_{\text{исп}}$ - коэффициент использования станка - безразмерная величина, показывает степень использования станка, в зависимости от его конструктивно-технических данных, горнотехнических условий работ и организационных причин. Он показывает, какая часть продолжительности смены затрачивается на обустройство скважин одного веера:

$$k_{\text{исп}} = \frac{T - T_{\text{п.з.}}}{t_{\text{т}} + t_{\text{г}}}, \quad (3.2)$$

где T - продолжительность времени работы станка в смену, мин.; $t_{\text{т}}$ - продолжительность времени, затрачиваемого на технологические простои,

мин.; t_6 - время, затрачиваемое на бурение скважин одного веера при заданной технической скорости бурения, мин.

$$t_T = t_1(n - 1) + t_2 \left(\frac{\sum_{i=1}^n L_i - e}{e} \right) + t + \left(\frac{\sum_{i=1}^n - e}{e} \right) t_4 + t_5 \cdot n + \frac{\sum_{i=1}^n L_i \cdot t_6}{20} \quad (3.3)$$

где $t_1 = 3$ мин - время, затрачиваемое для перестановки перфоратора с одной скважины на другую; n - количество скважин в веере, шт.; $t_2 = 0,3$ мин - время, затрачиваемое на наращивание одной штанги; t_3 - время, затрачиваемое для перестановки станка на 1 следующий веер, мин.

Согласно наблюдениям, при

$$\begin{aligned} \beta_0 = 35^\circ \quad t_3 &= 35 \text{ мин;} \\ \beta_0 = 35^\circ \quad t_3 &= 45 \text{ мин,} \end{aligned}$$

где β_0 - угол наклона буровых восстающих; $T_{п.з.} = 42$ мин - время, затрачиваемое на подготовительно-заключительные операции; $t_4 = 0,4$ мин - время, затрачиваемое на развинчивание одной штанги; $t_6 = 5,0$ мин - время замены одной коронки при ее стойкости, равной 20 м; $t_5 = 2,0$ мин - время, затрачиваемое на забуривание одной скважины.

$$t_6 = \frac{\sum_{i=1}^n L_i}{v_{\text{тех}}}, \text{ мин} \quad (3.4)$$

Где, t_6 - время, затрачиваемое на бурение скважин одного веера при заданной технической скорости бурения, мин $v_{\text{тех}}$ - техническая скорость бурения станка.

Согласно [57], производительность бурильщика определяется:

$$\Pi_6 = \Pi'_6 \cdot k_p \cdot k_d \cdot k_l \cdot k_k \cdot k_m \quad (3.5)$$

где k_p - коэффициент влияния на производительность бурения сжатого воздуха; k_d - то же диаметра коронок; k_l - то же длины буровых штанг; k_k - то же стойкости буровых коронок; k_m - то же механизации спуско-подъемных операций.

В данном случае изменение длины буровых штанг не рассматривается, поэтому $k_l = \text{const} (k_{l=0,9})$, k_m и k_k рассматривается в затратах времени на простой в связи с технологическими причинами.

Зависимость технической скорости бурения от угла наклона скважин:

$$v_\beta = (4,232 \cdot \beta_i - 0,051 \cdot \beta^2 + 215,77)/1000 \quad (3.6)$$

где β_i - угол наклона скважин к горизонтальной плоскости, в градусах.

С использованием формулы (3.2) и зависимости технической скорости от угла наклона скважин:

$$\vartheta_{\text{тех}} = \vartheta_{\alpha} \cdot k_d \cdot k_l \cdot k_p, \text{ м/мин} \quad (3.7)$$

При отработке наклонных рудных тел угол наклона скважин согласно [58] задается через косвенный угол, рассчитываемый по формуле $\sin \tau' = \sin \varphi \cdot \sin \beta$. Однако в этой работе не учтены различные способы задания плоскостей веера и центра расположения бурового оборудования относительно высоты бурового восстающего, которые оказывают значительное влияние на изменение угла наклона скважин и ее длины в горизонтальной плоскости.

Пространственное расположение плоскостей бурения показано на (рисунке 3.1).

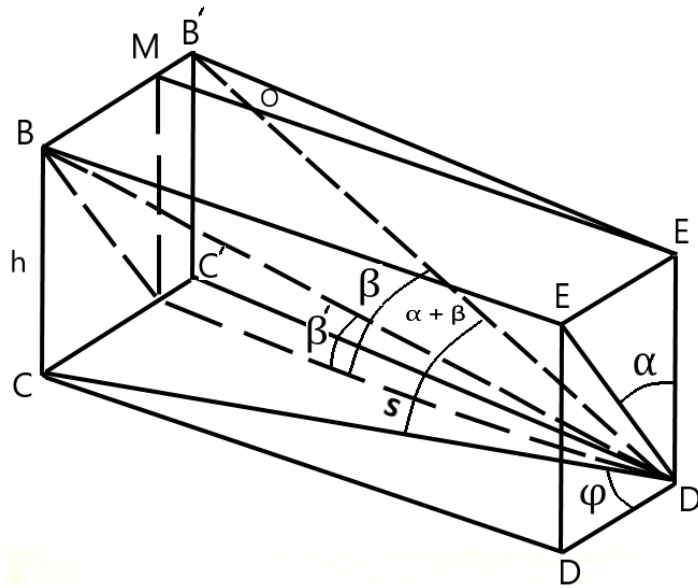


Рисунок 3.1 – Пространственное расположение плоскостей бурения

Угол наклона скважин к горизонтальной плоскости определяется следующим образом:

$$\sin \sigma' = \sin \varphi \cdot \sin \beta, \quad (3.8)$$

$$\text{где } \sin \beta^1 = \frac{OE}{OB}, OE = OE' / \cos \alpha, OE' = OB' \cdot \sin \beta, \cos(\alpha + 0) = \frac{OB'}{OB}.$$

Подставив полученные значения в формулу (3.3), будем иметь

$$\begin{aligned} \sin \delta' &= \sin \varphi \cdot \frac{\sin \beta}{\cos \alpha} \cos(\alpha + \theta) \\ &\text{или} \\ \sin \delta' &= \sin \varphi \cdot \frac{\sin \beta}{\cos \alpha} (\cos \alpha \cdot \cos \theta - \sin \alpha \cdot \sin \theta) \end{aligned} \quad (3.9)$$

Данная формула справедлива, если центр бурения совпадает с центром оси наклона плоскости веера к горизонту. А если она расположена выше, то

$$\sin \delta' = \sin \beta \sin \arctg \frac{H-H_0}{B} (\cos \alpha \cdot \cos \theta - \sin \alpha \cdot \sin \theta) \quad (3.10)$$

где Н- высота слоя, веерами скважин отбираемого, м; Н₀ – расстояние центра бурения веера скважин от оси наклона плоскости бурения к горизонту; В - ширина плоскости бурения, м.

Длина скважин в новой плоскости бурения определяется как отношение

$$L' = \frac{L}{\cos(\alpha+\theta)}, \text{ м, } L' = OB, L = \frac{B}{\cos \beta},$$

отсюда

$$L' = \frac{\sqrt{\left(\frac{B}{2}\right)^2 + H^2}}{\cos \beta \cdot \cos(\alpha+\theta)}, \text{ м} \quad (3.11)$$

Таким образом, подставив в (4.6) косвенное значение угла наклона, получим окончательный вид зависимости технической скорости бурения от угла наклона скважин к горизонту

$$\vartheta_{\delta'} = [4,232 \cdot \delta' - 0,051(\delta')^2 + 215,77]/1000 \quad (3.12)$$

Математической обработкой экспериментальных данных, проведенных в различных горно-технических условиях, получена техническая скорость бурения станком от давления сжатого воздуха и длины скважин:

$$\vartheta_P = 0,023 \cdot P_1 \cdot 1,64, \text{ м/мин} \quad (3.13)$$

$$\vartheta_L = 0,225 \cdot e^{-0,036} \cdot L_i, \text{ м/мин} \quad (3.14)$$

Проинтегрировав формулу, определяем среднюю скорость бурения на интервале 0-L

$$\vartheta_L = \frac{1}{L} \int_0^L 0,225 \cdot e^{-0,036} dL = \frac{0,225}{0,036} (1 - e^{-0,036} \cdot L_i), \text{ м/мин} \quad (3.15)$$

Формула для определения технической скорости бурения от основных влияющих факторов имеет следующий вид:

$$\vartheta_{\text{тех}} = 5,12 \cdot 10^{-6} \cdot (4,232\beta_i - 0,051(\beta)^2 + 215,77) \cdot P^{1,64} \times \{1 - [EXP(-0,036)]\} / L_i d^{2,068}, \text{ м/мин.} \quad (3.16)$$

С учетом зависимости (3.1), (3.2), (3.3), (3.5), (3.10), (3.16) формула определения производительности буровых станков БСМ-1м имеет окончательный вид:

$$П_{\text{ст}} = \frac{(420-42) \sum_{i=1}^n L_i}{(5 \cdot n + 0,982 \cdot \sum_{i=1}^n L_i + 40,402) + \sum_{i=1}^n \frac{L_i}{\vartheta_{i_{\text{тех}}}}}, \text{ м/смену} \quad (3.17)$$

Основным параметром бурения является глубина скважин, зависящая от мощности рудного тела, с увеличением которой резко падает техническая скорость бурения. Вместе с тем с увеличением глубины скважины уменьшается затраты времени на вспомогательные операции, связанные с

перестановкой станка с одного веера на другой, затраты времени на забуривание и наведение податчика.

Проведенные наблюдения за работой бурового станка БП-100 и ЛПС в различных горно-геологических условиях рудника Бестобе, рудника Жолымбет позволяют сделать следующие выводы:

- 1) Производительность буровых станков уменьшается с уменьшением мощности рудных тел при одинаковой ширине очистных камер;
- 2) Производительность бурового станка растет с увеличением суммарной величины скважин в веере и сокращением времени на ее перемещение;
- 3) Поэтому совершенствование конструкции станков БП-100 и ЛПС должно вестись путем применения более мощных перфораторов для бурения скважин с углом наклона $45-90^\circ$ при продольном перемещении ее буровой части на два и более вееров.

3.2 Анализ состояния дел по созданию врубовой полости для проходки восстающих выработок с применением скважин

Проходка восстающих скважинными зарядами ведется последовательной отбойкой отдельных участков (секций) или взрыванием скважин на всю высоту восстающего.

Этот метод применяется для проходки отрезных, вентиляционных восстающих и рудоспусков в хрупких и устойчивых породах, не требующих крепления выработок.

Из-за искривления скважин высота восстающего обычно не превышает 50 м при секционной отбойке и 20-30 м при бессекционной. При бессекционной проходке скважины, пробуренные на всю высоту восстающего, взрываются с различными замедлениями в один прием. Могут быть варианты отбойки сквозными и тупиковыми скважинами. На результаты взрыва и проходки восстающего в целом существенно влияет расположение скважин. В связи с относительно большой высотой и возможным отклонением скважин от заданного направления чаще применяют прямой цилиндрический вруб. Боковой обнаженной поверхностью при этом, как и первичным компенсационным пространством, служит одна или несколько незаряжаемых скважин того же или большего диаметра.

Работа первого заряда происходит в весьма тяжелых условиях, а расстояние L между первой врубовой и компенсационной скважиной зависит от их диаметров, соответственно d_k и d_v (рисунок 3.2).

При взрывании первой врубовой скважины большая часть разрушенной горной массы врубовой полости перемещается в сторону компенсационной скважины и запрессовывается.

После взрыва второго скважинного заряда запрессовка не ликвидируется, а даже увеличивается, заполняя всю полость, образованную взрывом первого заряда. Внешняя форма врубовой полости

после взрыва второго скважинного заряда принимает ярко выраженный вид треугольника.

Взрыв третьего скважинного заряда, увеличивая площадь и объем разрушенного массива, также не ликвидирует запрессовки.

Распрессовка горной массы начинается с взрывания четвертой скважины.

Переход от отбойки с запрессовкой к прострелу скважин с увеличением расстояния между ними происходит скачкообразно. Сбойки происходят только тогда, когда объем образующейся после взрыва полости превышает взрываемый объем в 1,25 и более раза:

$$k_k = \frac{V_{вз} + V_{п}}{V_{вз}} \geq 1,25, \quad (3.18)$$

где k_k - коэффициент компенсации; $V_{вз}$ - взрываемый объем, м³; $V_{п}$ - объем компенсационной полости, м³.

Расстояние между первыми врубовыми скважинами (рисунок 3.2):

$$m_1 = \frac{(k+1)D^2 + (k-1)D^2}{(k-1)(D+d)} 0,785, \quad (3.19)$$

$$m_2 = \frac{(k+1)(D+3d)}{4(k-1)}, \quad (3.20)$$

$$m_3 = \frac{(m_1+d)\left(m_2+\frac{d}{2}\right)}{n(k-1)}, \quad (3.21)$$

где D - диаметр врубовой скважины, см; d - диаметр заряжаемой скважины, см.

$$n = \sqrt{(m_2 + d)^2 + \left(\frac{m_1 + d}{2}\right)^2}, \quad (3.22)$$

В частном случае, когда $D=d$

$$m_1 = 0,785 \frac{k}{k-1} d, \quad (3.23)$$

$$m_2 = \frac{k+1}{k-1} d, \quad (3.24)$$

$$m_3 = \frac{m_1 + 0,5(3-k)}{k-1} d, \quad (3.25)$$

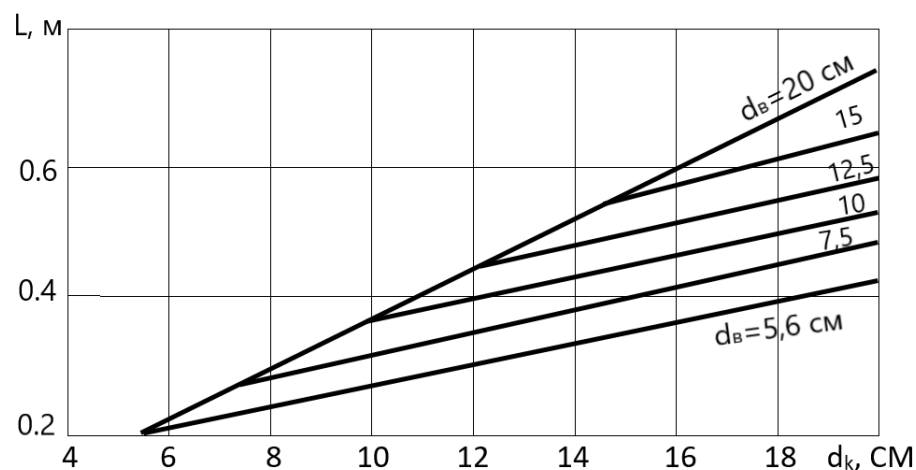


Рисунок 3.2 – Диаграмма для определения расстояния между врубовой и компенсационной скважинами ($f=14-16$)

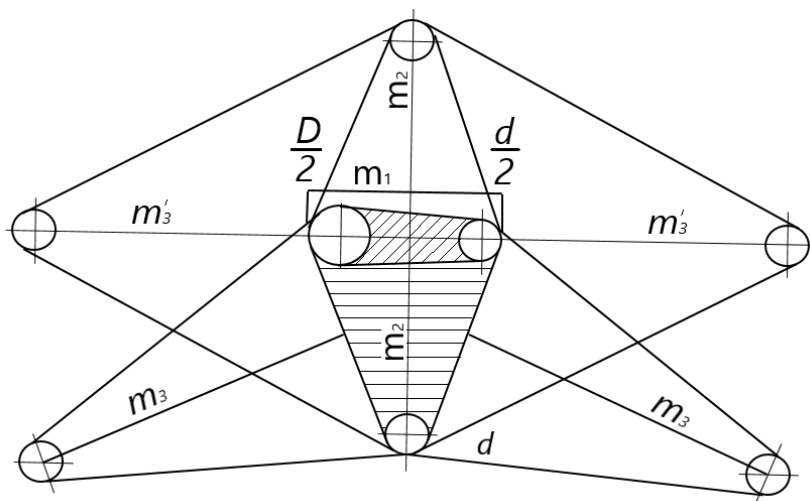


Рисунок 3.3 – Схема к расчету расстояний между скважинами

При диаметре компенсационной скважины 150 мм и заряжаемых скважинах диаметром 110 мм расстояния между скважинами составляют: $m_1=3,8d$; $m_2=5d$; $m_3=6,7d$; $m_n=7d$.

Расстояние до оконтуривающих скважин выбирается конструктивно или определяется как:

$$m_{\Pi} = (1,3 \div 1,5)m_3, \quad (3.26)$$

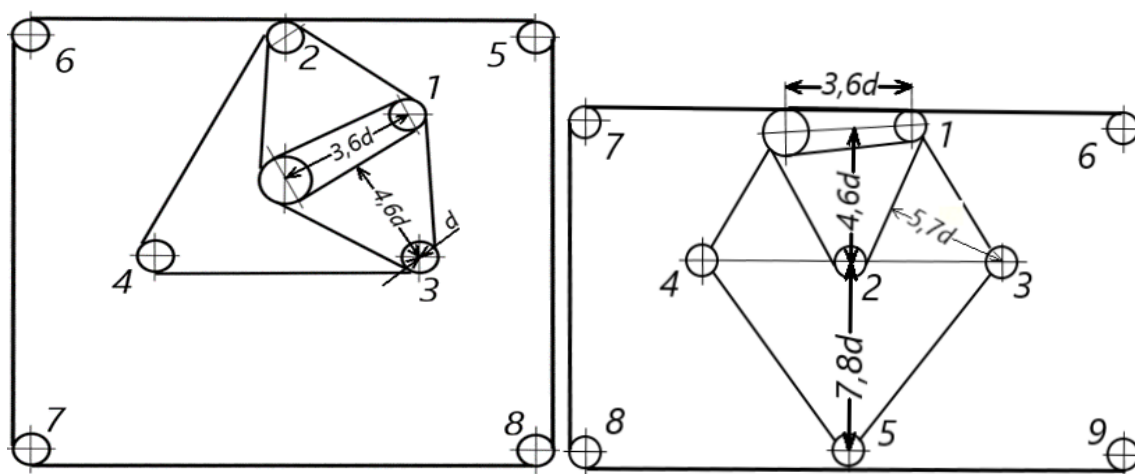
Оптимальным местом расположения патрона-боевика является торец скважины. Если скважина сквозная, его устанавливают в центре заряда. Электродетонаторы располагают в торце патрона, а кумулятивную выемку направляют к устью скважины. Если скважина сквозная и патрон-боевик помещен в центре скважинного заряда, электродетонаторы устанавливают в патрон с направлением кумулятивных выемок в разные стороны. Зарядание скважин при проходке тупиковых восстающих бессекционным взрыванием

ведется в следующем порядке: в торец скважины посылается один патрон ВВ для предохранения патрона-боевика, затем устанавливается патрон-боевик с электродетонаторами, детонирующий шнур отсутствует. После установки патрона-боевика производится обычная зарядка, а электродетонаторы патрона-боевика монтируются в основную и дублирующую электровзрывные независимые сети.

При сквозных скважинах в первую очередь устанавливается пробка вне зависимости от того, ведется зарядка сверху или снизу; затем заряжается половина скважины, устанавливается патрон-боевик с двумя электродетонаторами, на-правленными кумулятивными выемками в разные стороны, после чего заряжается вторая половина скважины и устанавливается пробка при зарядке скважины снизу или в скважину засыпается забойка при зарядке сверху.

При использовании ВВ со скоростью детонации 4000 м/с и высоте восстающего 20 м первые четыре врубные скважины взрывают с интервалом 15, 60, 120, 225 мс, вспомогательные — 200—250 мс, оконтуривающие — 500—1000 мс. При использовании ВВ с большей скоростью детонации интервал замедления уменьшают.

При проходке восстающих, особенно тупиковых, первостепенное значение имеет отклонение скважин.



1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9 — последовательность взрывания скважин

Рисунок 3.4 - Схемы (а и б) расположения скважин по вершинам равнобедренных треугольников

Для уменьшения величины искривления скважин рекомендуются:

- жесткая установка станка и его раскрепление на точке бурения, задаваемой маркшейдером;
- бурение скважин шарошечными станками;
- использование направляющих труб;
- организация специализированной буровой бригады.

На практике большое распространение получили схемы расположения скважин по вершинам равнобедренных треугольников (рисунок 3.4).

Для ликвидации возможных запрессовок при взрывании зарядов врубовых скважин предусматривается вспомогательный распрессовочный заряд. Для этого центральная скважина перебурируется по отношению к остальным на 4—5 м, а остальные врубовые на 1 м. При запрессовке горной массы в донной части центральной незаряжаемой скважины помещают заряд массой 25—40 кг, который взрывается с замедлением в 50—100 мс после врубовых скважин.

На некоторых зарубежных рудниках для обеспечения точности забуривания и параллельности скважин почву буровой камеры бетонируют, а станок закрепляют на этом фундаменте анкерными болтами.

Для удержания патронов ВВ в скважине используют «парашюты» или манжеты обратного торможения. Очень просты «парашюты» из лозы, отрезки которой на 10—12 мм больше диаметра скважины. Отрезки связывают пучками крест на крест.

Близкое расположение зарядов друг к другу, воздействие каждого взрыва предыдущего заряда на все остальные, взрывание каждого заряда с определенным замедлением от предыдущего создают реальную, подтвержденную практикой опасность выпадения патронов ВВ заряда последующих очередей от взрыва предыдущих. Предотвращение этих случаев достигается установкой во все скважины саморасклинивающихся пробок. Пробка представляет собой деревянный цилиндр высотой 250-300 мм, распиленный по диагонали. Диаметр цилиндра на 5—10 мм меньше диаметра скважин. Сначала в скважину вставляют скошенным концом вниз одну половинку пробки, а затем вторую половинку скошенным концом вверх. Ударами по второй половине достигается хорошая расклинка в скважине.

Когда зарядание ведут сверху вниз, в скважину на шпагате опускается деревянная цилиндрическая пробка или подвешивается пробка из бумаги. Затем сверху засыпается буровой шлам на высоту 0,5 м. Далее скважину заряжают согласно принятой конструкции заряда.

В каждую скважину устанавливается патрон-боевик с двумя электродетонаторами, которые отдельно монтируются в основную и дублирующую сети. Проверка сопротивления сети ведется с помощью линейного мостика ЛМ-48. При необходимости проверки отдельного электродетонатора, помещенного в скважину, замер омметром ЛМ-48 производят с последовательно включенным в цепь электродетонатора добавочным сопротивлением достаточной величины.

Для замера результатов проходки тупиковых восстающих бессекционным взрыванием можно использовать шар, заполненный водородом, который отправляют в Пространство пройденного восстающего. По длине шпагата определяют фактическую высоту восстающего.

При проходке восстающих бессекционным взрыванием принимаются особые меры безопасности. Проветривание обычно осуществляется за счет

общешахтной дспрессии, но допуск в район взрыва разрешается только после отбора проб воздуха на загазованность горноспасателями или работниками службы вентиляции. Взрывы скважинных зарядов приурочивают к нерабочим сменам или междусменному перерыву.

При бессекционном взрывании могут возникать осложнения, которые потреспециальных мер обеспечения проходки восстающего на проектную глубину:

- запрессовка горной массы в проектном сечении восстающего;
- образование пережимов;
- образование корок в устьях тупиковых скважин;
- прострел скважин;
- образование восстающего не на всю проектную высоту.

Ликвидация запрессовки горной массы в сечении восстающего при наличии подхода с верхнего горизонта производится с помощью воды; обильно подачей в район запрессовки. Оконтуривающие скважины при запрессовывании обычно простреливают. Для этого их пробивают тяжелым грузом, подвешенным на тросе, или повторно разбуривают.

Ликвидация запрессовки и вывод на проектную высоту тупиковых восстающих практически возможны только с помощью вспомогательных скважин, пробуренных с наклоном в сторону запрессованной части восстающего. Участок скважины, пересекающий контур восстающего, заряжают наиболее мощным ВВ.

При использовании восстающего в качестве отрезного, брак проходки ликвидируют взрыванием скважин, пробуренных для развития отрезной щели. Для этого скважины первого ряда располагают с наклоном 85—87° на восстающий.

Для предотвращения образования корок в устьях тупиковых скважин при общей величине недозаряда скважин в 1м рекомендуется две из скважин заряжать полностью.

В случае обнаружения недопустимых сближений скважин во избежание преждевременной детонации соседних зарядов в одной из скважин на участке сближения необходимо оставлять воздушный промежуток на всю высоту сближения. При этом боевики устанавливают в каждой части «прерванного» заряда. Прострелы скважин из-за значительного увеличения расчетной ЛНС и неправильной очередности взрывания ликвидируют повторным взрыванием прострелянных скважин.

3.3 Способ создания врубовой полости для проходки восстающих выработок

В настоящее время проходка коротких технологических восстающих для создания щелей с последующей отбойкой на них руду веерными скважинами осуществляется в большинстве случаев с применением переносного оборудования. Вместе с тем рудники, где производится проходка отрезных восстающих с применением скважин различного диаметра. Но

проходка восстающих с применением скважин осуществляемой с помощью скважин производится с применением врубовых скважин цилиндрической формы. Однако подобные схемы для создания врубовой полости работают не надежно.

Ненадежность заключается в том, что запрессованная горная масса даже после взрыва второго заряда не ликвидируется, т.е. часто бывает, что с увеличением высоты создание врубовой полости не удастся и приходится повторят бурение и взрывания врубовых и других скважин.

В этой связи предлагается изменение вида формирования врубовой полости путем бурения параллельных и параллельно-сопряженных скважин с отбойкой горной массы на щель под углом. Предлагаемая схема бурения для образования отрезной щели приведена на рисунке 3.5.

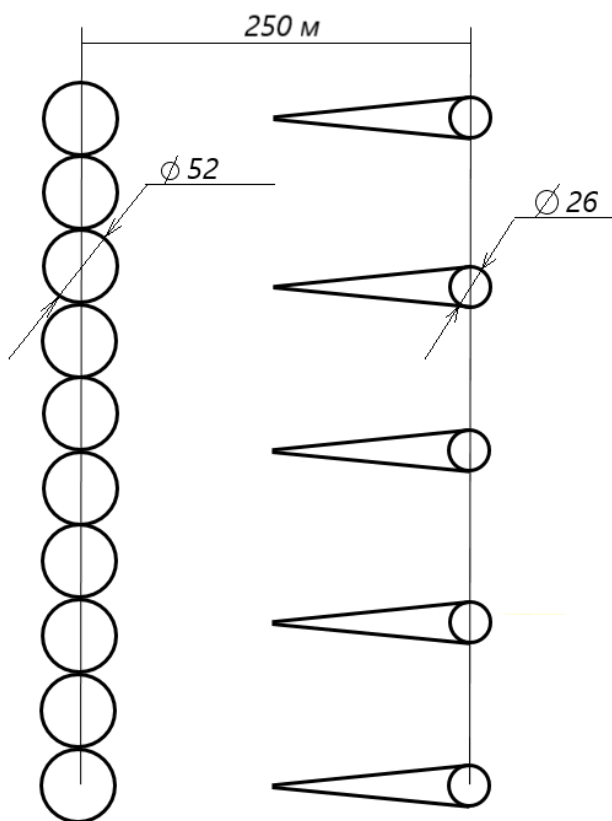


Рисунок 3.5 - Предлагаемая схема бурения для образования отрезной щели

На рисунке 3.6 показано схема бурения веерных скважин и щели, а также их взаимное расположение.

Предлагаемая схема бурения от существующих методов отличается тем, что образования отрезной щели осуществляется путем образования узкой отрезной щели с применением специального устройства для бурения параллельно сопряженных скважин.

Кроме того, параллельно сопряженные скважины могут образоваться из скважин различного диаметра, если в этих скважинах интенсивность искривления соответствуют друг другу. Если они не будет соответствовать, то

приспособление для бурения параллельно - сопряженных скважин будет заклинено.

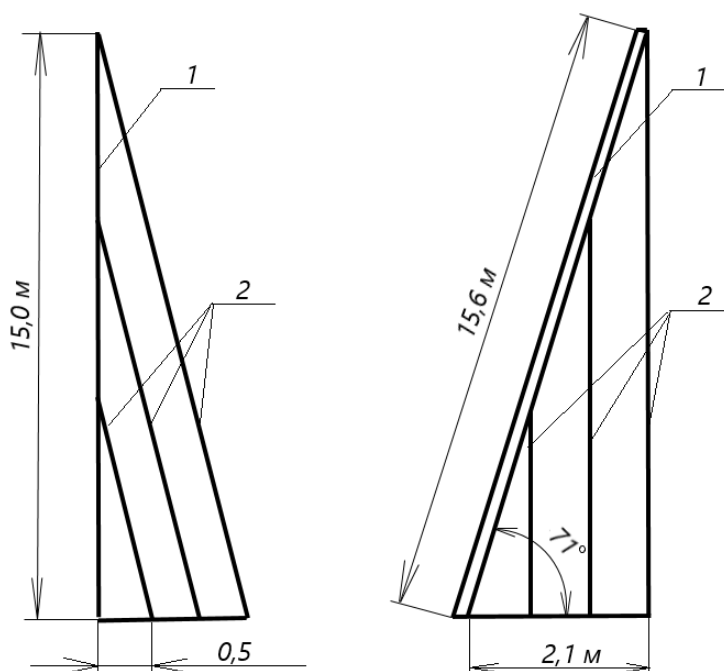


Рисунок 3.6 - Схема бурения веерных скважин и щели, а также их взаимное расположение

1 - щель, образованная с применением параллельно-сопряженных скважин; 2 - веерные скважины

Приспособления для бурения параллельно-сопряженных скважин диаметром 65 мм и 110 мм показано в момент установки на предварительно обуренную скважину на рисунке 3.7.

На рисунке 3.8 показано обурирование параллельно сопряженных скважин диаметром 65 мм и 110 мм, если внимательно посмотреть, то видно, что между скважинами диаметром 65 мм и 110 мм породная перемычка разбита, т.е. две скважины различного диаметра составляет единую скважину создавая общую компенсационную полость.

Бурения скважин большого диаметра для образования отрезной щели показано на рисунке 3.9 (скважины диаметром 160 мм), (т.е. здесь должно быть несколько скважин с большим диаметром и обурирование параллельно-сопряженными скважинами с достаточным объемом компенсационной полости скважин).

Способ образования врубовой полости с применением устройства для бурения параллельно-сопряженных скважин различного диаметра показано на рисунке 3.8.



Рисунок 3.7 – Приспособление для бурения параллельно-сопряженных скважин диаметром 65мм и 110мм показано в момент установки на предварительно обуренную скважину

Приспособление для бурения параллельно-сопряженных скважин диаметром 65 мм и 110 мм изготовлено из труб диаметром 57 мм и диаметром 102 мм. Они между собой соединены вдоль длины трубы причем диаметр коронки входит в окружность направляющей трубы диаметром 65 мм.



Рисунок 3.8 – Способ образования врубовой полости с применением устройства для бурения параллельно-сопряженных скважин диаметром 65 мм и 110 мм

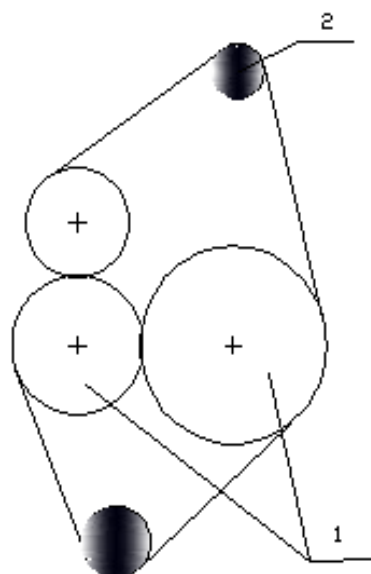


Рисунок 3.9 – Один из способов образования врубовой полости с применением устройства для бурения параллельно- сопряженных скважин
1- Холостые скважины; 2- заряжаемые скважины

Разновидность образования врубовой полости с применением устройства для бурения параллельно- сопряженных скважин показано на рисунках 3.9 и 3.10.

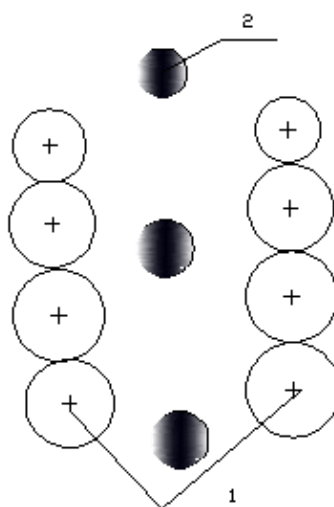


Рис 3.10 - Разновидность образования врубовой полости с применением устройства для бурения параллельно- сопряженных скважин
1- Холостые скважины; 2- заряжаемые скважины

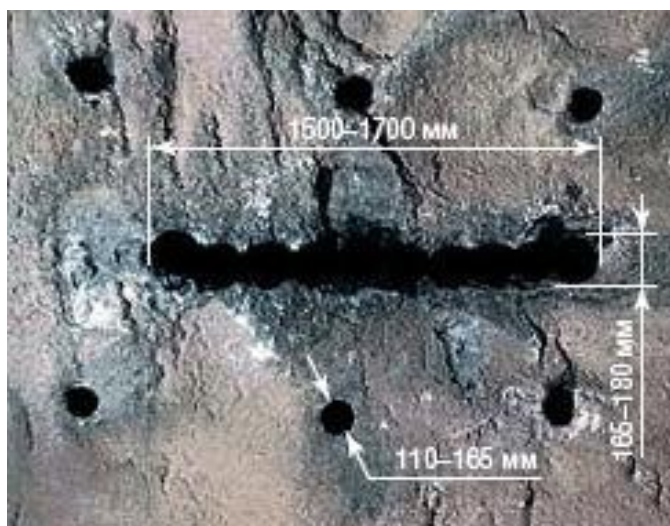


Рисунок 3.11 – Образованная врубовая полость

Образованная отрезная щель при бурении параллельно-сопряженных скважин диаметром 65мм, как основной, так и щелевой скважины показано на рисунке 3.11.



Рисунок 3.12 - Приспособление для бурения основной скважины и параллельно-сопряженных скважин диаметром 65мм

На рисунке 3.12 показано приспособление для бурения параллельно - сопряженных скважин. Дело в том, что опыт бурения скважин различного назначения показывает, что интенсивность искривлений скважин для каждого типа бурового станка отличается друг от друга, поэтому самым надежным в работе окажется приспособление, которое будет использоваться для

расширения скважины, которое было обурено именно этим же буровым станком.

3.4 Совершенствование системы взрывов веерных скважин при отработке маломощных рудных залежей

При подземной отработке маломощных рудных залежей с использованием системы подэтажного обрушения (СПО) [3,7] установлено, что она имеет много преимуществ с точки зрения безопасности и уровня механизации. Благодаря этому преимуществу по сравнению с другими она стала широко используемой при добыче на различных рудниках по всему миру в течение многих лет [9,10]. При такой системе обрабатываемый блок делят на подэтажи, отработку подэтажей ведут в нисходящем порядке ромбовидными панелями. Рудный массив разбуривают вертикальными или крутонаклонными веерами восходящих скважин по всей длине панели из ортов [13]. В настоящее время СПО используется в том числе и на угольных шахтах. [22, 14].

Однако СПО имеет определенные недостатки, такие как [11,15]:

- неустойчивость показателей извлечения;
- относительно не высокие технико-экономические показатели;
- значительные потери руды и разубоживание.

Для СПО нередки потери руды в процессе добычи, которые достигают до 20 % [24]. Кроме того, признано, что взрывные работы играют очень важную роль не только в извлечении, но и в дроблении горной массы [25,16, 2].

Количественная оценка фрагментации горной массы в результате взрыва полезна при оценке эффективности буровзрывных работ (БВР) с целью определения фактического разрушения горной массы взрывом до размера, приемлемого для погрузочных работ и не превышающего диаметра приемной части дробилки. Улучшение параметров фрагментации и обеспечение однородности фрагментации по всему профилю БВР могут обеспечить более высокие темпы выемки горной массы [1] и, следовательно, снижение затрат на погрузку, транспортировку и увеличение срока службы основных узлов и компонентов погрузочно – разгрузочного, транспортного и дробильного оборудования.

Таким образом, для СПО важно улучшать показатели фрагментации и извлечения полезных ископаемых за счет совершенствования схем взрывных работ.

Существенным показателем из того, что может оказать отрицательное влияние на стационарность процесса измельчения руды, является ее неконтролируемое дробление при взрывной отбойке и как следствие, появление в выпускаемой горной массе негабаритов [17, 20, 5].

Как и другие методы подземной добычи, СПО сталкивается с серьезными проблемами такими как сейсмические события и горные удары с увеличением глубины добычи. Все больше и больше исследований показывают, что многие сейсмические события и горные удары,

инициируемые взрывами, особенно массивными, [13,6,19] указывают на то, что общее количество взрывчатого вещества в каждое время замедления должно быть уменьшено, однако это дилемма для горных работ. Чтобы уменьшить количество взрывчатого вещества за одно замедление, необходимо использовать скважины меньшего диаметра, либо более короткие и меньшего диаметра для замены более широких и длинных. Если это так, то затраты на бурение и разработку должны быть увеличены, поскольку необходимо бурить большее количество взрывных скважин или необходимо усовершенствование системы добычи, чтобы поддерживать постоянный масштаб производства. Очевидно, это не лучший способ.

На основании результатов анализа ранее выполненных исследований установлено, если длинная скважина разделена на две части, и они будут взорваны с двумя разными временными замедлениями, достаточно длительными, чтобы избежать перекрытия волн напряжения от обеих частей, то количество взрывчатого вещества в каждый момент задержки можно уменьшить. Эта идея лежит в основе метода разделения одиночного взрыва (РОВ) на две части в подуровневом обрушении. Метод РОВ был первоначально разработан для уменьшения сейсмических колебаний на руднике Мальмбергет Швеция [26].

Когда метод РОВ был первоначально применен к скважинам на руднике Мальмбергет с целью снижения горных ударов, неожиданно было обнаружено, что этот метод дает более высокие проценты дробления и извлечения руды помимо снижения вибрации и горных ударов [27].

В связи с этим положительным результатом, усовершенствованный метод РОВ, путем выбора рациональных интервалов замедления был опробован на «Стрежанском» месторождении полиметаллических руд, расположенном в восточном Казахстане. Рудные тела «Стрежанского» месторождения являются маломощными от 1 до 7 метров.

В штреке №033 и №34 (на Стрежанском руднике) с электронными детонаторами было взорвано 18 вееров, девять вееров стандартным методом рисунок 1 А, затем девять вееров методом РОВ, рисунок 1 Б, после чего проводилось сравнение на процент извлечения, гранулометрического состава отбитой руды, а также взвешивания подземного автосамосвала с полезным грузом.

В штреке №033 при стандартном методе проведения взрывов в веерах № 1–09 время задержки между скважинами составляло 100 мс. Диаметр скважин 105 мм.

В штреке №034 при методе проведения взрывов РОВ в веерах № 10 – 19 время задержки в донной части веера составляло 12 мс, а в устьевой - 70 мс. Диаметр скважин 85 мм.

На (рисунке 3.6) показаны расположения вееров скважин при двух способах взрывания веерных скважин. При большом разбросе времени срабатывания скважинных детонаторов, для достижения минимального сейсмического воздействия массового взрыва были выбраны интервалы

замедления в скважинных детонаторах больше времени разброса их срабатывания [28].

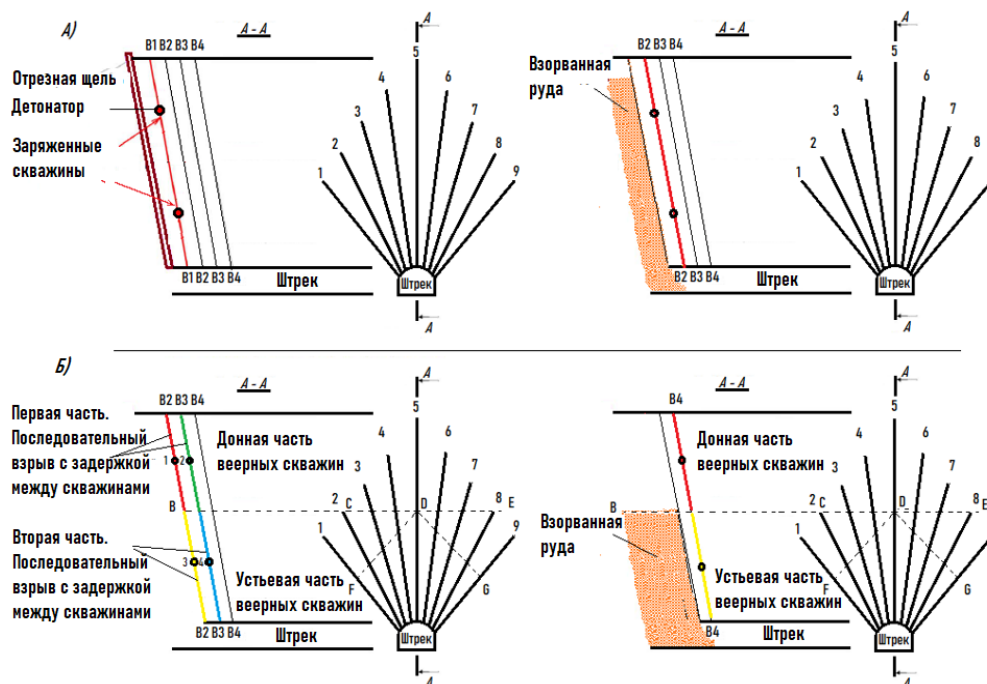


Рис. 3.6 Методы взрывания веерных скважин:

(А) - стандартный метод взрывания;

(Б) - усовершенствованный метод взрывания РОВ.

Схема метода РОВ. Пунктирная линия BCDE представляет среднюю линию вееров. Каждый веер РОВ разделен на две равные части пунктирной линией FDG.

При стандартном методе проведения взрывов маломощного рудного тела в штреке №033 рис. 1 (А) предварительно заряженные веерные скважины В1 и В2 взрываются с замедлением последовательно. После взрыва отбитая горная масса около отрезной щели выгружается. Далее весь процесс повторяется для остальных веерных скважин.

Процент извлечения для всех вееров в штреке №033 показан на рис. 2 синим цветом, что указывает на то, что средний процент извлечения руды при стандартном методе составляют 64%.

Существует несколько способов устранения низкого процента извлечения руды при стандартном методе взрывов по сравнению с усовершенствованным (РОВ). Основными из них являются [22, 17, 8, 23]:

- оптимизация методов (БВР);
- уменьшение диаметра буровых скважин с увеличением их количества;
- применение усовершенствованных схем бурения, включая контурное взрывание;
- использование направляющих штанг (для снижения отклонения скважины);

- разработка усовершенствованного технологического процесса с целью оптимизации схемы БВР и снижения разубоживания.

Метод РОВ был опробован экспериментально в маломощном рудном теле в штреке № 034 рис. 1 (В). Предварительно заряженные донные части (1,2) веерных скважин В2 и В3 взрываются с замедлением последовательно, а устьевая часть (3,4) веерных скважин В2 и В3 также предварительно заряженная взрывчатым веществом взрывается после взрыва донных частей с замедлением последовательно. После взрыва отбитая горная масса около отрезной щели выгружается. Далее весь процесс повторяется для остальных веерных скважин.

Результаты показателей извлечения руды в штреке показаны на (рисунок 3.7) зеленым цветом, что указывает на то, что метод РОВ дает самый высокий процент извлечения руды, в среднем 105.4%. Время задержки в верхней части веера РОВ составляло 12 мс, а в нижней - 70 мс. Причина выбора времени задержки 12 мс. в верхней части веера РОВ заключалась в том, чтобы попытаться достичь эффективного наложения напряжений из двух соседних скважин.

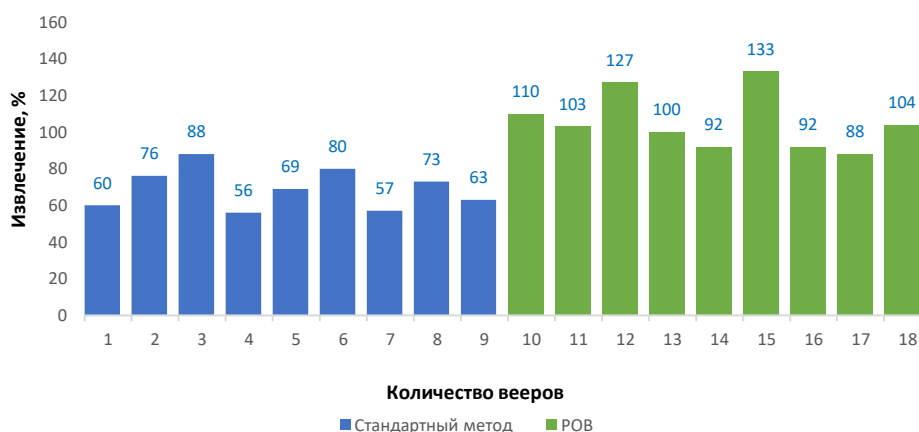


Рисунок 3.7 Результаты извлечения руды.

(Синий) - при стандартном методе, (Зеленый) - при методе РОВ.

Чтобы оценить влияние полученных изменений на процесс ведения БВР, необходимо проверить последствия применения решений на практике [18,12].

На рисунке 3.8 (а) выпуск руды при стандартном взрыве, 3.8 (б) при системе РОВ.

Были применены современные методы измерения фрагментации взорванной горной массы прибором «PortaMetrics», использующие оптическую визуализацию и собственные алгоритмы искусственного интеллекта для определения гранулометрического состава (рисунок 3.9) Указанный метод применялся в забое и на поверхности в кузовах подземных самосвалов.

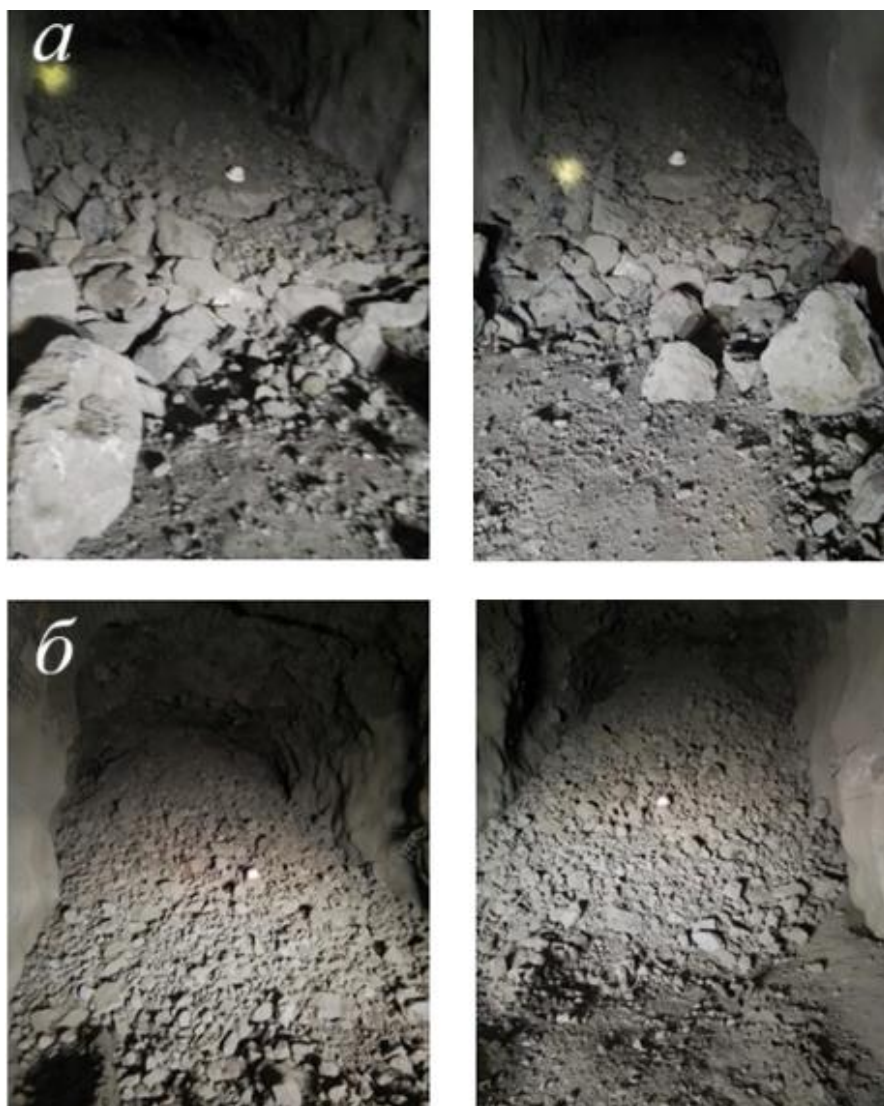


Рисунок 3.8 (а) выпуск руды при стандартном взрыве, 3.8 (б) при системе РОВ.



Рисунок 3.9 - Прибор для измерения фрагментации взорванной горной массы «PortaMetrics» серийный номер PM2136

При анализе прибором «PortaMetrics» требовалось, чтобы в каждой точке отбора были сделаны три изображения под разными углами после чего была создана общая диаграмма гранулометрического состава двух методов проведенных взрывах в веерах.

Пример изображений «PortaMetrics», снятых с трех разных точек отбора, и соответствующие диаграммы гранулометрического состава показаны на (рисунке 3.10 (а), (б)).

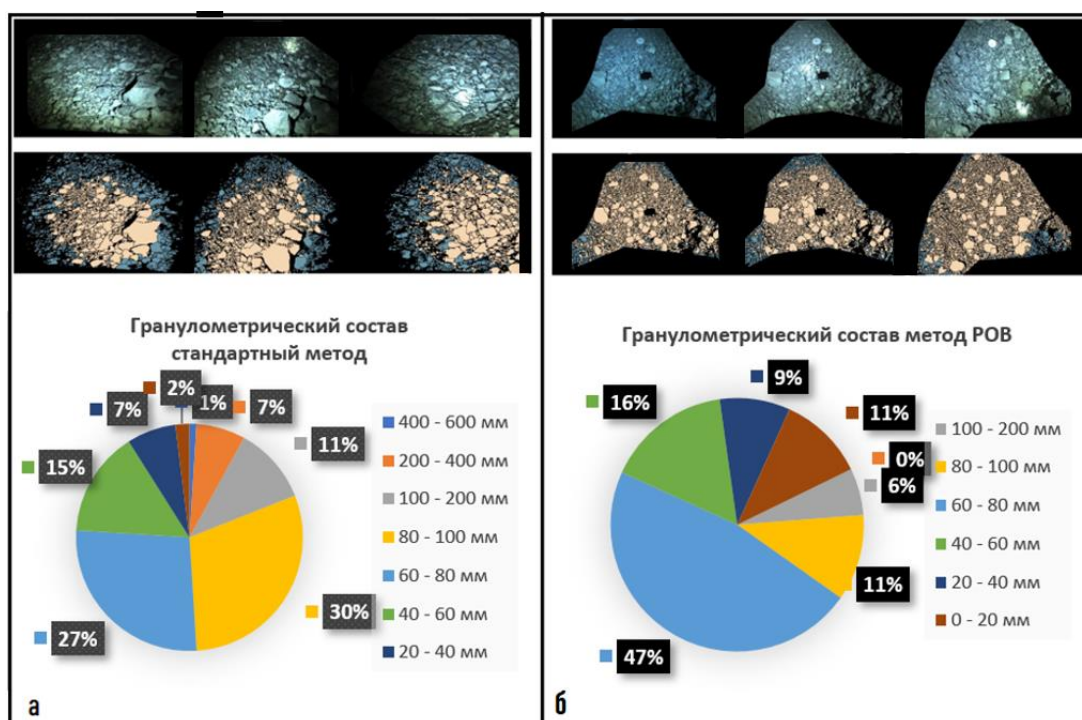


Рисунок 3.10 - Анализ гранулометрического состава взорванной массы.
а – стандартный метод, б – метод РОВ.

Из диаграмм следует, что процент гранулометрического состава показанный на (рисунке 3.10 (б)), в диапазоне от 60 до 80 мм при методе взрыва РОВ значительно выше, чем такие же значения при стандартном методе взрыва превосходя. На диаграмме также видно, что весьма крупные фракции от 400 до 600 мм при этом отсутствуют.

Яркость освещения - один из основных факторов, влияющих на корректное показание прибора «PortaMetrics». Вопрос заключается в том, освещены ли и захвачены фракции большего размера в объектив прибора, либо они находятся в недоступной области, что может привести к значительным различиям.

Чтобы минимизировать процент погрешности гранулометрического состава в подземных условиях, нами дополнительно были проведены замеры на поверхности в кузовах подземных автосамосвалов, результаты которых

показаны на (рисунке 3.11). На (рисунке 3.11) видно, что при стандартном методе проведения взрывов присутствуют фракции большого размера (фото 1), а при методе РОВ их значительно меньше (фото 2).



Рисунок 3.11 - Фотографии горных масс в кузовах груженых автосамосвалов на поверхности.

1 – при стандартном методе, 2 – при методе РОВ

Одной из негативных проблем при реализации РОВ является то, что в большинстве горных работ операторы подземных погрузчиков не могут постоянно загружать автосамосвалы строго до номинальной грузоподъемности, автосамосвалы либо недогружают, либо перегружают.

Условия, препятствующие стабильной загрузке, включают в себя такие переменные, как плотность, фракционный состав и сортность перевозимой горной массы таких, как пустая порода при подготовительных, нарезных работах и богатая руда.

Благодаря сбору, мониторингу и анализу данных, управление операциями может достичь необходимой прозрачности процесса перевозки, иметь возможность устанавливать и обеспечивать соблюдение своей стратегии правил загрузок горного оборудования (10-10-20) (рисунок 3.12) [4].



Рисунок 3.12 - Правило загрузок 10/10/20 оборудования «Caterpillar».

Весовое устройство может помочь в определении фактической загрузки исходя из фракционного состава горной массы, а также в дальнейшем улучшить следующие показатели горного оборудования, такие как:

- Определить полезную загрузку и увеличить производительность;
- Повысить рентабельность инвестиций в автопарк;
- Повысить операционную эффективность;
- Снизить расход топлива и уменьшить выбросы отработавших газов;
- Снизить общие эксплуатационные расходы в том числе на дробильное оборудование;
- Снизить затраты на обслуживание;
- Продлить срок службы погрузочно-перевозочного, дробильно-сортировочного оборудования, комплектующих и шин [21].

Для решения этих задач в подземной выработке были установлены весы «Transcale AF400» (рисунок 3.13), состоящие из стационарного приемного устройства (а), портативного приемного компьютерного устройства с дистанционным фиксированием веса (б), двух весовых платформ (с). Краткие технические характеристики приведены в таблице 3.4.



Рисунок 3.13. Весовое устройство «Transcale AF400».

Таблица 3.4 Краткие технические характеристики весового устройства «Transcale AF400».

№	Позиция	Вес, кг	Размер, мм
1	Платформа №1	4700	3400x2300x440
2	Платформа №2	4700	3400x2300x440
3	Калибровочная группа	2000	2550x2080x1000
4	Стационарная система управления	15	500x400x300
5	Система дистанционного управления	0.5	240x100x40
6	Диапазон процента погрешности	0,1 - 0,4%	

Самосвал CAT AD30 (таблица 3.4) загружался за 5 циклов погрузчиком CAT R1300G объемом ковша 3.1 м³. После чего самосвал двигался на весовое устройство «Transcale AF400». В общей сложности было сделано 58 взвешиваний, 29 взвешиваний после взрыва обычным методом и 29 взвешиваний после метода POB.



Рисунок 3.14 - Процесс взвешивания подземного самосвала CAT AD30 в подземных условиях.

Таблица 3.5 - Краткие технические характеристики подземного самосвала CAT AD30

Масса груженого самосвала, т	Номинальная полезная грузоподъемность, т	Масса порожней машины, т	Вместимость кузова, м ³
60	30	30	14,4

Таблица 3.6 – Данные взвешиваний самосвала CAT AD30

Гаражный номер самосвала CAT AD30	Дата	Масса порожнего самосвала	Загрузка самосвала CAT AD30 на весах. При стандартном методе взрывов, т.	Перегрузы 10/10/20	Загрузка самосвала CAT AD30 на весах. При методе взрывов РОВ, т.	Перегрузы 10/10/20	Разница показаний перегрузов. Стандартный метод взрывов и метод РОВ, т.
1	26/01/2020	29.8	39	Да	31	Нет	8
1	26/01/2020	29.8	41	Да	33	Нет	8
1	26/01/2020	29.8	38	Да	34	Нет	4
1	26/01/2020	29.8	40	Да	33	Нет	7
1	26/01/2020	29.8	36	Да	32	Нет	4
1	26/01/2020	29.8	36	Да	35	Нет	1
1	26/01/2020	29.8	34	Нет	31	Нет	3
1	26/01/2020	29.8	35	Нет	29	Нет	6
1	26/01/2020	29.8	38	Да	36	Да	2
1	27/01/2020	29.8	37	Да	33	Нет	4
1	27/01/2020	29.8	38	Да	35	Нет	3
1	27/01/2020	29.8	41	Да	32	Нет	9
1	27/01/2020	29.8	36	Да	29	Нет	7
1	27/01/2020	29.8	39	Да	35	Нет	4
1	27/01/2020	29.8	41	Да	32	Нет	9
1	27/01/2020	29.8	34	Нет	31	Нет	3
1	27/01/2020	29.8	29	Нет	36	Нет	-7
1	27/01/2020	29.8	33	Нет	34	Нет	-1
1	28/01/2020	29.8	36	Да	31	Нет	5
1	28/01/2020	29.8	37	Да	33	Нет	4
1	28/01/2020	29.8	44	Да	30	Нет	14
1	28/01/2020	29.8	39	Да	32	Нет	7
1	28/01/2020	29.8	41	Да	35	Нет	6
1	28/01/2020	29.8	37	Да	31	Нет	6
1	28/01/2020	29.8	33	Нет	30	Нет	3
1	28/01/2020	29.8	35	Нет	35	Нет	0
1	28/01/2020	29.8	34	Нет	34	Нет	0
1	28/01/2020	29.8	39	Да	31	Нет	8
1	28/01/2020	29.8	40	Да	33	Нет	7

В таблице 3.6 показаны данные взвешиваний самосвала, порожний вес самосвала составил 29,8 т. при каждом взвешивании система весового устройства минусует от полного веса вес пустой машины с выдачей результатов фактического веса груза в кузове.

Как видно из диаграммы на (рисунке 3.15) при стандартном методе взрыва загруженная горная масса превосходила номинальное значение по грузоподъемности почти во всех случаях (в диапазоне находящегося между красных зон), что говорит о том, что фракционный состав взорванной массы был больше допустимого. Напротив, после метода взрыва РОВ, все данные после взвешивания находились в допустимых пределах грузоподъемности автосамосвала, (диапазон, находящийся от зеленой линии до красной).

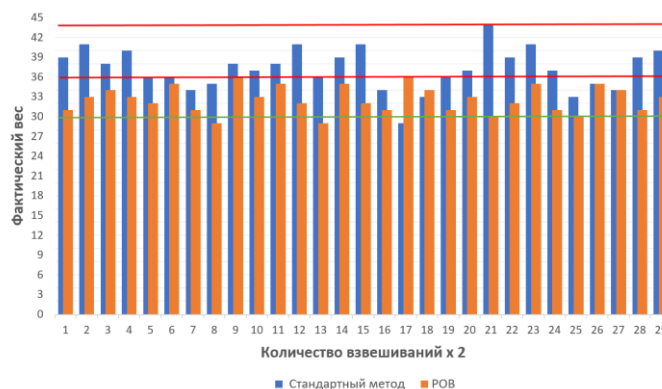


Рисунок 3.15 - Диаграмма загрузок подземного самосвала. (синий) при стандартном методе взрывов, (оранжевый) при методе РОВ.

Выводы по третьему разделу. Согласно результатам проведенным исследованиям, можно сделать следующие выводы:

- 1) Производительность буровых станков уменьшается с уменьшением мощности рудных тел при одинаковой ширине очистных камер;
- 2) Производительность бурового станка растет с увеличением суммарной величины скважин в веере и сокращением времени на ее перемещение;
- 3) Поэтому совершенствование конструкции буровых станков должно вестись путем применения более мощных перфораторов для бурения скважин с углом наклона 45-90° при продольном перемещении ее буровой части на два и более вееров.
- 4) добыча и извлечение руды из вееров с системой РОВ выше, чем при стандартном методе в маломощных рудных телах;
- 5) метод взрывания РОВ имеет большое превосходство, помимо безопасности и большей степени извлечения, данный метод показал, что при РОВ получается более мелкий фракционный состав горной массы по сравнению со стандартным методом взрывания. Это преимущество заключается в том, что веера при РОВ имеют большую степень извлечения из-за большего количества частично свободных площадей, а также большей концентрации напряжения энергии в их верхних частях. Такой высокий коэффициент набухания приводит к более низкому разубоживанию;
- 6) в маломощных рудных телах метод РОВ оказался успешным в повышении процента извлечения руды и снижении кусковатости, это позволяет в значительной степени сократить эксплуатационные затраты не только на погрузочно-доставочное оборудование, но и на дробильно-сортировочные работы.

4. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРЕДЛАГАЕМЫХ ЭНЕРГОСБЕРЕГАЮЩИХ СПОСОБОВ РАЗРАБОТКИ КРУТОПАДАЮЩИХ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ

4.1 Разработка алгоритма методики оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением их диаметра в любой части скважин

Методика оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением их диаметра погружными пневмоударниками состоит из четырех последовательных этапов проведения исследовательских работ:

1 – подготовительный: регистрация в протоколе испытаний исходных данных о месте, дате проведения испытаний, горно-геологических и горнотехнических условиях бурового участка и технических характеристик комплекта оборудования (буровой станок, пневмоударник и его инструмент), а также исходных технико-экономических параметров для расчета себестоимости прямых затрат на бурение 1 п.м скважин;

2– регистрационный: регистрация осевого перемещения става с одновременной записью акустических сигналов, возникающих при работе пневмоударника в процессе бурения скважин при установленных режимах бурения, которые фиксируются приборами контроля буровых станков или автономными измерительными приборами;

3 – измерительно-расчетный: обработка данных измерительной аппаратуры и определение технических и технико-экономических параметров, полученных в процессе бурения скважин с занесением в паспорт технико-экономической эффективности погружных машин;

4. – отчетно-аналитический: построение технико-экономических диаграмм оценки эффективности испытуемых комплектов бурового оборудования при проходке скважин, анализ полученных данных, составление отчетной документации с рекомендациями по выбору и адаптации конкретной модели погружного пневмоударника и породоразрушающего инструмента с предоставлением рациональных режимных параметров бурения и рекомендаций по очистке скважины от шлама и своевременной заточке породоразрушающих вставок буровых долот.

На рисунке 4.1 приведена схема повышения эффективности бурения скважин с расширением их диаметра за счет разработки, модернизации и внедрения погружных пневмоударников.



Рисунок 4.1 - Схема повышения эффективности бурения скважин с расширением их диаметра

4.2 Определение структуры и основных компонентов методики

Проблемы повышения производительности буровых работ подземных рудниках при бурении скважин с расширением их диаметра необходимо рассматривать с позиции их энергоэффективности. Для чего требуются как заблаговременные аналитические исследования в области адаптации буровых машин и инструмента, так и опытно-промышленные с привлечением независимых специалистов в области бурения. На рисунке 4.2 представлена общая принципиальная схема повышения энергоэффективности добычи полезных ископаемых в рудниках, где проблемы повышения производительности буровых работ стоят наиболее остро.



Рисунок 4.2-Схема повышения энергоэффективности добычи полезных ископаемых в рудниках при бурении скважин с расширением их диаметра

Разработка подробных технологических карт с геологическими характеристиками на планах буровых участков с привязкой физико-механических свойств по площади и глубине позволит перейти на новый уровень ведения буровзрывных работ. Это позволит перенести успешную практику применения буровых машин и инструмента при бурении скважин с расширением их диаметра на буровые участки с аналогичными показателями, а также проводить зональные распределения машин и инструмента по площадям предстоящих буровых работ на основании журналов энергоэффективности бурения скважин бурения скважин с расширением их диаметра на станках ударно-вращательного бурения.

4.3 О применении методики в условиях горного производства

Критерием оценки экономической эффективности добычи руды является получаемая при этом прибыль.

Прибыль определяется из выражения:

$$\Pi = [\Pi \cdot I_{\text{ом}} \cdot r_p - (C_d + C_o + C_m) / (1 - K_p)] \cdot Q_p \cdot I_d$$

где Q_p - балансовые запасы руды, т; Π – рыночная цена меди, тенге/т; $I_{\text{ом}}$ - сквозной коэффициент извлечения при обогащении и металлургическом переделе; I_d - коэффициент извлечения товарной руды из Q_p ; r_p - содержание меди в балансовых запасах, кг/т; C_d – себестоимость добычи руды, тенге/т; C_o - себестоимость обогатительного передела, тенге/т товарной руды; C_m - себестоимость металлургического передела, тенге/т товарной руды; K_p - коэффициент разубоживания руды при добыче.

При определении прибыли учтены следующие усредненные показатели себестоимости технологических процессов.

Себестоимость добычи руды без ГПП	- 10198 тенге/т.
Стоимость выемки 1 м ³ при проведении горных выработок	- 18200 тенге/м ³ .
Стоимость 1 м ³ твердеющей смеси при проведении закладочных работ	- 9600 тенге/м ³
Себестоимость обогатительного передела	- 3900 тенге/т.
Себестоимость металлургического передела	- 4220 тенге/т.

Технико-экономической оценке подлежит новый способ разработки маломощных крутопадающих рудных залежей (жил) с подрывом пород висячего бока, в котором отбитая пустая порода, заполнившая выработанное пространство камер враспор с налегающей толщей, будет служить надежной опорой вместо рудных целиков от разрушающего воздействия горного давления при отработке запасов блока.

Сравнивать новый способ разработки будем со способом, в котором для поддержания висячего бока крутопадающей залежи оставляют рудные целики квадратного или прямоугольного сечения.

Сравнение эффективности предлагаемых способов разработки выполняем при следующих исходных данных (таблица 4.7):

мощность рудной залежи – 2,0 м

глубина разработки – 500 м

длина залежи по простиранию – 200 м

длина залежи по восстанию – 50 м

исходное содержание меди – 20 кг/т

ценность меди – 2314260 тенге/т

Таблица 4.1 – Объемы ГПР в сравниваемых способах разработки

№№ п/п	Наименование выработок	Сравниваемые способы разработки					
		Способ разработки крутопадающих маломощных рудных залежей с формированием столбчатых целиков			Способ разработки крутопадающих маломощных рудных залежей с подрывом пород висячего бока		
1 1	Этажные вентиляционно- доставочные штреки	8,4	400,0	3360,0	8,4	00,0	3360,0
22	Погрузочные заезды	8,4	308,0	2587,0	8,4	08,0	2587,0
33	Подэтажные буровые выработки	4,6	1000,0	4600,0	4,6	00,0	4600,0
44	Вентиляционно- ходовые восстающие	6,4	200,0	1280,6	6,4	00,0	5120,0
55	Буровые ниши	-	-	-	5,0	50,0	1750
66	Внутриблоковые рудоспуски	2,0	240,0	480,0	-	-	-
7	Итого			12306,0			17416,0

В таблице 4,2 представлены результаты расчетов экономической эффективности сравниваемых способов разработки, из которых следует, что способ разработки крутопадающих маломощных рудных залежей (жил) с подрывом пород висячего бока на 18 % эффективнее способа с формированием рудных столбчатых целиков и может быть рекомендован для отработки высокоценных руд.

Таблица 4.2 – Результаты расчетов экономической эффективности

№№ п/п	Наименование показателей	Ед. изм.	Способ отработки крутопадающих маломощных залежей с формированием столбчатых целиков	Способ разработки крутопадающих маломощных залежей (жил) с подрывом пород висячего бока
1	Балансовые запасы	т	52000,0	52000,0
2	Содержание	кг/т	20,0	20,0
3	Потери руды	%	15,0	0
4	Разубоживание руды	%	3,0	3,0
5	Товарная руда	т	45526,0	53566,0
6	Содержание в товарной руде	кг/т	19,417	19,415
7	Объем ГПР	м³	12306,0	17416,0
8	Себестоимость добычи с учетом ГПР	тенге/т	15024,0	16003,0
9	Затраты на добычу	млн. тенге	464,27	546,27
10	Затраты на обогащение	млн. тенге	177,55	208,91
11	Затраты на металлургию	млн. тенге	192,12	226,05
12	Извлекаемое качество меди	т	795,58	935,98
13	Всего затрат на выпуск	млн. т	833,94	981,23
14	Всего доход от реализации	млн. т	1840,97	2165,85
15	Прибыль	млн. т	1007,03	1184,62
16	Соотношение эффективности	%	100,0	118,0

Выводы по четвертому разделу.

Разработанная методика оценки энергоэффективности новой энергосберегающей технологии эксплуатации маломощных рудных залежей (жил) при бурении скважин с расширением их диаметра позволяет выбирать режимы бурения с минимальной энергоемкостью разрушения горных пород и износом бурового инструмента. Разработанная «Методика оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением их диаметра» обеспечивает:

- определение рациональных режимов бурения на месте ведения буровых работ;
- проведение экспресс-оценки энергоэффективности при бурении скважин с расширением их диаметра;
- проведение обоснованной адаптации пневмоударников и буровых долот к физико-механическим параметрам руд и пород, с позиции максимальной производительности бурения при минимальном энергопотреблении энергоносителей и износе породоразрушающего инструмента, обеспечивающих минимальную себестоимость прямых затрат на проходку 1 п.м буримых скважин;
- определение рациональных норм выработки для буровых бригад, с учетом горногеологических и горнотехнических условий буровых участков;
- проведение обоснованного технико-экономического мониторинга ведения буровых работ на предприятии.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Разработана методика оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением участков их диаметра позволяющая выбирать режимы бурения с минимальной энергоемкостью разрушения горных пород.

2. Научно обоснованы параметры новой технологии эксплуатации маломощных крутопадающих рудных залежей (жил), которая на 18% эффективнее существующего способа с формированием рудных столбчатых целиков. Она позволяет осуществлять выбор режимов бурения с минимальными энергоемкостью разрушения горных пород и износом бурового инструмента, обеспечивающих качество взрывного дробления горных пород и полноту выемки полезного ископаемого.

3. Разработана новая конструкция бурового инструмента с расширением участков диаметра скважин по их длине, которая обеспечивает повышение производительности буровых работ от 30 до 50% за счет реконструкции существующих станков и применения расширителя участков скважинных зарядов;

4. Обоснован инновационный способ создания эффективной врубовой полости при проведении восстающих выработок с расширением участков диаметра взрывных скважин по их длине, обеспечивающих проходку отрезных и других восстающих за один прием взрыва от 15 до 30 м. как снизу вверх, так и сверху вниз;

5. Результаты промышленных испытаний, проведенных на Стрежанском медно-полиметаллическом руднике ТОО «Риддер-Полиметалл» в Восточном Казахстане, подтвердили предложенные в работе методические основы оценки энергоэффективности процесса бурения скважин с расширением участков их диаметра по длине скважин.

6. Установлено, что добыча и извлечение руды из вееров с системой РОВ выше, чем при стандартном методе в маломощных рудных телах;

7. В маломощных рудных телах метод РОВ оказался успешным в повышении процента извлечения руды и снижении кусковатости, это позволяет в значительной степени сократить эксплуатационные затраты не только на погрузочно-доставочное оборудование, но и на дробильно-сортировочные работы.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Официальный сайт Комитета геологии и недропользования Республики Казахстан <http://geology.miid.gov.kz/ru/kategorii/gosudarstvennaya-komissiya-po-zapasam-poleznyh-iskopaemyh-respubliki-kazakhstan>
2. Ваулин О.В. Восточно-Казахстанская область. Золото. Справочник. Усть-Каменогорск – Бишкек, «Рикозол», 2016 г. – С. 35 - 36
3. ТОО Эко 2 // «Промышленная разработка запасов Стрежанского месторождения до горизонта 425 метров». Усть-Каменогорск 2016 г. Том 1, Книга 2. – С. 8 – 9
4. Кабетенов Т. Совершенствование скважинной отбойки при разработке наклонных и крутопадающих рудных тел малой средней мощности. Монография. – Алматы: Экономика, 2014. – 192 с.
5. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы. Ч. I. Утверждено комитетом СССР по труду и социальным вопросам и ВЦСПС. Постановление № 326/20-93 от 31 декабря 1982 г. – М., 1982. – 219 с.
6. Единые нормы выработки (времени) на бурение скважин на открытых горных работах предприятий угольной и сланцевой промышленности. Утв. 30 октября 1980. – М., 1981. – 41 с.
7. Танайно, А.С. Сопоставление шкал классификаций горных пород по буримости / А.С. Танайно // Вестник КузГТУ. – 2006. – № 3. – С. 34–38.
8. Голубинцев, О.Н. Механические и абразивные свойства горных пород и их буримость / О.Н. Голубинцев // М.: Недра, 1968. – 199 с.
9. Karpov, V.N. Importance of early adjustment of rotary-percussion drilling tool to mineral mining conditions / V.N. Karpov, V.V. Timonin, // В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 134, conference 1, 2018. С. – 12 – 24.
10. Бегагоен, И.А. Бурильные машины / И.А. Бегагоен, А.Г. Дядюра, А.И. Бажал. – М.: Недра, 1972. – 368 с.
11. Karpov, V.N. Importance of early adjustment of rotary-percussion drilling tool to mineral mining conditions / V.N. Karpov, V.V. Timonin, // В сборнике: IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, Volume 134, conference 1, 2018. С. – 12 – 24.
12. ГОСТ 3882-74 (ИСО 513-75) Сплавы твердые спеченные. – М.: Стандартиформ, 1974. – 26 с.
13. Зиновьев, А.А. Исследование работы погружного бурильного молотка на воздушно-водяной смеси: автореф. дис. ...канд. тех. наук: 05.05.06 / Зиновьев Александр Александрович – Новосибирск, 1961. – 21 с.

14. Емельянов, П.М. Универсальный буровой полуавтомат НКР-100 / П.М. Емельянов; под общ. ред. Н. Н. Есина. – М.: Госгортехиздат, 1963. – 99 с.
15. Юсупов Х.А., Мырзахметов С.С., Мендекинова Д.С. Определения рациональной длины инертного промежутка при взрывных работах. – Караганда: КарГТУ, 2013. – С. 370.
16. Кабетенов Т., Шапошник Ю.Н. Геомеханическое состояние массива приконтурных пород и управление им при проведении горных выработок. – Караганда: КарГТУ, 2013. – С. 306-308.
17. Опарин, В.Н. Количественная оценка эффективности процесса разрушения горных пород при ударно-вращательном бурении скважин / В.Н. Опарин, В.В. Тимонин, В.Н. Карпов // ФТПРПИ. – 2016. – № 6. – С. 60–74.
18. Воздвиженский, В.И. Современные способы бурения взрывных скважин / В.И. Воздвиженский, А.К. Сидоренко, А.Л. Скорняков. – Москва: Недра, 1970. – 352 с.
19. Машины для бурения скважин погружными молотками в подземных условиях / П.М. Емельянов [и др.]. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1965. – 200 с.
20. Воздвиженский, Б.И. Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения / Б.И. Воздвиженский, И.П. Мельничук, Ю.А. Пешалов. – М.: «Недра», 1973. – 240 с.
21. Nariseti C. Crack formation in rocks due to action of cemented carbide bits / Nariseti C., Mohanty B., Keskiniva M. // Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10 : Proceedings of the 10th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. – Leiden : CRC Press, 2013. – P. 55–64.
22. Guo Yong. Impact performance for high frequency hydraulic rock drill drifter with sleeve valve / Guo Yong, Yang Shu Yi, Liu De Shun, Zhang Long Yan, Chen Jian Wen // International Journal of Fluid Machinery and Systems. Vol. 9, No. 1, January-March 2016, – P. 39–46.
23. Chengyi Huang. Strain Rate Effects on Dynamic Fractures in Fine-grained Granitic Rock /Chengyi Huang, Bibhu Mohanty, Zheming Zhu. Strain // 52(1)., January 2015, DOI: 10.1111/str.12169.
24. Nguyen Van Hung. Penetration rate of rotary-percussive drilling / Nguyen Van Hung, Le Phuoc Hao, L.Gerbaud1, R.Souchal, C.Urbanczyk, C. Fouchard. // Petroleum exploration & Production Vol.6 2015. – P. 14–20.
25. A – Z of DTH drilling / Halco Rock Tools Limited. - 05.2016 – p.78.
26. Фокс Брайан. Бурение взрывных скважин на открытых горных выработках / Брайан Фокс. Издатель: Ульф Линде. Перевод на русский язык // Atlas Copco Drilling Solutions LLC, Garland, Texas, USA, 2011. – 274 с.

27. Atlas Sopco Rock Drilling Tools. Secoroc Down-the-hole equipment: Operators instruction and spare parts list down-the-hole hammers / Atlas Copco Secoroc AB, Fagestra, Sweden, 2002. – 23 p.

28. Technical specification DHD hammers / Atlas Copco Secoroc AB. Update, February, – 2005. – 4 p.

29. Погружные пневмоударники Secoroc QLX5: инструкция по эксплуатации / Перевод на русский язык. Atlas Copco Secoroc AB Fagersta, Sweden. – 2015. – 34 с.

30. Li, J.-G. Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment / Li, J.-G., Zhan, K. // Engineering, Volume 4, Issue 3, June 2018, – P. 381–391.

31. He, J.-F. Research on suction capacity and dust suppression performance of a reverse circulation air hammer in tunnel drilling / He, J.-F., Sun, B.-X., Liang, Y.-P., Luo, Y.-J. // Tunneling and Underground Space Technology, Volume 71, January 2018, P. 391–402.

32. Cao, P. Optimal Design of Novel Drill Bit to Control Dust in Down-the-Hole Hammer Reverse Circulation Drilling / Cao, P., Chen, Y., Liu, M., Chen, B. // Arabian Journal for Science and Engineering, Volume 43, Issue 3, March 2018, P.1313–1324.

33. Тимонин, В.В. Обоснование параметров породоразрушающего инструмента и гидравлической ударной машины для бурения скважин в горных породах: дис. ...канд. тех. наук: 05.05.06 Тимонина Владимира Владимировича. – Новосибирск: ИГД СО РАН, – 2009. – 129 с.

34. Реготунов, А.С. Выявление закономерностей разрушения скальных горных пород буровыми коронками штыревого типа: дис. ...канд. тех. наук: 25.00.20 / Реготунова Андрея Сергеевича. – Екатеринбург : ИГД УрО РАН, – 2016. – 160 с.

35. Жуков, И.А. Развитие научных основ повышения эффективности ударных машин для бурения скважин в горных породах: автореф. дисс. ... докт. техн. наук / Жуков Иван Алексеевич. – Новосибирск: ИГД СО РАН, 2017. – 39 с.

36. Белаенко Ф.А., Друкованый М.Ф., Кучерявый Ф. И. Исследование полей напряжений и процесса образования трещин при отбойке пород в карьерах // Сб.: «Проблемы дробления горных пород взрывом». – Москва: Углетехиздат, 1959. –С.12-32.

37. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. М.: Госгортехиздат, 1962. –С.88-92.

38. Иванов К.И. и др. Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых. Табл. 4.1., с. 112, М. Недра, 1987

39. Патент Республики Казахстан №11539, опубликованный 15.05.2002, бюл. №5, МПК E21B 7/28

40. *Li J.-G., Zhan K.* Intelligent Mining Technology for an Underground Metal Mine Based on Unmanned Equipment // *Engineering*. 2018. Vol. 4. Iss. 3. Pp. 381—391.

41. *Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A.* The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine // *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2018. April, Vol. 118, pp. 409—418.

42. *Cheng G., Chen C., Li L., Dai F., Ren B.* Numerical modelling of strata movement at footwall induced by underground mining // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 2018. 108, pp. 142—156.

43. *Белин В. А., Горбонос М. Г., Мангуш С. К., Эквист Б. В.* Новые технологии ведения взрывных работ // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. — 2015. — ОВ 1. — С. 87—101.

44. *Pergament V., Melnikov Iv., Suraev V., Melnikov I., Vassiliev K., Kotik M., Shevtsov N.* Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events // *Minno delo i Geologia*. 2014. no 1—2. pp. 57—63.

45. *Пергамент В. Х.* Учет пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела / *Инженерные методы управления действием взрыва*. Сборник научных трудов, вып. 89. — Магнитогорск: МГМИ, 1971. — С. 3-14.

46. *Pergament V., Melnikov Iv., Suraev V., Melnikov I., Vassiliev K., Kotik M., Shevtsov N.* Ensuring seismic safety of the explosive works and evaluation of the consequences related to technogenic and natural seismic events // *Minno delo i Geologia*. 2014. no 1—2. pp. 57—63.

47. *Пергамент В. Х.* Критические скорости и параметры буровзрывных работ / *Инженерные методы управления действием взрыва*. Сборник научных трудов, вып. 89. — Магнитогорск: МГМИ, 1971. — С. 40—48.

48. *Пергамент В. Х.* Учет пространственной рассредоточенности заряда ВВ в задачах взрывного дела / *Инженерные методы управления действием взрыва*. Сборник научных трудов, вып. 89. — Магнитогорск: МГМИ, 1971. — С. 3-14.

49. *Pergament V., Malarov I., Firstov P., Gitterman Y.* Experimental evaluation of near-source seismic effects of quarry blasts / *XXVI General Assambley of the Evropean Seismological Commission (ESC)*. TEL AVIV. 1998. p. 29.

50. *Кутузов Б. Н.* Справочник взрывника. — М.: Недра, 1988. — 511 с.

51. Курузов Б. Н., Валухин Ю. К., Давыдов С. А. и др. Проектирование взрывных работ. М.: Недра, 1974. — 328 с.
52. Баранов Е. Г., Оберемок О. Н. Взрывные работы на подземных рудниках: Учебник для обучающихся профтехобразования. — М.: Недра, 1985. — 255 с.
53. Лизункин М. В. Опыт скважинной отбойки маломощных урановых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 10. — С. 23—26.
54. Городниченко В. И. Расширение скважин для взрывной отбойки руды на подземных горных работах // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2012. - № 7. - С. 28-31.
55. Кабетенов Т., Юсупов Х. А., Рустемов С. Т. Егембердиев Р. И. Определение линий наименьшего сопротивления вспомогательных и отбойных шпуров при использовании секционных врубов // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. - 2015. - № 12. - ч. 5. - С. 794-799.
56. Егембердиев Р. И. Латыпов А. С. Юсупов Х. А. Елемесов К. К. Столповских И. Н. Сыдыкбекова С. Т. Шахмурат М. Ш. Патент KZ № 33599, Способ бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления. 03.05.2019, Бюл. № 18.
57. Рустемов С.Т. Совершенствование проведения горных выработок и повышения безопасности труда проходчиков. //Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета. -Том 12. №7.- Бишкек, 2012. -С. 128-128.
58. Юсупов Х.А., Рустемов С.Т., Кабетенов Т. Обоснование рациональных параметров секционных врубовых шпуров. //Наука и новые технологии. - №2. —Бишкек. 2012. - С.20-24.
59. Massabki R. F. Panel opening in sublevel open stope mining using modeling software / 4th World Mining Congress, 2016, Rio de Janeiro, Brazil. pp. 358 — 364.
60. Gao F., Zhou K. P., Deng H. W., Yang N. G., Li J. L. Design and application of an efficient mining method for gentle-dipping narrow vein at Kafang Mine, in Y Potvin (ed.) / Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining, 2015, Australian Centre for Geomechanics. Perth. pp. 293—305.
61. Shekhar G., Gustafson A., Schunnesson H. Draw control strategy and resource efficiency in sublevel caving. State-of-the-art. Research report. Luleå University of Tecnology, 2017, Luleå, 96 p.
62. Nordqvist A., Wimmer X. Holistic approach to study gravity flow at the Kiruna sublevel caving mine / In Seventh International Conference and Exhibition

on Mass Mining. 2016, Sydney: The Australian Institute of Mining and Metallurgy. Pp. 401—414.

63. Matthews T. Dilution and ore loss projections: Strategies and considerations / SME Annual Conference and Expo and CMA 117th National Western Mining Conference. Mining: Navigating the Global Waters. Denver, United States. 15— 18 February. 2015, Pp. 529—532.

64. Skawina B., Greberg J., Salama A., Gustafson A. The effects of orepass loss on loading, hauling, and dumping operations and production rates in a sublevel caving mine // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2018, April, Vol. 118, pp 409—418.

65. Лизункин М. В. Опыт скважинной отбойки маломощных урановых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — № 10. — С. 23—26.

66. Белин В. А., Горбонос М. Г., Мангуш С. К., Эквист Б. В. Новые технологии ведения взрывных работ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2015. — ОВ1. — С. 87—101.

67. Типовые проходки восстающих глубокими скважинами на рудниках министерства металлургии СССР. — Усть-Каменогорск: ВНИИЦВЕТМЕТ, 1991. — 430 с.

68. Ерофеев И. Е., Вылегжанин В. В., Фабричных С. М. и др. Параметры буровзрывных работ при проходке восстающих глубокими скважинами // Горный журнал. — 1966. — № 2.

69. Бахтин А. К., Матвеев В. К., Першин В. А. Совершенствование взрывных работ на подземных рудниках // Горный журнал. — 1986. — № 6. — С. 29—30.

70. Лещуков Н. Н., Петрушин А. Г. Определение зависимости предельной ЛНС удлиненного заряда ВВ от формы и размеров ограниченной компенсационной полости // Известия вузов: Горный журнал. — 2002. — № 1. — С. 72—77.

71. Шапиро В. Я., Боев А. В., Литвинович Н. В. Совершенствование параметров БВР при проведении горных выработок // Горный журнал. — 1985. — № 2. — С. 34—37.

72. Кристин А. К. Основные параметры технологии проходки восстающих глубокими взрывными скважинами // Известия вузов: Горный журнал. — 1961. — № 3. — С. 7—14.

73. Методические указания по установлению размеров камер и целиков при камерных системах разработки руд цветных металлов. Ленинград, ВНИМИ. — 1972. — 81 с.

74. Инструкция по определению допустимых размеров обнажений и целиков при этажно-камерных системах разработки в Криворожском железорудном бассейне. // Кривой рог. – НИГРИ. – 1995. – 36 с.

75. Нормы технологического проектирования горнодобывающих предприятий цветной и черной металлургии с подземным способом разработки. // С.-Петербург. – Гипроруда. – 1993. – 234 с.

76. Временная инструкция по расчету целиков для пологопадающих залежей на глубинах более 400 м и наклонных залежей Жезказганского месторождения. Алматы-Жезказган, 1998.-186с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ А – Сравнительная техническая характеристика буровых станков отечественного и зарубежного производства (Таблица–А1)

Таблица – А1 Технические характеристики буровых станков

Параметры	Показатели						
	1	2	3	4	5	6	7
Модель	БП-100С	УБС-150	DU311-Т (ORION)	Simba M4- ITH	БП100М	СБУ-6	НКР100 МВПА
Производитель	Россия		Швеция	Швеция	Россия		
Диаметр бурения СЗ/Р*, мм	85-160/250	130-160/-	89-216/ 762 (V-30)	95-178/-	85-160	110-160/ 250	105-110
Глубина бурения, м	150	150	100	65	150	100	80
Направление бурения	0-360					Нижний полувер	0–360
Крутящий момент, Нм	1500	4000	5730	5100	1500	2100	1450
Усилие подачи, кН	24	110	70	–	24	20	12
Рабочее давление (от сети), МПа	0,6	0,6-2**	2- 2,7		0,6		
Компрессор СКС17/25, МПа/м³/мин	0,5/17 2,5/-	–	–		0,5/17 2,5/-	–	–
Скорость передвижения, км/ ч	4,5	1	2	5-15	–	–	–
Д х В х Ш (трансп.), мм	4900 2650 1812	3650 2630 1380	3581 2746 1829	10500 2875 2350	–	–	–
Масса, кг	3800	6300	12700	17800	790	1700	936

Примечания: *Бурение сплошным забоем и путем разбуривания пилотных скважин. Компании производитель: 1,5 –АО «Машиностроитель-
ый Холдинг» (г. Екатеринбург); 2,6,7, –АО «Кыштымское машиностроительное объединение»; 3. Sandvic; 4. Atlas Copco.

ПРИЛОЖЕНИЕ Б - Результаты экспериментов по оценке энергоэффективности бурения скважин на «Стрежанском руднике» ТОО «Риддер-Полиметалл»

ЖАУАПКЕРШІЛІГІ ШЕКТЕУЛІ
СЕРІКТЕСТІГІ
«Риддер-Полиметалл»

КАЗАКСТАН РЕСПУБЛИКАСЫ, ШҚО,
071303 г. Риддер, пр. Независимости, 1-44
Тел. факс: 8 (72336) 7-00-06
e-mail: Ridderpolymetall@gmail.com
БИН: 150940014071



ТОВАРИЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ
ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ
«Риддер-Полиметалл»

РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН, ВКО,
071303 г. Риддер, пр. Независимости, 1-44
Тел. факс: 8 (72336) 7-00-06
e-mail: Ridderpolymetall@gmail.com
БИН: 150940014071

Утверждаю
Генеральный директор
ТОО «Риддер-Полиметалл»

Б.Ж. Медиханов



19 ноября 2019 г.

АКТ

Опытно-промышленных испытаний
«обоснования параметров и разработки энергосберегающей
технологии эксплуатации маломощных рудных тел»
(НАО КазННТУ им. К.И. Сатпаева)

Апробация методики проведена с 11 по 15 ноября 2019 г. на Стрежанском
медно-полиметаллическом руднике ТОО «Риддер - Полиметалл»

Комиссия в составе
От ТОО «Риддер - Полиметалл»:

Председатель – Б.Ж. Медиханов, генеральный директор;
Начальник рудника – Э.Е. Карсакбаев;
Начальник участка буровых работ – К.М. Штрикер.

От НАО КазННТУ им. К.И. Сатпаева:
Р.И. Егембердиев – докторант

Задачи испытаний:

1. Провести апробацию параметров и разработки энергосберегающей
технологии эксплуатации маломощных рудных тел.

2. Выполнить оценку эффективности бурения взрывных скважин погружным пневмоударником.

3. Применение нового способа создания врубовой полости для проходки восстающих выработок.

4. Применение способа отработки крутопадающих рудных залежей мощностью от 3,0 до 5,0 м с подэтажными штреками и формированием междокамерных столбчатых целиков.

Описание объекта испытаний

«Обоснование параметров и разработка энергосберегающей технологии эксплуатации маломощных рудных тел» состоит из четырех этапов:

1 этап – подготовительный. На данном этапе осуществляется запись исходных данных: место испытаний и дата их проведения; характеристики бурового участка, его горно-геологические и горнотехнические условия; технические характеристики комплекта бурового оборудования (станок, пневмоударник и породоразрушающий инструмент), а также исходные технико-экономические параметры для расчета себестоимости прямых затрат для способа отработки крутопадающих маломощных залежей с формированием столбчатых целиков и способа разработки крутопадающих маломощных залежей (жил) с подрывом пород висячего бока.

2 этап – регистрационный. Этап включает в себя работы по записи с приборов учета буровых станков или автономными измерительными приборами параметров процесса бурения скважины на протяжении всего времени ведения работ.

3 этап – измерительно-расчетный. Осуществляется обработка данных измерительной аппаратуры и определение технических и технико-экономических параметров, полученных в процессе бурения скважин с занесением в паспорт эффективности погружных машин.

4 этап – отчетно-аналитический. Этап построения диаграмм технико-экономической оценки показателей погружных пневмоударников при проходке скважин. С рекомендациями по рациональному нормированию работы буровых бригад с учетом технико-технологических особенностей конкретных погружных пневмоударников и инструмента к разрабатываемому породному массиву с набором физико-механических свойств.

Комплект измерительной аппаратуры и бурового оборудования, используемого при оценке эффективности бурового станка БП-100 и ЛПС-3У в условиях Стрежанского рудника.



Условия испытания

Опытно-промышленные испытания методики проводились в горнотехнических условиях горизонта +750 м, блока 18, участок №2.

Результаты испытаний

Осуществлена апробация обоснования параметров и разработки энергосберегающей технологии эксплуатации маломощных рудных тел в горногеологических условиях Стрежанского месторождения. Ее применение

позволяет построить диаграммы технико-экономической оценки при проходке скважин а также применение новой технологии.

Было пробурено 20 скважин диаметром 65 мм. и 42 скважины диаметром 110 мм. Глубиной 60 м. каждая. Использовался буровой станок БП-100 и ЛПС-3У с погружным пневмоударником.

Осуществлена оценка энергоэффективности бурения глубоких взрывных скважин диаметром 65 и 110мм. погружным пневмоударником.

Установлено, что:

а) производительность бурового станка уменьшается с уменьшением мощности рудных тел при одинаковой ширине очистных камер;

б) производительность бурового станка растет с увеличением суммарной величины скважин в веере и сокращением времени на его перемещение;

в) совершенствование конструкции станков БП-100 и ЛПС-3У должно вестись путем применения более мощных перфораторов для бурения скважин с углом наклона 45-90° при продольном перемещении ее буровой части на два и более вееров с использованием поворотной платформы.

г) Длина отброса горной массы зависит от ширины навала и описывается квадратичной зависимостью;

д) Чем меньше ЛНС, тем больше дальность и ширина отброса горной массы;

е) Расстояние между забоями скважин обратно пропорционально ЛНС и описывается нелинейной зависимостью;

Выводы:

1) ЛНС скважин зависит от опережения начала процесса трещинообразования в разрушаемой среде в результате действия ударных волн, возникающих при детонационном давлении, над временем начала процесса расширения газов взрыва ВВ в зарядной полости;

2) Расстояние скольжения породы по почве камеры зависит от начальной скорости отброса горной массы и коэффициента трения породы об почвы камеры;

3) Результирующая скорость соударения кусков горных пород об почву камеры в нижних точках забоя больше, чем в верхних, если они достигают одинокого расстояния от груди забоя до места падения;

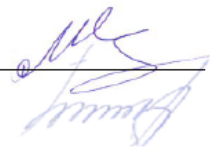
4) При проектировании скважинной отбойки должны обеспечиваться ровная поверхность почвы. Относительная ЛНС в нижних скважинах должны быть меньше, чем в верхних скважинах.

5) При разработке конструкции бурового станка, предназначенного для бурения веерных скважин в сложных горно-геологических условиях, необходимо дополнительно предусматривать конструктивные элементы обеспечивающие бурение скважин по сферической поверхности и параллельно сопряженных скважин для создания компенсационной полости с целью проходки отрезных восстающих;

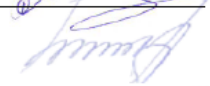
6) Для обеспечения бурения скважин диаметром до 160мм для создания компенсационной полости с дальнейшей проходкой восстающих и рудоспусков следует предусматривать вращающуюся платформу в основании бурового станка.

7) Для повышения работоспособности способа разработки крутонаклонных рудных жил подэтажными штреками с расположением камер по восстанию и подрывом пород висячего бока рассчитаны оптимальные параметры БВР, обеспечивающие полноту заполнения пустот при подрыве висячего бока и сохранность капитальных перегородок, которые препятствуют затеканию обрушенной породы в камеру.

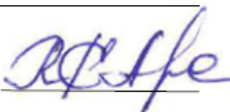
Начальник рудника: Э.Е. Карсакбаев



Начальник буровых работ: К.М. Штрикер



Докторант: Р.И Егембердиев



ПРИЛОЖЕНИЕ В – патент на изобретение



ВЫПИСКА ИЗ ГОСУДАРСТВЕННОГО РЕЕСТРА ИЗОБРЕТЕНИЙ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

МИНИСТЕРСТВО ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Статус: Действует

(11) № охранного документа	33599
(12)	Патент на изобретение
(21) Номер заявки	2018/0092.1
(22) Дата подачи заявки	08.02.2018
(51) МПК	E02F 5/20 (2006.01), E21B 7/28 (2006.01)
(54) Название	Способ бурения взрывных скважин с расширением их диаметра и устройство для его осуществления
(73) Патентообладатель	Некоммерческое акционерное общество "Казахский национальный исследовательский технический университет имени К.И. Сатпаева" (KZ)
(72) Автор(-ы)	Латыпов Авис Самигуллинович Latypov Avis Samigullinovich(KZ); Елемесов Касым Коптлеуевич Yelemesov Kasym Koptleuevich(KZ); Юсупов Халидолла Абенович Yusupov Khalidolla Abenovich(KZ); Столповских Иван Никитович Stolpovskikh Ivan Nikitovich(KZ); Егембердиев Руслан Ильдосович Egemberdiyev Ruslan Ildosovich(KZ); Сыдыкбекова Самал Танирбергенкызы Sydykbekova Samal Tanirbergenkyzy(KZ); Шахмурат Максат Шахмуратулы Shakhmurat Maksat Shakhmuratuly(KZ)
(45) Номер и дата бюллетеня	№ 18 - 03.05.2019
Срок действия	03.01.2020

Дата формирования выписки: 11.07.2019



ПРИЛОЖЕНИЕ Г – патент на полезную модель



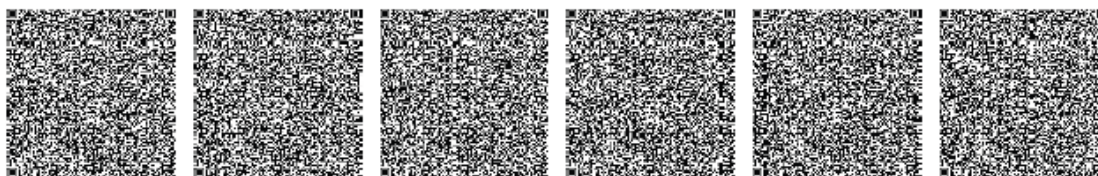
ВЫПИСКА ИЗ ГОСУДАРСТВЕННОГО РЕЕСТРА ПОЛЕЗНЫХ МОДЕЛЕЙ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

МИНИСТЕРСТВО ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

Статус: Действует

(11) № охранного документа	4123
(12)	Патент на Полезную Модель
(21) Номер заявки	2019/0257.2
(22) Дата подачи заявки	18.03.2019
(51) МПК	E21C 41/00 (2006.01)
(54) Название	Способ разработки маломощных крутопадающих рудных залежей (жил)
(73) Патентообладатель	Волков Анатолий Петрович (KZ); Волков Юрий Анатольевич (KZ); Егембердиев Руслан Ильдосович (KZ)
(72) Автор(-ы)	Волков Юрий Анатольевич Volkov Yuriy Anatolyevich(KZ); Егембердиев Руслан Ильдосович Egemberdiyev Ruslan Ildosovich(KZ); Волков Анатолий Петрович Volkov Anatoly Petrovich(KZ)
(45) Номер и дата бюллетеня	№ 26 – 28.08.2019
Срок действия	28.02.2020

Дата формирования выписки: 11.07.2019



ПРИЛОЖЕНИЕ Д

Министерство по инновациям и развитию Республики Казахстан
филиал РГП «Национальный центр по комплексной переработке
минерального сырья Республики Казахстан»
«Институт горного дела им. Д. А. Кунаева»

УДК 622.647.83:622.272
МРНТИ 055

СОГЛАСОВАНО
Директор Восточно-
Жезказганского рудника
ТОО «Корпорация Казахмыс»
Б.А. Баймуханов
« 2 » февр. 2020г.



УТВЕРЖДАЮ
Директор Института,
Академик НАН РК,
д. т. н. профессор
Н.С. Буктуков
« 2 » февр. 2020г.



ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕГРАМЕНТ

на проектирование опытно-промышленных испытаний нового варианта
системы отработки запасов блока 43 залежи Анненская 7-II с расположением
камер по восстанию, отбойкой руды из подэтажных штреков без захода лю-
дей в выработанное пространство и самотёчной доставкой отбитой руды

по программе
ПЦФ BR05236712 «ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МОДЕРНИЗАЦИЯ ГОРНЫХ
ПРОИЗВОДСТВ НА ОСНОВЕ ПЕРЕХОДА К ЦИФРОВОЙ ЭКОНОМИКЕ»
НА 2018 – 2020 ГОДЫ

по разделу
«Разработка эффективных и безопасных технологий добычи полезных
ископаемых для расширения минерально-сырьевой базы предприятий»

Руководитель программы,
зам. Директора по науке,
член-корр. НАН РК, д. т. н.

Л. С. Шамганова

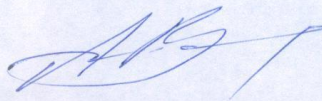
Руководитель раздела,
к. т. н.

А. П. Волков

Алматы 2020

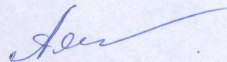
СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Руководитель темы,
канд. техн. наук



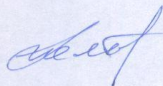
А. П. Волков
(1, 2, 3, введение,
заключение)

СНС, канд. техн. наук



Ж. К. Алимсеитова
(2)

Ведущий инженер



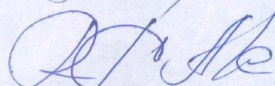
К.М. Тельтаев
(1)

Ведущий инженер



С. Д. Абдиев
(1)

МНС



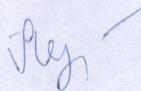
Р. И. Егембердиев
(2)

Инженер



Ю. А. Волков
(3, 4)

Ст. лаборант



Г. Д. Лукина
(оформление отчета)

ПРИЛОЖЕНИЕ Е

Министерство индустрии и инфраструктурного развития Республики Казахстан
ФИЛИАЛ РГП «НАЦИОНАЛЬНЫЙ ЦЕНТР ПО КОМПЛЕКСНОЙ
ПЕРЕРАБОТКЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН»
«ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА ИМ. Д. А. КУНАЕВА»

УДК: 622.83
ГРНТИ:
№ госрегистрации:
Инвентарный №:

УТВЕРЖДАЮ
Директор филиала РГП НЦ КПМС РК»
ИГ Д.А. Кунаева
академик НАН РК, д-р техн. наук, профессор
Буктуков Н.С.
_____ 2024 г.

ОТЧЕТ

О НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКОЙ РАБОТЕ

«СОЗДАНИЕ ИННОВАЦИОННЫХ РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ
И КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ»

BR23991563

Проект: Научно-технологическое обеспечение цифровизации процессов добычи
полезных ископаемых в сложных горно-геологических и горнотехнических
условиях

(промежуточный: за 2024 г.)

Приоритетное направление: 1. Рациональное использование природных, в том числе
водных ресурсов, геология, переработка, новые материалы и технологии, безопасные
изделия и конструкции.

Зам. директора по научной
работе, к.т.н.

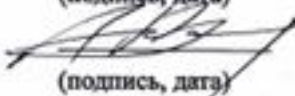
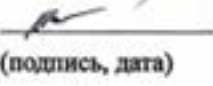
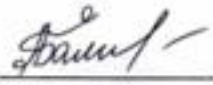
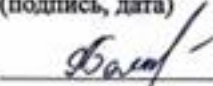
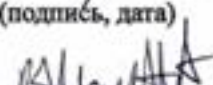
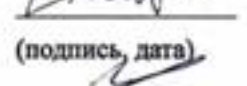
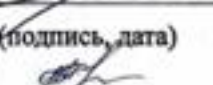
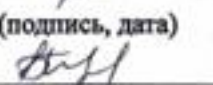
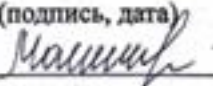
Руководитель Проекта,
Академик НАН РК, д-р техн. наук

(подпись, дата) Шабельников Е.А.

(подпись, дата) Шамганова Л.С.

Алматы, 2024

СПИСОК ИСПОЛНИТЕЛЕЙ

Научный руководитель Проекта 1, Академик НАН РК, д-р техн. наук	 (подпись, дата)	Шамганова Л. С. (Введение, Глава 4, заключение)
Ответственный исполнитель, Академик НАН РК, д-р техн. наук, профессор	 (подпись, дата)	Галиев С. Ж. (Глава 1)
Ответственный исполнитель, к-т техн. наук	 (подпись, дата)	Волков А. П. (Глава 2)
Ответственный исполнитель, к-т техн. наук	 (подпись, дата)	Шабельников Е. А. (Глава 3)
Ответственный исполнитель, зав. лаб. Горного давления, PhD докторант	 (подпись, дата)	Балтисева А.А. (Глава 4)
ГНС лаборатории АСУ ТП, д-р техн. наук, доцент	 (подпись, дата)	Бояндинова А. А. (подраздел 1.1.1)
Заведующий лабораторией автоматизированных систем управления технологическими процессами, к-т техн. наук	 (подпись, дата)	Адилханова Ж. А. (подраздел 1.1.1)
заведующий лабораторией отдела Горной системологии, PhD	 (подпись, дата)	Галиев Д. А. (раздел 1.2)
заведующий лабораторией отдела Горной системологии, PhD	 (подпись, дата)	Утешов Е. Т. (подразделы 1.1.2 -1.1.4)
Научный сотрудник лаб. ГД, PhD	 (подпись, дата)	Бимурат Ж. (подраздел 4.1.1.)
Научный сотрудник лаб. ГД	 (подпись, дата)	Бердинова Н. О. (подраздел 4.1.2.)
Научный сотрудник, PhD докторант	 (подпись, дата)	Машатаева Г. А. (подраздел 4.1.2.)
Научный сотрудник, PhD	 (подпись, дата)	Егембердиев Р (Раздел 2.1.1, прил. 1)

Приложение Ж - Акт внедрения результатов исследований в учебный процесс.

УТВЕРЖДАЮ

Член Правления – Проректор по
науке и корпоративному развитию
КазННТУ им. К.И. Сатпаева

_____ Кульдеев Е.И..
«_____» _____ 2024 г.

АКТ внедрения в учебный процесс результатов научно-исследовательской работы, выполненной в рамках диссертационной работы, докторантом PhD кафедры «Горное дело» Казахского национального исследовательского технического университета им. К.И. Сатпаева Егембердиевым Русланом Ильдосовичем

Мы, нижеподписавшиеся: К.Б. Рысбеков – Директор горно-металлургического института имени О.А Байконурова, к.т.н; заведующий кафедрой «Горное дело», профессор, д.т.н Молдабаев С.К.; профессор кафедры ТМи Столповских И.Н. – профессор, д.т.н.; составили настоящий АКТ внедрения результатов научно-исследовательской работы, выполненной докторантом Егембердиевым Р.И. в рамках диссертационной работы на тему: «Обоснование параметров и разработка энергосберегающей технологии эксплуатации маломощных рудных тел».

Основные передаваемые материалы:

1) Методика оценки энергоэффективности бурения скважин с расширением участков их диаметра на основе энергетического критерия объемного разрушения горных пород, которая обеспечивает определение: рациональных режимов бурения с минимальной энергоемкостью разрушения горных пород; интервалов необходимых расширений участков скважин; проведение обоснованного технико-экономического мониторинга ведения буровых работ на предприятии;

2) Новая технология эксплуатации маломощных крутопадающих рудных залежей (жил), которая на 18% эффективнее существующего способа с формированием рудных столбчатых целиков. Она позволяет осуществлять выбор режимов бурения с минимальными энергоемкостью разрушения горных пород и износом бурового инструмента, обеспечивающих качество взрывного дробления горных пород и полноту выемки полезного ископаемого. Она может быть рекомендована не только проектным организациям, научно-исследовательским учреждениям и производственным предприятиям для использования при проектировании, эксплуатации и совершенствовании систем разработки при добыче полезных ископаемых, но и при изучении профильных дисциплин магистрантами и докторантами п ОП «Горная инженерия»

Указанные результаты работы внедрены в учебный процесс в следующих лекционных курсах дисциплин:

- «Горно-транспортные машины и оборудование подземных рудников»
- «Процессы подземных горных работ».

Эффект от внедрения результатов работы. Внедрение научно-технических результатов диссертационной работы Егембердиева Р.И. в учебный процесс, позволяет значительно улучшить качество подготовки специалистов по образовательным программам магистратуры «8D07203-Горная инженерия» и студентов «6B07205 – Горная инженерия» КазНУ им. К.И. Сатпаева.

Директор ГМИ

К.Б. Рысбеков

Заведующий кафедрой ГД

С.К. Молдабаев

Профессор кафедры ТМ и О

И.Н. Столповских