

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН**

**Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева**

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Амангелді Серік Жеңісұлы

**Управление дробящим действием взрыва комбинированными зарядами
взрывчатого вещества при массовом обрушении руд**

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

Специальность 7М07203 - Горная инженерия

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

УДК 622.235.5

На правах рукописи

Амангелді Серік Жеңісұлы

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

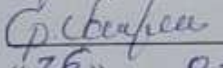
Название диссертации

Управление дробящим действием взрыва
комбинированными зарядами взрывчатого
вещества при массовом обрушении руд

Направление подготовки

7M07203 - Горная инженерия

Научный руководитель,
доктор PhD, ассоц. профессор

 Е.Е. Исаков
«26» 05 2022г.

Рецензент.

канд. техн. наук, зав. лабораторией

«Комплексное освоение недр»

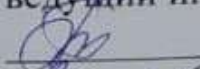
ИГД им. Д.А. Кунаева

 Д.К. Бекбергенов

«26» 05 2022г.

Нормоконтроль,

ведущий инженер

 Д.С. Мендекинова

«26» 05 2022г.

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

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
Заведующий кафедрой
д-р техн. наук, профессор
В.А. Токмаков
Токмаков В.А.
«26» 05 2022г.

Алматы 2022

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра Горное дело

Специальность 7М07203 – «Горная инженерия»



К. Молдабаев
2022г.

ЗАДАНИЕ
на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Амангелді Серік Жеңісұлы

Тема: Управление дробящим действием взрыва комбинированными зарядами взрывчатого вещества при массовом обрушении руд

Утверждена приказом ректора университета № 2022-М от «13» 11 2022г.

Срок сдачи законченной диссертации «25» 05 2022г.

Исходные данные к магистерской диссертации: характер изменения показателей напряжений в блоках определяется в зависимости геометрических размеров обрушаемого массива; качество дробления горной массы обеспечивается применением способа взаимного расположения группы сближенных и вертикальных концентрированных зарядов.

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Состояние исследований механизма взрывного разрушения скважинными зарядами увеличенного диаметра при массовом обрушении руд;

б) Расчет напряженного состояния массива

в) Управление действием энергии взрыва комбинированными зарядами

г) Совершенствование параметров буровзрывных работ

д) Техничко-экономическая оценка применения комбинированной технологии отбойки горного массива.

Перечень графического материала:

а) схемы распределения в упругой среде нормальных и касательных напряжений энергии взрыва; б) схемы отработки блоков; в) схемы и параметры восстающих выработок; г) схемы конструкций зарядов и т.п.

Рекомендуемая основная литература: 27

ГРАФИК

подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки представления научному руководителю	Примечание
Состояние исследований механизма взрывного разрушения скважинными зарядами увеличенного диаметра при массовом обрушении руд	20.12.2021	
Расчет напряженного состояния массива, возникающего в процессе взрыва вертикального концентрированного заряда	10.02.2022	
Управление действием энергии взрыва комбинированными зарядами при массовом обрушении руд	15.03.2022	
Совершенствование параметров буровзрывных работ для качественной отбойки руды	15.04.2022	
Технико-экономическая оценка применения комбинированной технологии отбойки горного массива	14.05.2022	

Подписи

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

Наименование разделов	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	Подпись
Состояние исследований механизма взрывного разрушения скважинными зарядами увеличенного диаметра	Е.Е. Исаков, доктор PhD, ассоц. проф.		
Расчет напряженного состояния массива, возникающего в процессе взрыва вертикального концентрированного заряда	Е.Е. Исаков, доктор PhD, ассоц. проф.		
Управление действием энергии взрыва комбинированными зарядами при массовом обрушении руд	Е.Е. Исаков, доктор PhD, ассоц. проф.		
Совершенствование параметров буровзрывных работ для качественной отбойки руды	Е.Е. Исаков, доктор PhD, ассоц. проф.		
Технико-экономическая оценка применения комбинированной технологии отбойки горного массива	Е.Е. Исаков, доктор PhD, ассоц. проф.		
Нормоконтролер	Д.С. Мендекинова ведущий инженер	26.05.22	

Научный руководитель  Е.Е. Исаков

Задание принял к исполнению обучающийся  С.Ж. Амангелді

Дата « 26 » 05 2022 г.

АНДАТПА

Диссертациялық жұмыста тау-кен массасын қопарудың өзіндік құнын жарылыс қуатын тиімді пайдалану арқылы төмендетуге мүмкіндік беретін, кенді жаппай қопарып түсіру кезінде жарылыс әсерін басқару үшін біркелкі емес кернеуленген массивтерде будалы жақындасқан және тік шоғырланған оқтамдардың орналасу заңдылықтарын дәлелдеуге негізделген техникалық және технологиялық зерттемелер келтірілген.

Кенді аралас оқтамдармен қопару кезіндегі жақындасқан ұңғымалардың және тік шоғырланған оқтамдарға арналған өрleme қазбаларының орналасу торын, жарылғыш заттардың меншікті шығынын, оқтамдар мен инертті заттардың мөлшерлерін, тау-кен массасының ұсақталу дәрежесін қамтитын бұрғылау-жару жұмыстарының тиімді параметрлері жасалған.

АННОТАЦИЯ

В диссертационной работе изложены обоснованные технические и технологические разработки, заключающиеся в установлении закономерностей расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов в неравномерно напряженных массивах для управления действием взрывов при массовом обрушении руд, позволяющие рационально использовать энергию взрыва со снижением себестоимости отбойки горной массы.

Разработаны рациональные параметры буровзрывных работ при отбойке комбинированными зарядами ВВ, включающие сетку расположения сближенных скважин и восстающих выработок для вертикальных концентрированных зарядов, удельный расход ВВ, величины зарядов и инертных промежутков, степень дробления горной массы.

ABSTRACT

The dissertation work outlines substantiated technical and technological developments, which consist in establishing the regularities of the arrangement of beam close and vertical concentrated charges in unevenly stressed massifs to control the action of explosions during mass caving of ores, allowing rational use of the energy of the explosion with a reduction in the cost of breaking the rock mass.

Rational parameters of drilling and blasting operations during breaking with combined explosive charges have been developed, including a grid of location of adjacent wells and rising workings for vertical concentrated charges, specific consumption of explosives, charges and inert gaps, the degree of crushing of the rock mass.

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	9
1 Анализ механизма разрушения горных пород взрывом при применении технологии отработки с массовым обрушением руд	11
1.1 Технология ведения очистных работ при массовом обрушении руд	11
1.2 Анализ представления о механизме разрушения горных пород взрывом	13
1.3 Состояние исследований механизма взрывного разрушения зарядами увеличенного диаметра и камерными зарядами ВВ	15
2 Расчет напряженного состояния массива, возникающего в процессе взрыва вертикального концентрированного заряда ВВ	22
2.1 Оценка использования энергии взрыва при моделировании буровзрывных работ	22
2.2 Постановка расчетной схемы для пространственной модели буровзрывных работ	27
2.3 Основные соотношения метода конечных элементов и исходные данные для расчета	29
3 Управление действием энергии взрыва комбинированных зарядов ВВ при массовом обрушении руд на зажатую среду и компенсационные камеры	34
3.1 Исследование влияния схем взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ на степень дробления	34
3.2 Исследование влияния схем расположения сближенных комбинированных зарядов ВВ	38
3.3 Исследование влияния удельного расхода ВВ на показатели взрыва при расположении пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов	40
4 Совершенствование параметров буровзрывных работ	42
4.1 Разработка способа отбойки горных пород	42
4.2 Выбор рациональных параметров взрывной отбойки	45
4.3 Техничко-экономическая оценка применения комбинированной технологии отбойки горного массива пучковыми сближенными и вертикальными концентрированными зарядами ВВ при обрушении блоков	48
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	52
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ	54
ПРИЛОЖЕНИЯ	56

ВВЕДЕНИЕ

Современное состояние научно-технической проблемы, актуальность работы. Важнейшим резервом повышения эффективности добычи руды является совершенствование взрывной отбойки при подземной разработке месторождений. В общем технологическом процессе добычи руды с массовым обрушением от состояния взрывных работ зависит рост производительности труда, а также улучшение технико-экономических показателей предприятий.

Опыт работы горнорудных предприятий показал, что достигнуты определенные результаты по управлению действием энергии взрыва, полученные за счет применения пучковых сближенных и концентрированных зарядов ВВ, однако это не позволило более эффективно распределять энергию взрыва в неравномерно напряженных массивах горных пород. Кроме того, большой интерес представляют исследования по определению параметров совместного распределения пучковых сближенных и концентрированных зарядов при массовом обрушении руд с учетом граничных условий, их взаимного расположения при увеличенной высоте этажей.

Рассматриваемая в диссертационной работе задача управления дробящим действием взрыва в условиях отработки рудных месторождений на больших глубинах до сих пор остается мало изученной, актуальна и имеет важное научное значение.

Цель работы - установление закономерностей взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ в неравномерно напряженных массивах горных пород для управления энергией взрывов при подземной добыче руд, обеспечивающих снижение себестоимости отбойки горной массы.

Основная идея работы - состоит в повышении интенсивности взрывного дробления массива горных пород в результате взаимодействия пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ при массовом обрушении.

Задачами исследования являются:

- установление характера перераспределения полей напряжений в соответствии с геометрическими параметрами разрушаемых блоков, при действии вертикальных концентрированных зарядов ВВ;
- определение рациональных схем расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ в технологических блоках при взрывной отбойке на зажатую среду и компенсационные камеры;
- исследование влияния взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ в центральной части блоков на качество дробления горной массы;
- разработку способа отбойки горных пород вертикальными концентрированными зарядами ВВ;

- выполнение технико-экономической оценки эффективности использования пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов.

Научная новизна работы заключается:

- в установлении закономерности взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов в технологических блоках в зависимости от местоположения зажатой среды и компенсационных камер;

- в обосновании способ отбойки горных пород, использующий чередование в шахматном порядке по восстающим выработкам зарядов ВВ и инертных промежутков.

Научное значение работы заключается в повышении качества дробления горной массы за счет применения схемы взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ в технологических блоках, которые включают взрывание в первую очередь пучковых сближенных зарядов ВВ со стороны зажатой среды и компенсационных камер, во вторую - вертикальных концентрированных зарядов ВВ в центральной части блоков.

Практическая ценность. На основании теоретических и экспериментальных исследований разработаны и внедрены схемы многорядного и взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов в технологических блоках, которые позволяют повысить эффективность отбойки путем установления рациональных параметров буровзрывных работ, учитывающих масштаб взрыва и форму обрушаемого массива горных пород.

Методы исследования. Анализ и обобщение достижений практики ведения взрывных работ, и прикладных наук по действию взрыва, теоретических и экспериментальных исследований в производственных условиях с привлечением численных методов, статистической обработки и анализа наблюдений экспериментальных данных в массиве горных пород.

1 Анализ механизма разрушения горных пород взрывом при применении технологии отработки с массовым обрушением руд

1.1 Технология ведения очистных работ при массовом обрушении руд

Мировой и отечественный опыт разработки рудных месторождений показывает, что на больших глубинах (более 500 м) наиболее приемлемыми являются системы с обрушением (с магазинированием, с закладкой выработанного пространства), обеспечивающие значительную интенсивность отработки.

Для предотвращения возникновения горных ударов рекомендуются такие системы разработки, при которых исключается развитие зон с высокими напряжениями в районах ведения очистных работ. Это достигается своевременным обрушением блоков и их погашением, регулированием напряжений, уменьшением концентрации напряжений за счет изменения поперечного сечения выработок, рациональным порядком очистной выемки и скорости подвигания забоев.

Наиболее рациональной системой разработки для отработки мощных рудных тел на глубоких горизонтах во многих месторождениях Казахстана является система этажного принудительного обрушения. Данная технология позволяет интенсивно вести очистные работы и иметь высокие технико-экономические показатели [1].

Разработка запасов предусматривает разделение рудного тела на этажи высотой 60–80 м, которые делятся на панели шириной 25–30 м, причем длина панели равна мощности рудного тела. Руда отбивается непрерывным фронтом по простиранию рудного тела. При подготовке этажа к отработке проводятся два полевых откаточных штрека и орты - через 25–30 м. Из откаточных ортов через 7–10 м проходятся доставочные выработки в шахматном порядке. Выпуск, доставку и погрузку руды ведут в основном вибрационными доставочно-погрузочными установками. Выполнение компенсационных камер осуществляют путем взрывания сближенных зарядов ВВ с дифференцированным распределением в блоках (рисунок 1.1). При применении такой технологии производятся массовые и технологические взрывы с сейсмической энергией, равной $10^7 \div 10^9$ Дж и эквивалентом по ВВ 15, 150 т и более [2]. Подсечка технологических блоков выполняется в основном плоская с высотой 2–3 м и более, создаваемая посредством взрывания глубоких скважинных зарядов ВВ.

Основной массив блоков обрушают пучками сближенных зарядов ВВ, расположенных в пучках по концентрическим окружностям, по дугам и дугам с опережающими зарядами с рассредоточением в 3–6 рядов по ширине блоков. С увеличением количества рядов пучковых сближенных зарядов при удельном расходе ВВ на отбойку от 540 до 650 г/т значительно снижается выход негабарита с 4 до 1,5%. Выход руды с 1 м скважины 14–18 т. Камеры выполняют прямоугольной и эллипсовидной формы с ориентировкой ее

длинной оси в крест простираения рудного тела с определенным соотношением большой и малой осей, равным 1/1,6.

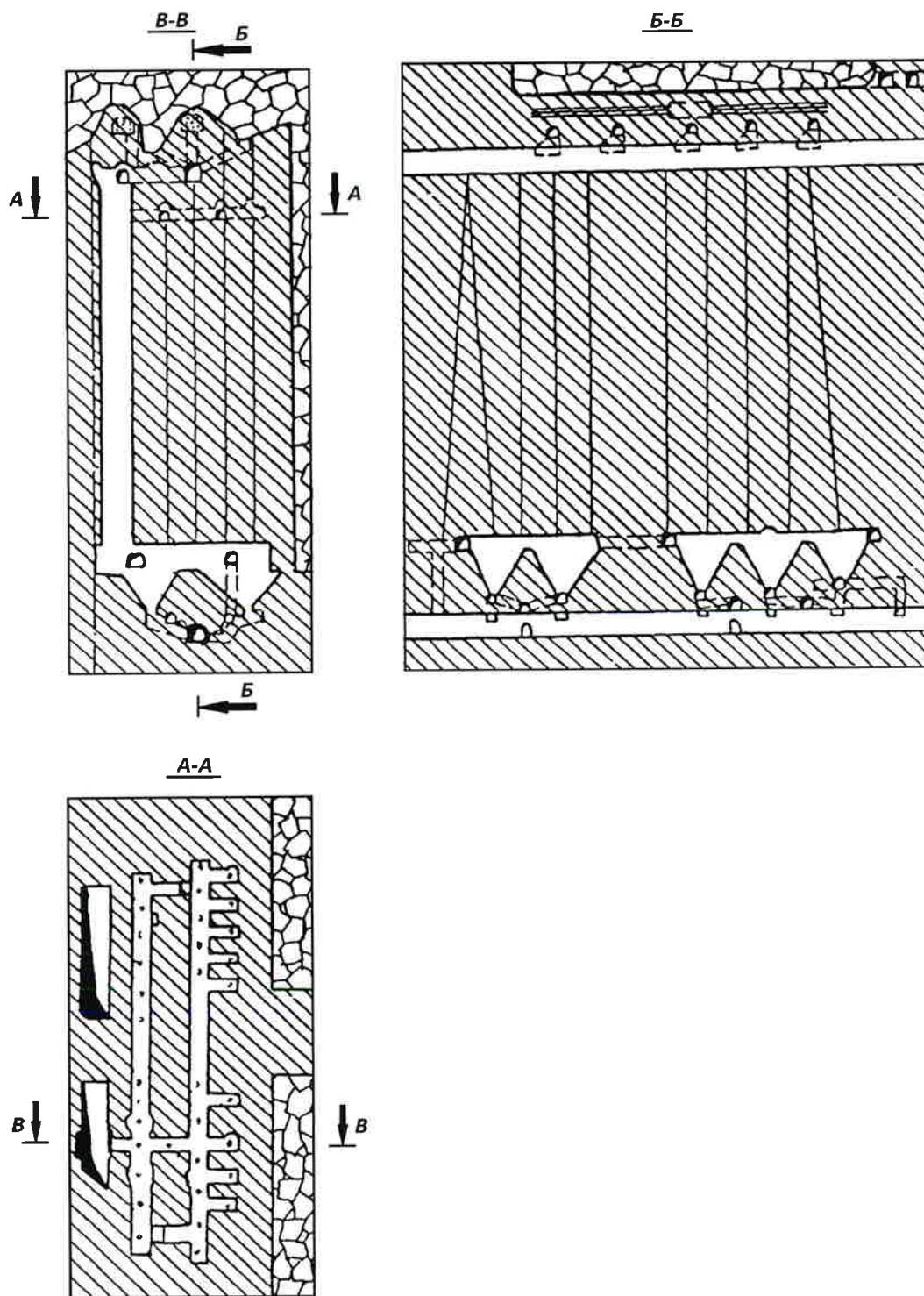


Рисунок 1.1 – Схема расположения пучковых сближенных зарядов ВВ в технологическом блоке

Данная технология обеспечивает отработку запасов от центра к флангам месторождения без оставления целиков, минимальную изрезанность массива, а также достигается концентрация очистных работ.

1.2 Анализ представлений о механизме разрушения горных пород взрывом

Проблема управления действием взрыва в горных породах является основным звеном в технологии добычи руды, особенно при переходе горных работ на более глубокие горизонты шахты, где возрастает горное давление. Воздействие взрыва на окружающую среду представляет собой сложный процесс.

Представления о механизме разрушения горных пород взрывом детально рассмотрены многими исследователями.

Впервые сформулированы основные положения взрыва М.М. Фроловым, а развиты в работах М.М. Борескова, Н.Ф. Суханова и других авторов. Согласно этим положениям, явление взрыва рассматривается как процесс мгновенного перехода потенциальной энергии ВВ в механическую. В результате взрыва при высоком давлении газов происходит отделение части разрушенного массива по боковой поверхности воронки взрыва и преодоления инерции массы или силы тяжести взрывающейся породы. Считается также, что часть энергии взрыва расходуется на дробление породы по различным плоскостям внутри объема воронки, общая поверхность которых пропорциональна площади боковой поверхности воронки [3, 4].

О.Е. Власов при расчете теоретических формул для решения инженерных задач предлагает упрощающие допущения о несжимаемости среды, мгновенности передачи энергии взрыва среде и поведению среды в начальный момент подобно идеальной жидкости [5, 6]. Поскольку рассматривается распределение энергии в среде в течение очень короткого промежутка времени, то за это время не происходит существенных деформаций, вследствие чего внутренние силы незначительны по своей величине, при этом, зная запас энергии ВВ, можно проследить перераспределение этой энергии в окружающей среде. В результате этого не нужно учитывать особенностей распространения ударных волн, что является существенным облегчением при расчетах. Основные положения данного процесса разрушения пород использовали в своих работах многие исследователи [7].

Г.И. Покровский [8] считает, что при взрыве заряда в породе по всей поверхности зарядной камеры одновременно происходит резкий подъем давления газов. В результате большого давления вблизи поверхности заряда порода раздавливается и переходит в текучее состояние. Так как порода на небольшой промежуток времени сильно сжимается, то частицы получают движение по радиальным направлениям и смещаются вслед за фронтом волны деформаций. В результате образуется зона сильно деформированной породы. При взрывании заряда в однородной среде, в ней образуется система спиральных линий скольжения, касательные к которым образуют углы около 45° к радиусам, исходящим от центра. С увеличением расстояния от заряда энергия взрыва в единице объема массы среды уменьшается. При дальнейшем удалении волны от заряда растягивающие тангенциальные напряжения в

породе уменьшаются, а также становятся меньше временного сопротивления на разрыв. В результате новые трещины не образуются. После прохождения волны сжатия давление внутри зарядной камеры падает, и порода начинает разгружаться и расширяться в сторону центра заряда. Поэтому в зоне с радиальными трещинами появляется ряд кольцевых трещин.

При расположении заряда ближе к свободной поверхности картина разрушения среды резко меняется, так как основное влияние при этом оказывают отраженные волны сжатия от свободной поверхности.

Когда волна сжатия доходит до свободной поверхности породы, она отражается от этой поверхности и преобразуется в волну растяжения, которая вызывает растягивающие напряжения в породе. Напряжения в волне растяжения меньше, чем в волне сжатия, но разрушений производится больше.

В основном такие же взгляды излагает в своих работах А.Н. Ханукаев [9]. Он считает, что доля участия энергии волн в общем объеме процесса разрушения возрастает по мере увеличения акустической жесткости, а при уменьшении - снижается. Процесс разрушения различных пород подразделяется им на три группы:

Первая группа - породы, акустическая жесткость которых не превышает $5-10^5$ гс·см/см³·с, разрушается за счет энергии ударной волны и остаточного давления продуктов взрыва. Разрушения, полученные за счет энергии ударной волны, незначительны. Породы разрушаются, в основном, непосредственным воздействием продуктов взрыва. К данной породе относятся пески, глины и т.д.

Вторая группа - породы, акустическая жесткость которых колеблется от $1,5 \cdot 10^5$ до $15 \cdot 10^5$ гс·см/см³·с, разрушается как за счет ударной волны, волны напряжений, так и за счет продуктов взрыва. Разрушения в этом случае распространяются как от центра взрыва, так и от свободной поверхности. К этой группе относятся породы с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протоdjаконова, равным 1-10.

Третья группа - породы, акустическая жесткость которых колеблется от $15 \cdot 10^5$ до $25 \cdot 10^5$ гс·см/см³·с. Основную роль разрушения породы производят ударные волны и волны напряжений.

Н.В. Мельниковым и Л.П. Марченко [10] осуществлен принцип перераспределения энергии взрыва с целью повышения коэффициента использования энергии взрыва, путем создания новой конструкции заряда с воздушными промежутками.

При взрывании заряда, выполненного с воздушными промежутками, снижается начальное давление и увеличивается длительность воздействия взрыва на окружающую среду.

Управлять параметрами взрывного импульса можно не только путем применения зарядов различной конструкции, но и выбором типа ВВ. По механизму действия ВВ простейшего состава - игданита выдвинуты положения Г.П. Демидюком [3]. По его мнению, данный тип ВВ при взрыве обеспечивает невысокое начальное давление, но поддерживает его длительное

время. В результате большая часть энергии используется в виде поршневого действия газообразных продуктов взрыва. При взрыве заряда вследствие высокой скорости взрывчатого превращения с выделением тепла и образованием газов в зарядной полости скачкообразно повышается давление газов. Непосредственно на границе заряда работа взрыва пропорциональна давлению продуктов детонации ВВ. В этой области порода раздавливается, измельчается и вытесняется; при этом полость увеличивается в объеме. На расстоянии двух-трех радиусов заряда напряжения сжатия во фронте волны становятся меньше предела прочности породы на раздавливание.

Волна, распространяющаяся по породе со скоростью звука в ней, обуславливает радиальное сжатие слоя породы, возникновение тангенциальных напряжений и в породе возникают зачатки радиальных трещин. В процессе последующей разгрузки породы между радиальными трещинами могут появиться тангенциальные трещины кольцевого направления.

В случае взрывания заряда на свободную поверхность породе приходит в движение с возрастающей интенсивностью. В это движение вовлекаются все более отдаленные от поверхности слои породы, подпираемые давлением продуктов взрыва, и на поверхности происходит вспучивание массива.

Определение оптимального расстояния между зарядами сводится к расчету суммарных напряжений, возникающих при статическом нагружении зарядной полости. В зависимости от физико-механических свойств пород и типа применяемого ВВ расстояние между зарядами может достигать $15r_0$ (где r_0 - радиус заряда). При расстоянии между сближенными зарядами, расположенными концентрически вокруг центрального заряда на $4 \div 6r_0$, действие взрыва такое же, как и одиночного заряда эквивалентной массы. Экспериментальные взрывы на бетонных блоках показали, что степень дробления зависит не только от расстояния между сближенными зарядами, но и от их числа. В настоящее время нет единого мнения по вопросу об оптимальном количестве зарядов в пучке, которое влияет на эффект взрыва и колеблется от 2 до 16 и более [11, 12]. Опыт ведения взрывной отбойки сближенными зарядами показал, что большое влияние на степень дробления среды оказывают геометрические факторы. Эффективная конфигурация сближенных зарядов в группах позволяет равномерно распределить, а также направить энергию взрыва в более отдаленные от заряда области обрушаемого массива.

1.3 Состояние исследований механизма взрывного разрушения зарядами увеличенного диаметра и камерными зарядами ВВ

Многообразие и сложность задач, для решения которых используется взрывной способ, требует обоснованных методов расчета параметров буровзрывных работ. Одним из капитальных трудов по вопросу применения глубоких скважин при подземной добыче руд, содержащих обобщение

производственного опыта и изложение результатов некоторых исследований, является монография Л.И. Барона [13]. Начало разработки вопроса расчета величины колонковых зарядов и влияние параметров скважин на эффект взрыва было положено Г.П. Демидюком. Используя принцип подобия и допущения упрощенной формы воронки при взрыве удлиненного заряда, он разработал эмпирические формулы для расчета величины совместно действующих зарядов.

В то же время важным, но малоизученным вопросом подземной отбойки руд является выбор рационального диаметра скважин. Среди специалистов нет единого мнения о целесообразности применения скважин малого и большого диаметра. По представлению одних [14, 15, 16] эффективность действия взрыва на дробление массива руды определяется полной энергией заряда, то есть количеством энергии, освобождаемой при взрыве и обуславливающей величину разрушающего действия ударной волны и давление газов взрыва; и не зависит от диаметра заряда. В противоположность, есть мнение, что эффективность взрыва зависит от величины заряда и возрастает с увеличением его диаметра.

Рядом отечественных и зарубежных ученых на основании теоретических и экспериментальных данных выявлены некоторые закономерности изменения дробления руды от величины ЛНС, удельного расхода и свойств ВВ, показателя действия взрыва.

На основании результатов лабораторных исследований при взрыве зарядов постоянной длины и трех различных диаметров (5, 7, 9 мм) при равных по величине ЛНС, выраженных в радиусах заряда, размер кусков тем больше, чем больше диаметр заряда». Для улучшения качества дробления горных пород необходимо увеличивать удельный расход ВВ. При проведении экспериментальных работ в производственных условиях диаметр взрывных скважин был принят равным 110 и 127 мм и 150-200 мм.

Исследователями сделаны следующие выводы, что процент выхода негабарита с увеличением ЛНС растет, и применение скважин большого диаметра способствует при прочих одинаковых параметрах уменьшению выхода негабарита за счет увеличения расхода ВВ на 1 м горной массы.

На основании экспериментальных исследований установлена зависимость выхода негабарита от удельного расхода ВВ при изменении диаметра скважин и заданных значениях выхода негабарита (рисунок 1.2).

Е.П. Рябченко предложил расчетную формулу расхода ВВ на отбойку, обеспечивающую заданный выход негабарита при определенном диаметре скважин:

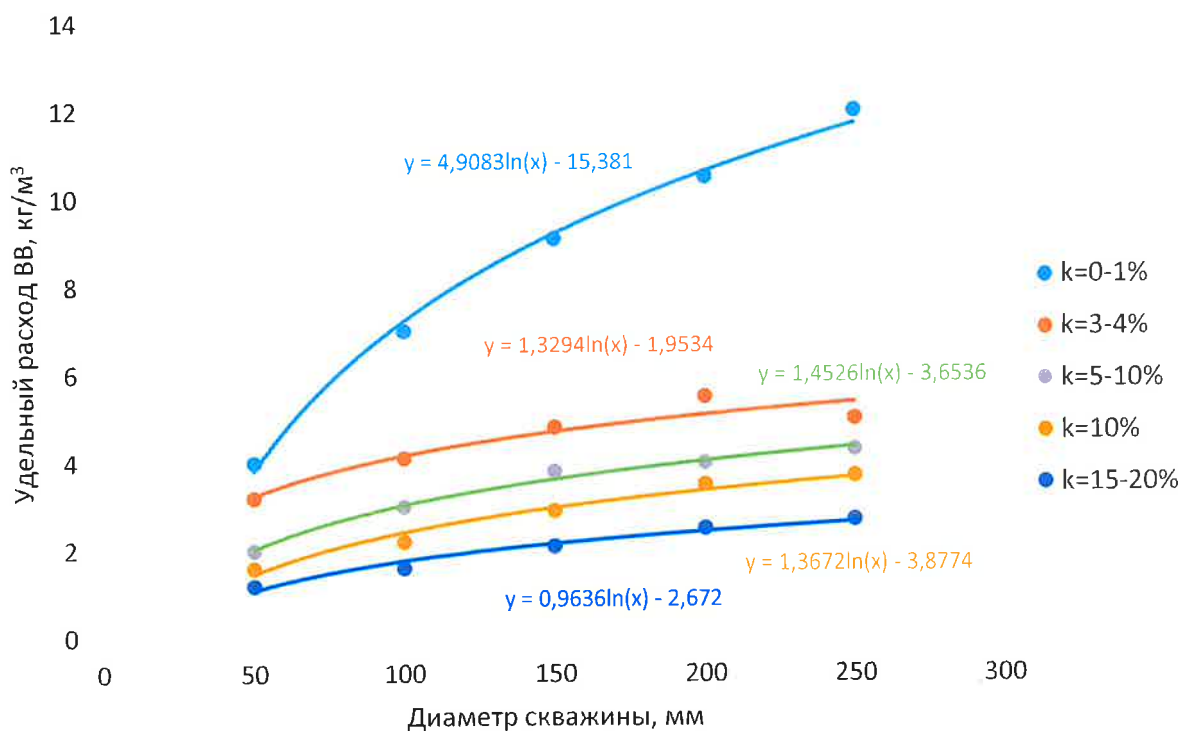
$$q = 0,067 \frac{f}{\varepsilon} z \left(1 - \frac{0,01kc}{\rho - \tau} \right) \sqrt{d}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.1)$$

где z - коэффициент, учитывающий изменение выхода негабарита ($k=0$, $z=25$; $k=3-4\%$, $z=11,5$; $k=5-10\%$, $z=7$; $k=10-15\%$, $z=6,3$; $k=15-20\%$, $z=5,7$; $k=20-25\%$, $z=5$; $k=25-30\%$, $z=4,1$);

ε - коэффициент относительной мощности ВВ (для аммонита 6ЖВ $\varepsilon = 1$);

f - коэффициент крепости по М.М. Протоdjяконову;

τ и ρ - постоянные эмпирические коэффициенты, равные 0,39 и 0,3 соответственно.



k – выход негабаритов, %

Рисунок 1.2 – Изменение удельного расхода ВВ при изменении диаметра скважины

Произведя исследования вторичного дробления руды, им предложена формула определения удельного расхода ВВ на вторичное дробление (q_2) в зависимости от выхода негабарита (k) и применения определенного диаметра (d):

$$q_2 = \left[\frac{b}{0,325z \left(1 - \frac{0,01kc}{\rho - \tau c} \right)} - \alpha \right] \cdot \frac{8,21f\sqrt{d}}{\varepsilon}, \text{ кг/м}^3, \quad (1.2)$$

где b и α - эмпирические коэффициенты 1,8 и 0,2.

Оптимальное значение диаметра скважин, соответствующее минимальной себестоимости руды, предложено определять по формуле:

$$d_0 = \frac{4,1 \frac{2Nt_1}{v \cdot m \cdot \varepsilon \cdot n \left[\frac{3kc}{f(\rho - \tau c)} \right] + \frac{t_1 + t_2 + t_3}{\beta \sqrt{z \left(1 - \frac{0,01kc}{\rho - \tau c} \right) \mu}}}{0,14 \frac{f}{\varepsilon} S \left[z \left(1 - \frac{0,01kc}{\rho - \tau c} \right) + \frac{9,3b}{z \left(1 - \frac{0,01kc}{\rho - \tau c} \right)} - 3d \right]}, \text{ м}, \quad (1.3)$$

где N - количество рабочих, занятых на бурении;

v - скорость бурения, м/с смена;

m - коэффициент сближения зарядов;

n - коэффициент, учитывающий изменение производительности (норм выработки) от числа одновременно работающих станков (1 станок = 1; 2 станка = 1,5);

μ - коэффициент, учитывающий изменение производительности труда на выпуске руды при различных доставках (самотечное = 1; скреперное = 0,8–1,1; механизированное = 1,5);

S - себестоимость 1 кг ВВ (тг/кг);

t_1, t_2, t_3 - тарифная ставка с начислениями, бурового рабочего, рабочего на выпуске и взрывника; тг/чел. смена;

β - коэффициент пропорциональности, зависит от f ($f=14-16, \beta=25$; $f=12-14, \beta=29$; $f=10-12, \beta=34$).

Для сохранения скважин соседнего ряда, необходимо чтобы расстояние между рядами было больше радиуса разрушения.

По Е.П. Рябченко:

$$W = 2,95k^1\tau^3 \sqrt[3]{Q \frac{\varepsilon}{f}}, \text{ м или } W = 26k^1\tau^3 \sqrt[3]{\frac{d^2\varepsilon\Delta\eta}{f}}, \text{ м}, \quad (1.4)$$

где k^1 - коэффициент, учитывающий влияние способа расположения скважин на величину разрушения: при параллельном = 1; при веерном = 1,1–1,2;

τ - коэффициент, учитывающий влияние диаметра скважин на величину разрушения $d=100-110, \tau=0,9$; $d=120-150, \tau=1,0$; $d=180, \tau=1,1$;

Q - величина заряда в 1 м скважины, кг;

η - коэффициент заполнения скважин;

Δ - коэффициент плотности заряжения;

d - диаметр скважин, м.

При обеспечении определенного выхода негабарита степень изменения удельного расхода ВВ на отбойку с увеличением диаметра скважин неодинакова.

Также установлено, что:

- выход негабарита в зависимости от параметров сетки скважин изменяется по параболическому закону. С изменением диаметра скважин меняется крутизна парабол, отражающих интенсивность изменения выхода негабарита от размеров сетки;
- в крепких и монолитных рудах при одинаковом выходе негабарита отношение каждого параметра сетки и диаметр скважин при любых его значениях есть величина постоянная;
- при отбойке руд крепостью 14-16 рациональный выход негабарита, равный 10-15%, обеспечивается при значениях параметров сетки в пределах 20-25;
- диаметр скважин, параметры сетки, выход негабарита и размер кондиционного куска взаимосвязаны. Эта взаимосвязь выражается формулой:

$$W = 11d\varepsilon \sqrt{\frac{3kc}{\tau(\rho - \tau c)} + 1}, \text{ м}, \quad (1.5)$$

- при отбойке крепких руд с крупноблочной трещиноватостью хорошее дробление может быть достигнуто при параметрах сетки скважин, равных размерам слагающих массив блоков;
- удельный расход ВВ с изменением диаметра скважин и при постоянном выходе негабарита меняется по закону парабол и его рекомендуется определять по формуле (1.1);
- при увеличении выхода негабарита интенсивность возрастания удельного расхода ВВ с увеличением диаметра скважин снижается. Разница в удельных расходах ВВ становится незначительной и постепенно исчезает при выходе негабарита более 30%.

Таким образом, при выборе рационального диаметра скважин необходимо учитывать стоимость и технологию ведения очистных работ, мощность рудных тел и требования к кондициям на руду, а также возможным нарушениям массива при взрыве. Предлагается применение скважин 150 мм для обрушения междукammerных целиков вместо скважин $d=110$ мм камерных зарядов ВВ. Полное устранение выхода негабарита при размере кондиционного куска 300-400 мм будет экономически выгодно при производительности бурения для скважин более 150 мм - до 20 м/см.

В подземных горных условиях более целесообразно применение параллельно сближенных скважин, которые в практике показывают значительное улучшение дробления руды, малый удельный расход ВВ (по сравнению со скважинами увеличенного диаметра), меньшее относительное отклонение скважин от заданного направления.

Накопленный опыт подземной разработки крепких руд и результаты исследований в области разрушения массива зарядами ВВ повышенной мощности показывают, что одним из наиболее реальных путей решения

проблемы может быть применение концентрированных зарядов ВВ повышенной мощности, расположенных в восстающих или в камерах (ККЗ). При таком методе отбойки объем бурения глубоких скважин в крепких рудах сокращается в 5 раз, производительность труда рабочего возрастает в 2 раза, себестоимость добычи 1 т руды снижается на 18-20% [17].

В качестве зарядной полости используется восстающая выработка, пройденная обычным способом и изолированная от соседних выработок горной массой в нижней части и породным целиком в верхней. Благодаря такой конструкции заряда газообразные продукты взрыва дольше находятся в зарядной полости и оказывают воздействие на окружающий массив. КПД взрыва увеличивается, несмотря на увеличение ЛНС и объема отбиваемого горного массива. При этом увеличение расхода ВВ на отбойку в 1,5-2 раза компенсируется снижением затрат на бурение [18, 19].

Восстающая выработка проходится методом секционного взрывания скважин. Порода от последнего взрыва не убирается, а остается в качестве забойки в устье на 2-3 м выше арки подходящей выработки. Заряжание производится через оставшиеся части скважин гранулированным ВВ. В качестве детонатора используются патроны аммонита бЖВ с двойной нитью ДШ.

Камеру для концентрированного заряда образуют следующим образом: из горизонтальной выработки проходится восстающий на высоту 6-7 м, а из восстающего в противоположные стороны проходят короткую тупиковую выработку.

В эту выработку пробуривают 8 штанговых шпуров (по 4 с каждой стороны) и взрывают 1,5-2 м восстающего выше кровли тупиковой выработки.

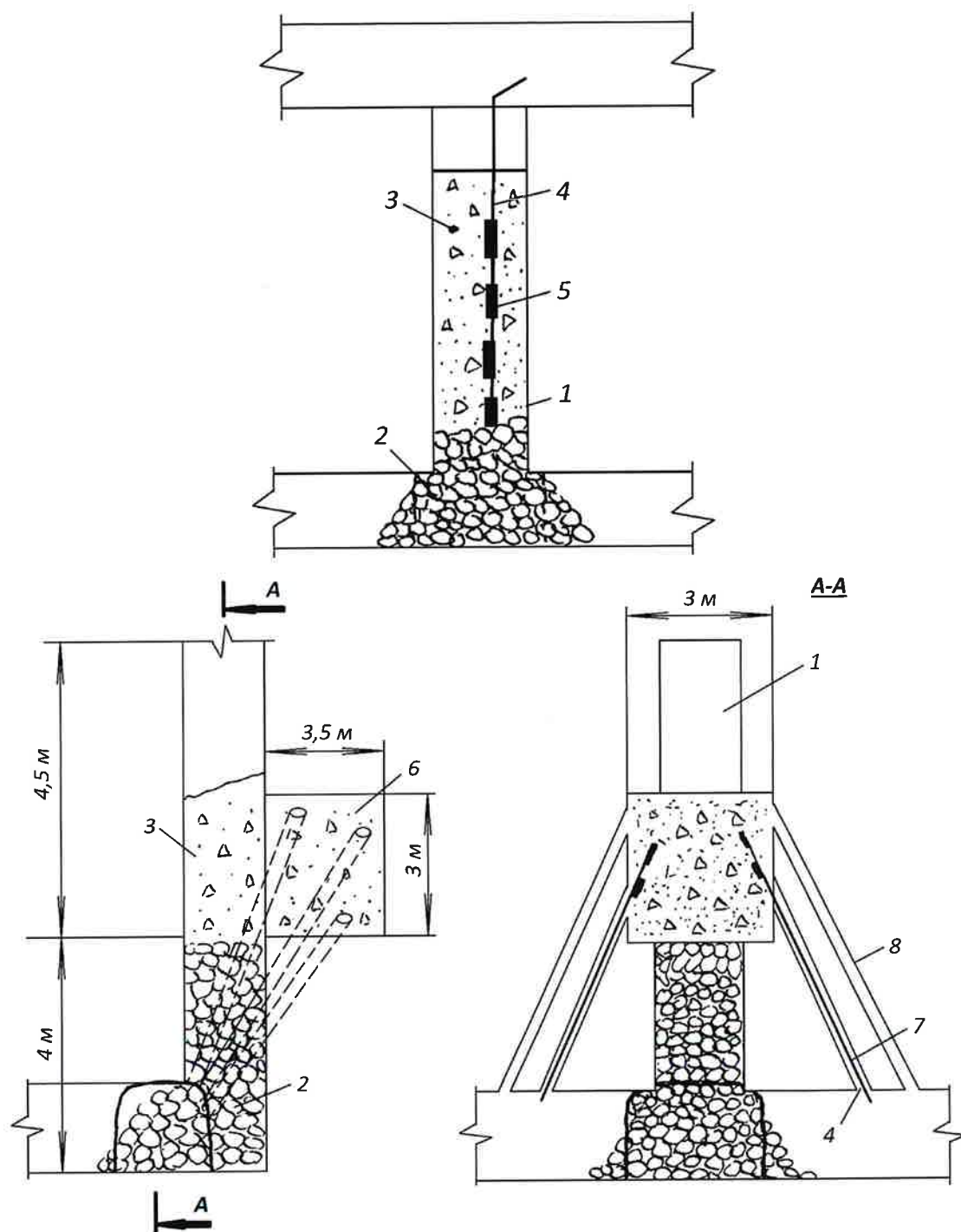
Порода от последнего взрыва остается в центре выработки в качестве забойки (рисунок 1.3).

На основании проведенного анализа исследований механизма взрывного разрушения можно сделать выводы:

- механизм разрушения горных пород взрывом в основном включает процесс мгновенного перехода потенциальной энергии ВВ в механическую, в результате чего при высоком давлении газов происходит отделение части разрушенного массива по боковой поверхности воронки взрыва, при этом следует учитывать распространение ударных волн. Происходит движение по радиальным направлениям и смещение частиц вслед за фронтом волны деформаций. Появляются радиальные и ряд кольцевых трещин.

- управление энергией взрыва осуществляется, например, путем выбора оптимальных параметров расположения зарядов ВВ в массиве горных пород.

- установлено, что применение сближенных зарядов ВВ обладает некоторым преимуществом по сравнению с эквивалентными цилиндрическими.



1 - восстающий; 2 - породная забойка; 3 - ВВ; 4 - ДШ; 5 - патроны аммонита 6ЖВ; 6 - изолированная горизонтальная камера; 7 - деревянный шест; 8 - штанговые шпур

Рисунок 1.3 – Вертикальный концентрированный камерный заряд

2 Расчет напряженного состояния массива, возникающего в процессе взрыва вертикального концентрированного заряда ВВ

2.1 Оценка использования энергии взрыва при моделировании буровзрывных работ

Среди способов разрушения горных пород, используемых при разработке месторождений полезных ископаемых, наибольшее применение получил буровзрывной.

Теоретическому и экспериментальному изучению процесса разрушения породного массива посвящено значительное количество работ, в которых проведена всесторонняя оценка рассматриваемой проблемы [20, 21, 22]. Вместе с тем практика постоянно выдвигает новые задачи, решение которых трудно осуществить на основе имеющихся знаний и представлений. Успешное преодоление возникающих трудностей невозможно без проведения новых наглядных исследований. Большое число нерешенных вопросов возникает при применении на рудных месторождениях Казахстана вертикальных концентрированных зарядов (ВКЗ). Они используются для разрушения блоков горных пород, формируемых при выемке рудных тел системами этажного принудительного обрушения. Основной целью применения ВКЗ является максимальное разрушение рудного массива в пределах отрабатываемого блока.

Путем создания модели энергии взрыва при различных параметрах буровзрывных работ можно производить оценку эффективности того или иного метода. Применение метода моделирования позволит сократить число промышленных экспериментов и давать рекомендации для получения нужного дробления на основании тщательно выполненных расчетов на пространственной модели.

Исходя из этого, необходимо определить критерии оценки полезного использования энергии взрыва при различных параметрах буровзрывных работ. Рассмотрим соотношения выделяемой энергии при взрывании зарядов в натуре и на модели и установим взаимосвязь между энергией и степенью дробления среды в натуре и на модели.

В качестве основного показателя, характеризующего эффективность использования энергии взрыва при различных методах ведения взрывных работ, примем количество ВВ, отнесенное к единице вновь образованной поверхности:

$$A = \frac{Q}{S}, \quad (2.1)$$

где Q - вес заряда ВВ, кг;

A - коэффициент, характеризующий использование энергии взрыва;

S - вновь образованная поверхность, m^2 .

Предположим, что сравниваются между собой результаты дробления при взрывании природы и модели. Геометрический масштаб модели обозначим через λ . При получении идентичного разрушения размеры кусков должны отличаться в λ раз.

Если геометрические размеры отдельных кусков модели уменьшатся в λ раз, то вновь образованная поверхность и работа на дробление уменьшится в λ^2 раз, т.е.:

$$\frac{S_H}{S_M} = \lambda^2, \quad (2.2)$$

где S_H и S_M - вновь образованная поверхность соответственно природы и модели, m^2 .

Считаем, что степень полезного использования энергии взрыва в обоих случаях одинакова, тогда из формул (2.1) и (2.2) имеем:

$$\frac{Q_H}{Q_M} = \lambda^2, \quad (2.3)$$

где Q_H , Q_M - вес заряда ВВ в природе и модели, кг.

Следовательно, при выполнении условия (2.3) сравнение использования энергии взрыва можно производить по размеру среднего куска. При одинаковом использовании энергии взрыва размеры среднего куска в модели уменьшаются в λ раз. Если в размерах среднего куска нарушается геометрическое подобие, то энергия взрыва в природе и модели используется неодинаково.

На практике расчет заряда ВВ производится по формуле:

$$Q = qV, \text{ кг}, \quad (2.4)$$

где q - удельный расход заряда ВВ на 1 m^3 взрывающей породы, $кг/м^3$;

V - объем взрывающей породы, m^3 .

Для природы и модели:

$$\begin{aligned} Q_H &= q_H V_H, \text{ кг}, & Q_M &= q_M V_M, \text{ кг}, \\ \frac{Q_H}{Q_M} &= \frac{q_H}{q_M} \cdot \frac{V_H}{V_M} = \frac{q_H}{q_M} \lambda^2, \end{aligned} \quad (2.5)$$

где q_H и q_M - удельный расход ВВ соответственно в природе и модели, $кг/м^3$. Приравняв правые части формул (2.3) и (2.5), получаем:

$$q_H = \frac{q_M}{\lambda}. \quad (2.6)$$

Следовательно, при правильно выбранных параметрах модели для получения идентичного разрушения удельный расход ВВ необходимо уменьшить в λ раз. (Здесь речь идет о возможности сравнения между собой результатов взрывов разных масштабов, а не о рекомендации по применению той или иной величины удельного расхода).

Обычно при изменении параметров буровзрывных работ, при переходах от натуры к модели удельный расход ВВ оставляют постоянным. Тогда уравнение (2.5) преобразуется:

$$\frac{Q_n}{Q_m} = \lambda^2, \quad (2.7)$$

В этом случае оценку использования энергии взрыва нельзя производить по линейным размерам кусков и выходу фракций. Необходимо определить вновь образованную поверхность и сравнение производить по расходу ВВ на единицу вновь образованной поверхности. Поскольку вычисления вновь образованной поверхности громоздки, целесообразно установить более удобные критерии для оценки использования энергии взрыва при изменении параметров буровзрывных работ. Для сравнения удобно пользоваться степенью измельчения:

$$i = \frac{W}{a}, \quad (2.8)$$

где W - линия наименьшего сопротивления, м;

a - размер среднего куска, м.

Исходя из уравнения (2.1) и выражая вес заряда через удельный расход ВВ и объем разрушаемой части массива, находим зависимость между степенью измельчения в модели, натуре и геометрическим масштабом:

$$i_1 = \frac{6 \frac{k_2}{k_1} i_2 \lambda - \frac{\lambda}{k_1} (1 + k_2) + 1 + \frac{1}{k_1}}{6}, \quad (2.9)$$

где i_1 - ожидаемая степень измельчения в натуре;

i_2 - степень измельчения на модели;

k_1 - отношение высоты уступа к ЛНС в натуре $\left(k_1 = \frac{H_1}{W_1}\right)$;

k_2 - отношение высоты уступа к ЛНС модели $\left(k_2 = \frac{H_2}{W_2}\right)$;

При $k_1 = k_2 = k$ формула (2.9) принимает следующий вид:

$$i_1 = \frac{6i_2\lambda - \left(\frac{1}{k} + 1\right) \cdot (\lambda - 1)}{6}. \quad (2.10)$$

Если полученная после взрыва степень измельчения в натуре окажется близкой к вычисленной по формулам (2.9) и (2.10), то использование энергии взрыва в обоих случаях одинаково. Если ожидаемая степень измельчения модели будет больше, чем полученная в натуре, то степень использования энергии взрыва в натуре меньше, чем на модели.

Следовательно, с помощью формул (2.9) и (2.10) можно не только оценить использование энергии взрыва при различных параметрах буровзрывных работ, но и рассчитать степень измельчения по результатам дробления модели.

Однако размеры сравниваемой модели при постоянном удельном расходе ВВ и одинаковой степени использования энергии нельзя уменьшать беспрестанно.

Сравнение модели с натурой допустимо в том случае, когда будет обеспечена степень измельчения модели $i_2 \geq 2$.

Исходя из этого условия, при известной степени измельчения в натуре, определим максимально возможный геометрический масштаб:

$$\lambda = \frac{6i - \frac{1}{k} - 1}{12 - \frac{1}{k} - 1}. \quad (2.11)$$

Рассмотрим разрушения условных двух блоков методами сравнения использования энергии взрыва при различных параметрах взрывных работ.

Соотношения параметров блоков принимаем:

$$\frac{W}{d} = 20; \quad \frac{W}{a} = 1,2; \quad \frac{Q_3}{Q_{\text{ВВ}}} = 0,8;$$

$$h_{\text{шп}} = \frac{2}{3} h_{\text{бл}}; \quad q = 800 \text{ г/м}^3,$$

где d - диаметр шпура, м;

a - расстояние между шпурами, м;

Q_3 - вес забойки, кг;

$Q_{\text{ВВ}}$ - вес взрывчатого вещества, кг;

$h_{\text{шп}}$ - глубина шпура, м;

$h_{\text{бл}}$ — высота блока, м.

Основные показатели буровзрывных работ при дроблении блоков приведены в таблице 2.1.

Взрывы производили в специальной камере размерами 1,5x1,5x1,5 м, внутри обитой резиной. После взрыва тщательно измеряли гранулометрический состав взорванной массы.

Таблица 2.1 – Основные показатели буровзрывных работ

Показатели	Блок 1	Блок 2
Линия наименьшего сопротивления, см	12	8
Количество шпуров, шт	3	3
Диаметр шпура, см	0,6	0,4
Глубина шпура, см	18	14
Расстояние между шпурами, см	10	6,7
Удельный расход ВВ, г/м ³	800	800
Общий вес ВВ, г	4,98	1,8
Общий вес забойки, г	4,0	1,44
Вновь образованная поверхность после взрыва, м ²	1,61	0,68
Количество ВВ, израсходованное на 1 м ² вновь образованной поверхности, г/м ²	3,09	2,62

Размер среднего куска рассчитывали по формуле Л. И. Барона:

$$a = \frac{\sum d_i W_i}{100}, \quad (2.12)$$

где d_i - средний размер i -го куска или фракции, см;

W_i - выход i -го куска или i -ой фракции в весовом отношении, выраженных в процентах.

Размеры среднего куска для блоков составили $a_1 = 6,87$ см, $a_2 = 5,8$ см.

Блок 2 будем рассматривать как модель блока 1. Геометрический масштаб при этом $\lambda = 1,5$.

Ввиду того, что удельный расход ВВ был взят постоянным, подобие в размере среднего куска не обосновывается:

$$\frac{a_1}{a_2} = 1,18; \quad \lambda \neq \frac{a_1}{a_2}.$$

Пользуясь данными, приведенными в таблице 2.1 и опыта, определим степень измельчения для блоков: $i_l = 1,75$; $i_l = 1,38$, а затем вычислим ожидаемую степень измельчения по формуле (2.10):

$$i_1 = \frac{6 \cdot 1,38 \cdot 1,5 - \left(\frac{1}{3} + 1\right) \cdot (1,5 - 1)}{6} = 1,94.$$

Ожидаемая степень измельчения выше, чем фактическая, т.е. использование энергии взрыва на модели лучше, чем в натуре. Поскольку энергия дробления пропорциональна вновь образованной поверхности, то можно количественно оценить ухудшение использования энергии взрыва по формуле:

$$P = \left[\left(\frac{i_1}{i_{1ф}} \right)^2 - 1 \right] 100\%, \quad (2.13)$$

где $i_{1ф}$ - фактическая степень измельчения в натуре.

Тогда, для нашего условия $P=21\%$, т.е. в натуре использование энергии взрыва на 21% меньше, чем на модели. Количество ВВ, израсходованное на 1 м² вновь образованной поверхности, составляет 2,62 г/м², а в натуре 3,09 г/м², т.е. в натуре на 18% меньше использована энергия взрыва.

Аналогичные результаты получены при других экспериментах. Следовательно, предложенные зависимости сравнительной оценки использования энергии взрыва можно применять на практике. Применением приведенных зависимостей можно сократить число дорогостоящих промышленных экспериментов. В частности, исследование влияния удельного расхода ВВ на степень дробления и диаметр среднего куса при взрывании скважинных зарядов можно заменить аналогичным исследованием на шпуровых зарядах, представляющих собой геометрическую модель скважинных зарядов.

Аналогично могут быть решены задачи, связанные с изменением параметров буровзрывных работ.

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы.

Для получения идентичного разрушения модели при соблюдении одинаковой энергоемкости разрушения и полезного использования энергии взрыва количество ВВ необходимо рассчитывать на единицу вновь образованной поверхности, а не на 1 м³ взорванной горной массы, для чего следует изменить удельный расход ВВ в λ раз.

При постоянном удельном расходе ВВ и известной степени измельчения на модели можно определить предполагаемую степень измельчения в натуре, если воспользоваться формулой (2.10), что позволит определить предполагаемый размер среднего куса до производства взрывных работ.

Исследованиями на моделях из эквивалентных материалов можно установить требуемый удельный расход ВВ, обеспечивающий заданный средний кусок, что позволяет сократить число промышленных экспериментов по определению рационального удельного расхода ВВ.

2.2 Постановка расчетной схемы для пространственной модели буровзрывных работ

Опыт применения ВКЗ в производственных условиях показывает, что эффективность его использования зависит от геометрических размеров разрушаемого массива. Для оценки влияния параметров формируемого блока на характер распределения полей напряжений в массиве горных пород было

проведено математическое моделирование механического состояния твердого тела для условий, отвечающих воздействию концентрированного заряда.

При решении поставленной задачи разрушаемая среда принимается однородным упругим изотропным телом. Зарядная полость представлялась отверстием цилиндрической формы. Действие продуктов детонации заменялось статическим давлением, приложенным к ее границам.

Правомерность такого приближения справедлива при рассмотрении квазистатического действия взрыва, при котором время разрушения значительно превосходит время распространения волны напряжений и подтверждается исследованиями многих ученых [14, 16, 21].

Высота ВКЗ во много раз превосходит радиус зарядной полости, а распределение давления продуктов детонации на стенки скважины можно считать одинаковым во всех горизонтальных сечениях блока. Это дает возможность принять условия плоской деформации и изучать напряженное состояние массива горных пород в двумерном случае.

На рисунке 2.1 изображена расчетная область задачи. ABCD - ее внешние границы. Вследствие симметрии изображенной фигуры относительно осей X и Y можно рассмотреть лишь ее четверть. Граничные условия в этом случае будут выглядеть следующим образом:

$$v = 0, \tau_{xy} = 0 \quad \text{на MP}$$

$$u = 0, \tau_{xy} = 0 \quad \text{на KS}$$

$$\sigma_x = 0, \tau_{xy} = 0 \quad \text{на PC}$$

$$\sigma_y = 0, \tau_{xy} = 0 \quad \text{на SC.}$$

Здесь u, v - смещения точек расчетной области по осям X и Y;

$\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ - нормальные и касательная компоненты тензора напряжений в системе координат X и Y.

На границе зарядной полости KM задается равномерное давление:

$$\sigma_n = -P_0; \tau_n = 0.$$

где σ_n, τ_n - нормальная и касательная компоненты вектора усилий на линии KM.

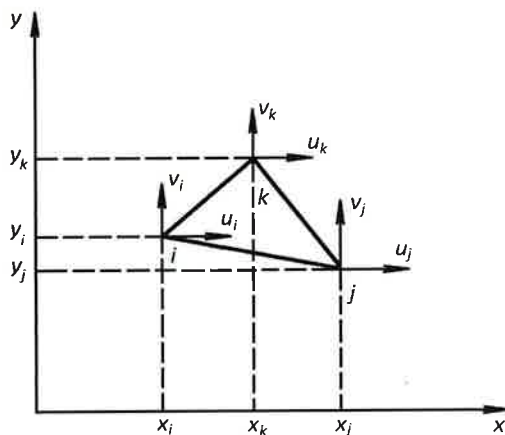


Рисунок 2.1 – Расчетная область задачи

Поставленная таким образом краевая задача теории упругости имеет единственное решение в перемещениях, так как область расчета КМРС жестко закреплена относительно смещений и поворота вдоль осей X и Y .

2.3 Основные соотношения метода конечных элементов и исходные данные для расчета

В основе метода конечных элементов лежит разбиение исследуемой области на значительное число конечных элементов треугольной, четырехугольной и т.п. формы. Эти элементы предполагаются взаимосвязанными в конечном числе узловых точек. Выбирается функция, посредством которой по смещениям узловых точек можно найти перемещения в любой внутренней точке элемента.

Затем ищется минимум полной потенциальной энергии системы среди возможных перемещений, удовлетворяющих кинематическим условиям на поверхности тела. Основными неизвестными при этом являются смещения узловых точек [23, 24].

При выполнении условий плоской деформации определению подлежат две компоненты вектора смещений u, v , соответственно в направлении осей X и Y . Пусть смещения узлов i, j, k треугольного элемента ijk (рисунке. 2.2) равны $u_i, v_i, u_j, v_j, u_k, v_k$. Функцию, которая давала бы перемещение любой точки внутри элемента, выберем линейной:

$$\begin{aligned} u &= \alpha_1 + \alpha_2 x + \alpha_3 y, \\ v &= \alpha_4 + \alpha_5 x + \alpha_6 y. \end{aligned} \quad (2.14)$$

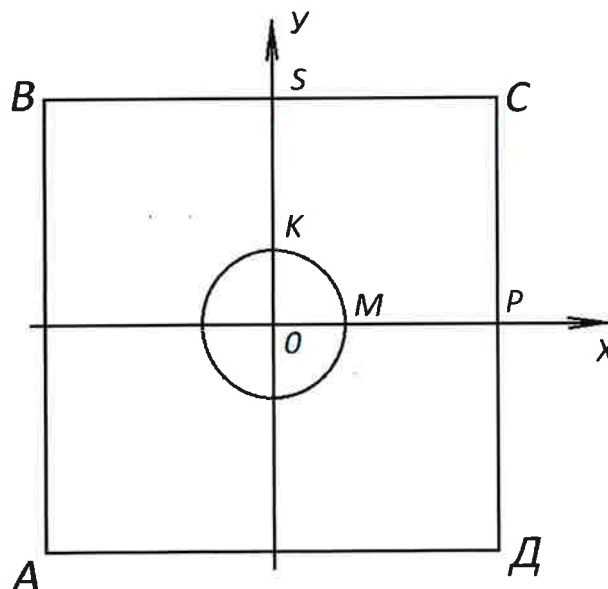


Рисунок 2.2 – Расчетный конечный элемент

Если обозначить вектор перемещений всех узлов сетки $\{\delta\}$, а вектор сосредоточенных усилий во всех узлах через $\{R\}$, то будем иметь:

$$\{R\} = [K]\{\delta\}. \quad (2.15)$$

Соотношение (2.15) представляет собой систему линейных уравнений относительно компонент вектора перемещений. Систему можно решить как только будут определены условия закрепления тела, исключаящие его смещение как жесткого целого. Задание таких смещений обеспечивает возможность получения единственного решения путем вычеркивания соответствующих сторон и столбцов матрицы $[K]$. Однако, часто удобно решать первоначальную систему (2.15) для того, чтобы избежать реорганизацию памяти программного продукта. Диагональный элемент матрицы $[K]$, соответствующий рассматриваемой точке умножается на очень большое число. Одновременно с этим, выражение, стоящее в правой части уравнения, заменяется этим же большим числом, умноженным на заданное значение перемещения. В результате уравнение заменяется другим, но величина перемещения в рассматриваемой точке становится равной нужному значению. При этом число уравнений в системе остается неизменным.

Для решения системы линейных уравнений использовалась модификация метода исключения Гаусса, которая по заключению ряда авторов [23, 24] является наиболее удобной в случае матриц с малой заполненностью.

Напряженное состояние вычисляется по найденным смещениям по формуле:

$$\{\sigma\} = [D][T]\{u\}. \quad (2.16)$$

Напряжения постоянны внутри элемента. Обычно их считают действующими в центре его тяжести. Часто удобно вычислять значения напряжений в узлах, средняя их значения в элементах примыкающих к данному узлу. Этот прием используется в дальнейшем.

Основные расчеты выполнены при моделировании действия продуктов детонации в зарядной полости статическим давлением на ее стенки $P_0=1000$ МПа. Предполагалось, что полость имеет цилиндрическую форму с радиусом (R_0), равным 0,5 м.

Массив горных пород принимался упругим изотропным телом. Механические характеристики имели следующие величины: модуль Юнга $E=75000$ МПа, коэффициент Пуассона $V=0,25$. Такие параметры отвечают свойствам крепких горных пород.

На рисунке 2.3 показана четверть исследуемой области с разбивкой ее на конечные элементы. Сетка треугольных элементов строится таким образом, чтобы уменьшение их размеров происходило при приближении к границе приложения нагрузки. Это необходимо для получения более точного

численного решения, так как в этой области будут наблюдаться наибольшие градиенты рассчитываемых величин. Основные расчеты были выполнены на сетке с числом угловых точек 2320. Во всех точках определялись компоненты вектора перемещений, по которым затем находились составляющие тензора напряжений.

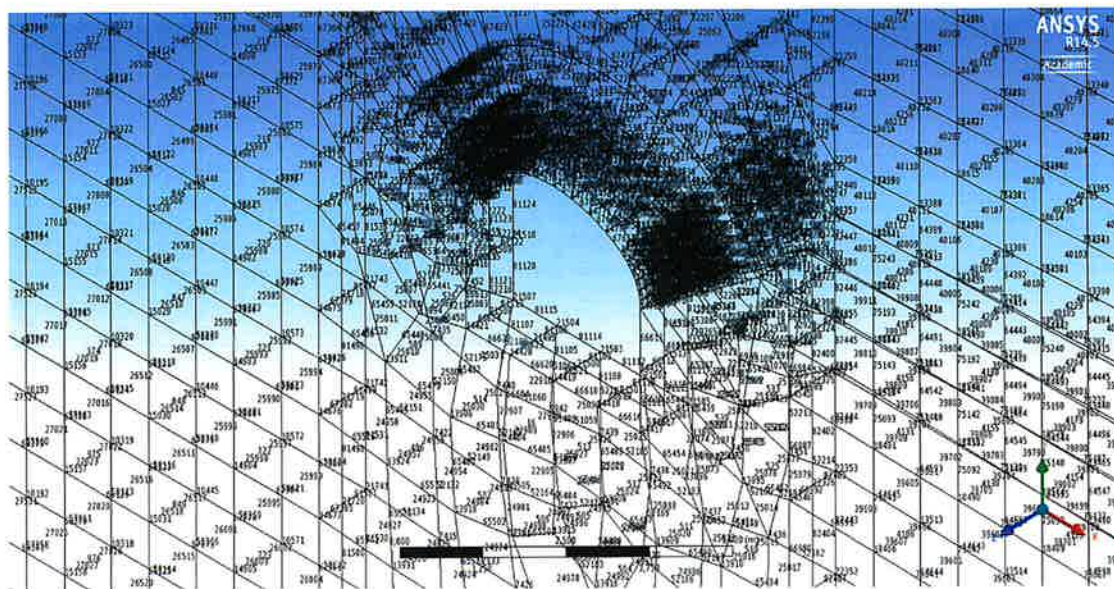


Рисунок 2.3— Схема разбиения расчетной области на конечные элементы

Растягивающие величины напряжений σ_x действуют примерно в половине области расчета, той, что лежит ниже диагонали, проходящей через середину цилиндрической полости. В остальной части массива напряжения σ_x - сжимающие.

Наибольшие величины сжатия и растяжения достигаются вблизи взрывной полости; при удалении от нее вглубь массива их значения уменьшаются. Необходимо отметить тот факт, что изолинии с растягивающими величинами напряжений выходят на внешнюю границу расчетной области и их значения превышают здесь 25 МПа.

Распределение компоненты σ_y (рисунок 2.4) является точным повторением картины изолиний напряжений σ_x , если повернуть их на 180° относительно диагонали расчетной области (прямой $Y=X$). Такое соответствие является следствием принятого условия равномерности распределения нагрузки по границе взрывной полости и одинаковых размеров расчетной области по осям X и Y .

Второе главное напряжение $\sigma_2 = \sigma_r$ изменяется в меньшей степени (рисунок 2.5). Можно отметить, что область действия сжимающих усилий $\sigma_2 < -10$ МПа занимает теперь большую площадь по направлению оси X , то есть увеличивается в направлении "бесконечной" границы. Рисунок 2.5 дает представление о характере распределения σ_2 во всей расчетной области.

Напряжения везде сжимающие и при удалении от взрывной полости на $15R_0$ их величины уменьшаются до 1 МПа по абсолютным значениям.

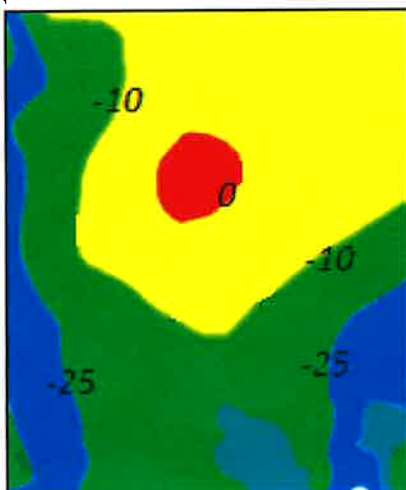


Рисунок 2.4 – Характер распределения в упругом блоке первого главного напряжения σ_x и σ_y

Проведенные расчеты полей перемещений, напряжений и деформаций массива горных пород позволяют оценить предлагаемые варианты формирования технологических блоков с точки зрения возможного разрушения. Максимальные величины рассчитанных растягивающих и сжимающих напряжений различаются между собой незначительно. Вместе с тем пределы прочности крепких горных пород на растяжение σ_p и на сжатие $\sigma_{сж}$ имеют большое количественное различие. Для большинства пород отношение $\sigma_{сж}/\sigma_p > 10$ и $\sigma_{сж}/\sigma_p < 20$. Это обстоятельство дает возможность провести сравнение вариантов формирования технологических блоков по распределению растягивающих напряжений вокруг взрывной полости.

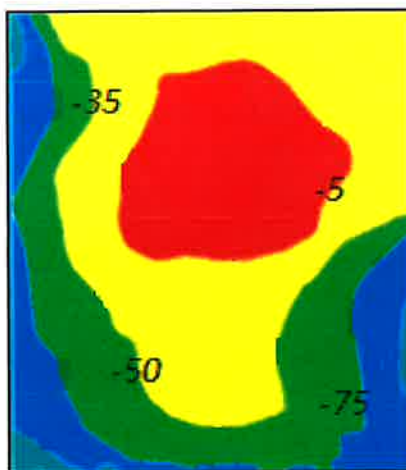


Рисунок 2.5 – Характер распределения сжимающих напряжений σ_2 во всей расчетной области

Таким образом, анализ показывает, что при пределе прочности горных пород на растяжение от 10 до 25 МПа наибольшей площадью разрушения будет обладать вариант отработки с четырьмя свободными границами (10×10

м). Выбор границ изменения предела прочности продиктован тем обстоятельством, что в условиях объемного напряженного состояния, в котором будет находиться разрушаемый горный массив, прочность на растяжение может быть выше той, что приводится в справочниках и определяется для образца при одноосном растяжении.

Установлено, что характер перераспределения и на изменение величин напряжений в процессе взрывания вертикальных концентрированных зарядов оказывает влияние форма и соотношение геометрических размеров обрушаемого массива. Математическое нормирование напряженного состояния массива горных пород при действии вертикального концентрированного заряда показывает, что в окрестности взрывной полости формируется зона растягивающих напряжений.

3 Управление действием энергии взрыва комбинированных зарядов ВВ при массовом обрушении руд на зажатую среду и компенсационные камеры

3.1 Исследование влияния схем взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ на степень дробления

Исследование влияния схем взаимного расположения пучковых сближенных и ВКЗ производили в опытных блоках при отбойке на зажатую среду и компенсационные камеры. Схемы расположения зарядов ВВ включали 3-7 рядное рассредоточение пучковых сближенных и ВКЗ по ширине технологических блоков; взаимного расположения - опережающими отбойку массива пучковыми сближенными зарядами вокруг центральной части панели блоков.

Первый блок был обрушен двумя ВКЗ. При плотности рудного массива $4,1 \text{ т/м}^3$ масса ВВ по зарядам, ВКЗ - 1 и ВКЗ - 2 составила:

$$\begin{aligned} Q_1 &= H_1 \cdot S_1 \cdot \gamma_p \cdot q_{от} = 29 \cdot 200 \cdot 4,1 \cdot 1,28 = 30438 \text{ кг}, \\ Q_2 &= H_2 \cdot S_2 \cdot \gamma_p \cdot q_{от} = 27 \cdot 200 \cdot 4,1 \cdot 1,28 = 28339 \text{ кг}, \end{aligned} \quad (3.1)$$

где H_1, H_2 - высота отбиваемого слоя для каждого заряда ВКЗ, м;

S_1, S_2 - площадь отбиваемого массива ВКЗ-1 и ВКЗ-2, м^2 ;

γ_p - плотность рудного массива, т/м^3 ;

$q_{от}$ - удельный расход ВВ на отбойку для зарядов ВКЗ, кг/т .

Необходимый объем полости для размещения расчетного количества ВВ ($Q_1, Q_2 \text{ т}$) при насыпной плотности ВВ ($\gamma_{ВВ}$), равной $0,9 \text{ т/м}^3$ составит:

$$\begin{aligned} V_{ВВ1} &= \frac{Q_1}{\gamma_{ВВ}} = \frac{30,438}{0,9} = 33,8 \text{ м}^3, \\ V_{ВВ2} &= \frac{Q_2}{\gamma_{ВВ}} = \frac{28,339}{0,9} = 31,5 \text{ м}^3. \end{aligned} \quad (3.2)$$

По результатам замера фактического расположения скважин в восстающих выработках проведен расчет объемов полостей в контуре взрывных скважин. Площадь сечения между линиями, проведенными через крайние скважины ВКЗ-1 составила $2,75 \text{ м}^2$ для ВКЗ-2 - $1,35 \text{ м}^2$.

Объем пространства между отметками почвы верхней выработки и отметкой кровли нижней проводящей выработки составил:

$$V_{восст1} = \frac{S_{В1} + S_{Н1}}{2} H_{В1} = \frac{2,75 + 1,2}{2} 33 = 65,78 \text{ м}^3, \quad (3.3)$$

$$V_{\text{восст1}} = \frac{S_{B2} + S_{H2}}{2} H_{B2} = \frac{1,35 + 1,2}{2} 27 = 34,43 \text{ м}^3,$$

где S_{B1} , S_{B2} - площадь пространства между скважинами восстающей выработки ВКЗ-1 и ВКЗ-2 в верхней проводящей выработке, м^2 ;

S_{H1} , S_{H2} - площадь восстающих выработок ВКЗ-1 и ВКЗ-2 на сопряжении с нижней подводящей выработкой, м^2 ;

H_{B1} , H_{B2} - расстояние между новой верхней подводящей выработкой и кровлей нижней, м.

С учетом размещения забойки в нижней части ВКЗ до 5 м от сопряжения с нижней подводящей выработкой и оставления породного целика между зарядной полостью и верхней выработкой, величиной 5 м, объем полости ($V_{\text{п}}$) ВКЗ-1 составил:

$$\begin{aligned} V_{n1} &= V_{\text{восст1}} - V_{\text{ц1}} - V_{\text{з1}} = 65,18 - 13,2 - 6,77 = 45,9 \text{ м}^3, \\ V_{n2} &= V_{\text{восст2}} - V_{\text{ц2}} - V_{\text{з2}} = 34,43 - 8,01 - 6,1 = 20,3 \text{ м}^3, \end{aligned} \quad (3.4)$$

где $V_{\text{ц1}}$, $V_{\text{ц2}}$ - объем породного целика в ВКЗ-1 и ВКЗ-2, м^3 ;

$V_{\text{з1}}$, $V_{\text{з2}}$ - объем породной забойки в нижней части ВКЗ-1 и ВКЗ-2, м^3 .

Сравнение со значениями необходимого объема зарядной полости для размещения расчетного количества ВВ показывает, что ВВ в ВКЗ-1 размещается, а объем ВКЗ-2 - нет.

Воздушный промежуток в ВКЗ-2 составляет:

$$V_{\text{в1}} = V_{\text{п1}} - V_{\text{вв1}} = 45,9 - 33,8 = 12,1 \text{ м}^3 \text{ или } 26\% \text{ от зарядной полости.}$$

В ВКЗ-2 помещается ВВ массой 19,5 т, удельный расход ВВ на отбойку при этом составит:

$$q_{\text{от}} = \frac{Q_2}{H_2 \cdot S_2 \cdot \gamma_p} = \frac{19500}{27 \cdot 200 \cdot 4,1} = 0,88 \text{ кг/т.} \quad (3.5)$$

По данным практики проведения восстающих выработок секционным взрыванием скважин объем образованной полости на 10-15% больше объеме пространства, ограниченного контуром линий, проведенных по крайним скважинам.

С учетом этого объем зарядных полостей будет равен:

$$\begin{aligned} V_{n1}^1 &= V_{n1} \cdot 1,15 = 45,9 \cdot 1,15 = 52,8 \text{ м}^3, \\ V_{n2}^1 &= V_{n2} \cdot 1,15 = 20,3 \cdot 1,15 = 23,3 \text{ м}^3. \end{aligned} \quad (3.6)$$

В этом случае объем воздушного промежутка в ВКЗ-1 составит:

$$V_{\text{в1}}^1 = V_{\text{п1}}^1 - V_{\text{вв1}}^1 = 52,8 - 33,8 = 19 \text{ м}^3 \text{ или } 36\% \text{ от зарядной полости} \\ \left(\frac{V_{\text{вв1}}^1}{V_{\text{п1}}^1} = 0,36 \right).$$

В зарядной полости ВКЗ-2 разместится ВВ массой, равной:

$$Q_2^1 = V_{п2}^1 \cdot \gamma_{ВВ} = 23,3 \cdot 0,9 = 20,97 \text{ т.} \quad (3.7)$$

Удельный расход ВВ на отбойку для ВКЗ-2 составит:

$$q_0 = \frac{Q_2^1}{H_2 \cdot S_2 \cdot \gamma_p} = \frac{20970}{27 \cdot 200 \cdot 4,1} = 0,94 \frac{\text{кг}}{\text{т}}. \quad (3.8)$$

Обрушение запасов по блоку произведено двумя зарядами ВКЗ и пучковыми скважинными зарядами, расположенными в днище вышележащего блока и на контакте руды с породой и в торцовой части блока.

Общая масса ВВ на взрыв составила 95,9 т, в т.ч. в ВКЗ-1 – 29 т, в ВКЗ-2 – 25 т, которыми отбито 38,7 тыс.т. (30%) рудной массы. Удельный расход ВВ в зарядах ВКЗ составил 1,37 кг/т в пучковых зарядах – 0,484 кг/т.

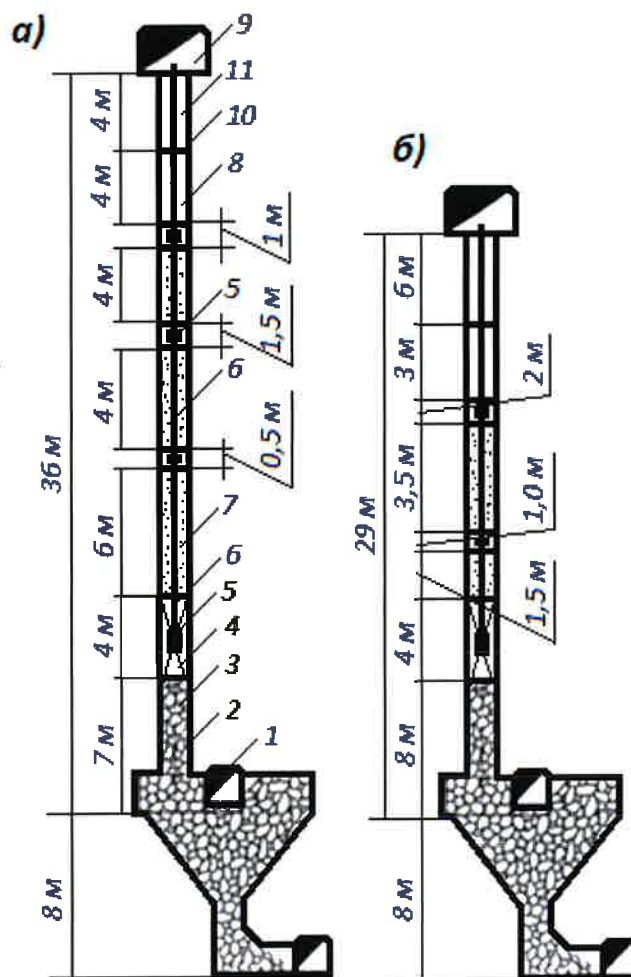
Конструкция заряда принята рассредоточенная инертными промежутками.

Формирование инертных промежутков по колонке ВКЗ осуществляется путем транспортирования его по трубопроводу с использованием эжектора и пневмотранспортной установки УПТ-100. В качестве инертного материала применялись древесные опилки. В ВКЗ-1 ВВ по колонкам заряда располагалось в четырех промежутках. Породная забойка от почвы выработки подсечки по высоте составила 7 м. Величины промежутков ВВ и инертных промежутков по высоте от породной забойки составляли: 4 м - ВВ, 6 м - инертный промежуток, 1 м - ВВ, 4 м - воздушный промежуток. Масса ВВ в указанных промежутках составляла соответственно - 12,5; 3,5; 7 и 6. (рисунок 3.1). Объем воздушного промежутка в верхней части заряда - 16 м³ (12%), объем 3-х инертных промежутков - 85 м³ (63%), общий объем зарядной полости - 134 м³. Объем заряда ВВ в полости составляла 25%. Средняя площадь восстающей выработки - 4,6 м.

В ВКЗ-2 ВВ располагается в трех промежутках. Породная забойка от почвы выработки подсечки по высоте составляет 9 м. Величины ВВ и инертных промежутков по высоте восстающей выработки от породной забойки составляет: 4 м - ВВ, 1,5 м - инертный промежуток, 1 м - ВВ, 3,5 м - инертный промежуток, 2 м - ВВ. В верхней части ВКЗ оставлен воздушный промежуток высотой 3 м.

При этом в нижней части ВКЗ-2 заряд состоит из 12 т граммонита 79/21; в средней - 3,5 т аммонита 6ЖВ и 5 т граммонита 79/21; в верхней части - 4,5 т аммонита 6ЖВ.

В ВКЗ-2 масса ВВ составляет 48% от всего объема зарядной полости, равного 55 м³. Объем воздушного промежутка составляет 5 м³ (9%), объем 2-х промежутков - 24 м³ (43%), средняя площадь сечения - 2,6 м².



а) ВКЗ-1; б) ВКЗ-2; 1-выработка подсечки; 2-восстающая; 3-забойка; 4-заряд ВВ; 5-промежуточный детонатор; 6-детонирующий шнур; 7-инертный промежуток; 8-воздушный промежуток; 9-выработка бурового горизонта; 10-целик горного массива; 11-скважины заряжения и коммутации.

Рисунок 3.1 – Конструкция зарядов ВКЗ блока

В каждой части ВВ размещается промежуточный детонатор из двух патронов аммонита 6ЖВ диаметром 90 мм и из двух ниток ДШ. Все нити ДШ собирается в единый пучок, к которому в ВКЗ-2 закрепляется два электродетонатора, а в ВКЗ - 1 в коммутационную скважину устанавливается патрон-боевик.

Заряжание взрывных полостей и пучков сближенных скважин осуществляется механизированным способом с применением пневмотранспортной системы доставочного вагона.

Рассредоточенный заряд ВВ в восстающей выработке (ВКЗ-1) состоит из одного типа ВВ граммонита № 79/21, а в восстающей выработке (ВКЗ-2) - из граммонита 79/21 и патронированного ВВ 6ЖВ диаметром 90 мм.

Средний удельный расход ВВ на вторичное дробление при выпуске 49,8 тыс.т руды, что составляет 39% от общего объема разрушения массива, составляет 0,078 кг/т не превышал средние показатели по дроблению руды в целом по блоку в начальной стадии выпуска.

В районе дробления ВКЗ в начальной стадии выпуска руды объемом 15,0 тыс.т удельный расход ВВ на вторичное дробление составляет $0,010 \div 0,020$ кг/т. При дальнейшем выпуске руды объемом 34,8 тыс.т. удельный расход ВВ на вторичное дробление возрос и составляет 0,90-0,120 кг/т.

При выпуске всего объема горной массы из блока удельный расход ВВ на вторичное дробление составил 0,112 кг/т, что не превышал уровня расхода ВВ при выпуске руды в аналогичных блоках III рудного тела, обрушаемых пучковыми сближенными зарядами.

Применение зарядов ВКЗ в блоке позволило уменьшить объем бурения скважин на 2340 м. За счет увеличения удельного расхода ВВ на отбойку заряда ВКЗ до 1,37 кг/т расход ВВ увеличился на 34,2 т.

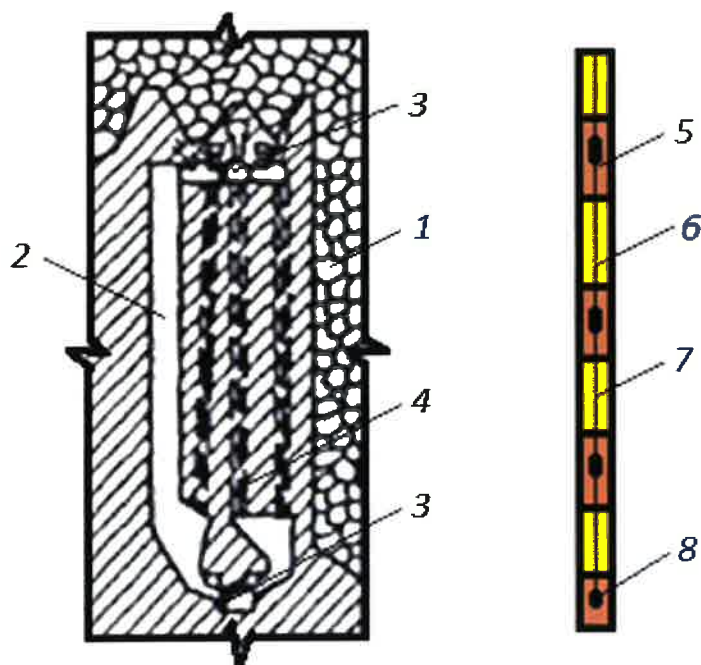
3.2 Исследование влияния схем расположения сближенных комбинированных зарядов ВВ

В условиях высокого горного давления, проявляющегося в динамической форме на глубоких горизонтах месторождений и в тектонически активных районах, целесообразно применение технологии отбойки зарядами ВКЗ. Одним из отрицательных проявлений горного давления является сдвигание рудного массива в выработанное пространство и, как следствие, высокие потери скважин. Это существенно снижает качество дробления горной массы и требует дополнительных восстановительных работ [25].

При таких случаях блок подготавливается системой этажного принудительного обрушения. С одной стороны блока находилась зажатая среда, с другой - компенсационная камера (рисунок 3.2). Параметры блока с учетом мощности рудного тела, высоты этажей и устойчивости обнажений, приняты: длина 75, ширина 27 и высота 70 м. До массового взрыва в блоке была выполнена плоская подсечка горизонтальными скважинами. Высота подсечки составила 3 м.

Для разрушения основной части панели используется пучки параллельно-сближенных нисходящих скважин и два заряда ВКЗ. Скважины в пучках располагается по дуговой схеме. Потолочину обрушается пучками сближенных восходящих и горизонтальных зарядов ВВ. Диаметр скважины принимается 105 мм. Линия наименьшего сопротивления для пучковых параллельно-сближенных зарядов ВВ составляет 5-6 м.

Заряды ВКЗ располагается в центральном ряду панели. Взрыв производится посредством четырнадцати интервалов замедлений ($0 \div 500$ мс). Заряды ВКЗ взрывается с замедлением 300 и 400 мс после взрыва пучковых зарядов ВВ по панели, когда вокруг зарядов ВКЗ образуется ограниченный свободными поверхностями массив цилиндрической формы. Образование свободных поверхностей в процессе взрыва уменьшает сейсмическое воздействие зарядов ВКЗ на окружающий массив. Линия наименьшего сопротивления для зарядов ВКЗ составила 9-10 м.



1 - зажатая среда; 2 - компенсационная камера; 3 - буровой штрек; 4 - пучки сближенных скважин; 5 - заряд ВВ; 6 - инертный материал; 7 - детонационный шнур; 8 - патрон боевик

Рисунок 3.2 – Схема расположения сближенных комбинированных зарядов ВВ в блоке

В целом по блоку удельный расход ВВ на отбойку составляет 0,540 кг/т. По зарядам ВКЗ - 0,545 кг/т. В качестве ВВ используется граммонит 79/21 и для патронов-боевиков патронированный аммонит 6ЖВ. Масса ВВ в ВКЗ-1 составляет 28,2 т, в ВКЗ-2 - 28,5 т. Для формирования зарядов ВКЗ проходятся восстающие выработки по методу секционного взрывания. Глубина скважин составляет 56 м. При проведении восстающих выработок проводится измерения размеров сечения выработок. Для равномерного распределения ВВ по высоте отбиваемого блока была принята конструкция зарядов с рассредоточением колонки заряда в четырех промежутках, между которыми располагается инертный материал. В качестве инертного материала используется древесные опилки. Объем инертного материала составил 20-39 м² или 40-56% всего объема зарядной полости. Для инициирования заряда ВКЗ в каждом промежутке ВВ располагается промежуточный детонатор из двух патронов аммонита 6ЖВ диаметром 90 мм, соединенных двумя нитями детонирующего шнура. Для снижения сейсмического воздействия зарядов ВКЗ на выработки горизонта выпуска и их сохранности принято размещение в нижней части меньшей массы заряда ВВ, создания демпферного слоя высотой 1 м из инертного материала и образование запирающей забойки на высоте 4,5 м от почвы подсечки из отбитой горной массы, оставленной при проведении восстающей выработки.

По результатам выпуска руды из блока удельный расход ВВ на вторичное дробление составляет 0,03 кг/т. Применение двух вертикальных

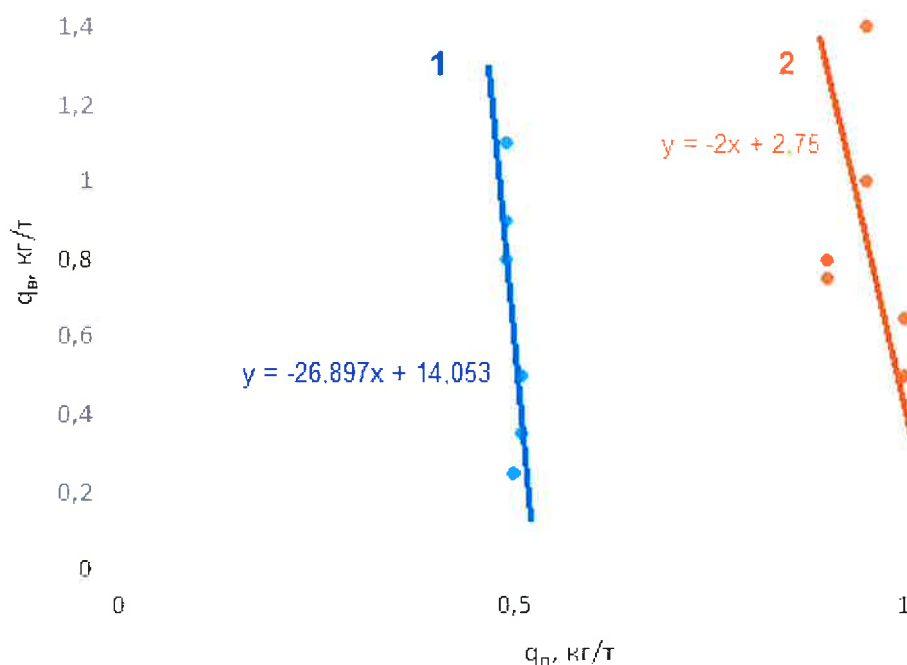
концентрированных зарядов ВВ позволяет снизить объем бурения скважин 7200 м и за счет этого получить экономию.

3.3 Исследование влияния удельного расхода ВВ на показатели взрыва при расположении пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов

Исследования в производственных условиях показали, что для снижения потерь скважин, объема нарезных работ и улучшения дробления взрываемого массива, отбойку руды в блоках следует производить пучковыми сближенными и ВКЗ с различными схемами их взаимного расположения относительно друг друга, а также свободной поверхности, при этом снижается удельный расход ВВ на вторичное дробление руды.

При трехрядном расположении в блоках комбинированных зарядов ВВ линия наименьшего сопротивления (ЛНС) колебалась от 7 до 12 м, а количество ВКЗ составляло по 2 шт в каждой панели, при этом удельный расход ВВ на вторичное дробление изменяется от 0,05 до 0,112 кг/т. При пяти, шести и семи рядном распределении зарядов ВВ ЛНС колебалась от 7 до 9 м, количество ВКЗ изменялось от 3 до 12 шт, при этом удельный расход ВВ на вторичное дробление составлял $0,025 \div 0,078$ кг/т.

По результатам проведенных исследований построен график изменения удельного расхода ВВ, на вторичное дробление от удельного расхода ВВ на отбойку (рисунок 3.3).



1 - по пучковым сближенным зарядам; 2 - по ВКЗ

Рисунок 3.3 - Изменение средневзвешенного удельного расхода ВВ на вторичное дробление ($q_{в}$) от удельного расхода ВВ на отбойку ($q_{п}$)

Из графика видно, что удельный расход ВВ на отбойку комбинированными зарядами колеблется от 0,5 до 1,2 кг/т. При увеличении удельного расхода ВВ резко снижается удельный расход ВВ на вторичное дробление, особенно при применении пучковых сближенных зарядов, который достигает 0,025 кг/т (ВКЗ - 0,055 кг/т). В связи с тем, что отбойку производят одновременно зарядами с различным их взаимным расположением в блоках относительно зажатой среды и компенсационных камер, то в целом удельный расход ВВ на вторичное дробление составляет $0,032 \div 0,112$ кг/т при удельном расходе на отбойку - $0,50 \div 0,754$ кг/т.

Установлено, что управление действием энергией взрыва при системе разработки этажного принудительного обрушения осуществляется за счет применения совместного многорядного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов с отбойкой на зажатую среду и компенсационные камеры. При увеличении количества рядов от 3 до 7 удельный расход ВВ на вторичное дробление снижается в 1,2-1,3 раза.

4 Совершенствование параметров буровзрывных работ

4.1 Разработка способа отбойки горных пород

На основании проведенных исследований разработан способ отбойки горных пород.

Технической задачей предполагаемого способа управления энергией взрыва является снижение трудоемкости образования заряда ВВ и повышение качества дробления руды [26, 27].

Поставленная задача решается тем, что в способе образования заряда ВВ в восстающей выработке для отбойки руды, включающем проходку восстающей выработки буровзрывным методом, оставление отбитой породы в устьевой части этой выработки и использование ее в качестве забойки, зарядку полости восстающей выработки зарядом ВВ через скважину из выработок вышележащего горизонта, согласно предлагаемому техническому решению, восстающую выработку проходят методом последовательного секционного взрывания рассредоточенных зарядов ВВ в комплексе скважин, пробуренных по трассе восстающей выработки с оставлением в верхней части выработки целика с невзорванными концами скважин последней секции. После выпуска отбитой породы до границы забойки ведут маркшейдерскую съемку полученного контура восстающей выработки, при этом используя невзорванные концы скважин последней секции в целике. По результатам маркшейдерской съемки определяют фактически полученные сечения восстающей выработки на различных высотах и по ним - линии наименьшего сопротивления. Затем расчетным путем по этим данным определяют величины необходимых рассредоточенных зарядов ВВ по высоте восстающей выработки и глубины их расположения, после чего осуществляют закладку каждого из этих зарядов с размещенным в нем боевиком через невзорванные концы скважин последней секции в целике, а промежутки между этими зарядами ВВ заполняют инертным материалом и через них прокладывают сеть для подрыва боевиков.

Проходка восстающих выработок методом последовательного секционного взрывания с рассредоточенными зарядами в шахматном порядке зарядов ВВ в восстающих выработках с оставлением в верхней части выработки целика с невзорванными концами скважин последней секции, проведение маркшейдерской съемки полученного контура восстающей выработки после выпуска отбитой породы до границы забойки и использование, при этом невзорванных концов скважин последней секции в целике, а затем определение по результатам этой съемки фактически полученных сечений восстающей выработки на различных высотах и по ним - линий наименьшего сопротивления, позволяет снизить расходы на проходку восстающей выработки, обеспечить безопасные условия труда при ее проходке, так как восстающую выработку проходят без присутствия людей в забое с минимальными трудовыми затратами. Способ проходки восстающей

выработки последовательным секционным взрыванием рассредоточенных зарядов ВВ в комплекте скважин известен и широко используется в горнорудной практике для проходки вентиляционных восстающих, вертикальных рудоспусков и компенсационных полостей при подготовке блоков к отбойке руды. Во всех вышеперечисленных случаях не предъявляется требований к сечению и стенкам выработки ввиду того, что отклонение фактического контура выработки от проектного не оказывает влияния на эксплуатацию. Многолетний опыт показывает, что фактическое сечение выработки от проектной может отличаться в два-три раза и более. Причем восстающая выработка, пройденная вышеуказанным методом, имеет неровные стенки с местными расширениями сечений. Использовать такую выработку для размещения ВВ, зная ее только проектные данные (проектное сечение, длину и линию наименьшего сопротивления) нерационально, так как много ВВ будет израсходовано при заполнении всякого рода отклонений от проектного сечения, что приведет к перерасходу ВВ и плохому неравномерному дроблению.

Для того чтобы избежать этого, техническим решением предусматривается маркшейдерская съемка фактического контура полученной выработки специальным устройством, опускаемым через невзорванные концы скважин последней секции в целике. Устройство позволяет измерить размеры восстающей выработки на различных высотах и получить полную конфигурацию восстающей выработки. На проектный контур выработки наносят фактическое положение стенок и графически определяют фактическую линию наименьшего сопротивления на различных высотах (расстояние от стенки восстающей выработки до очистного пространства).

Определение расчетным путем величины рассредоточенных зарядов ВВ по высоте восстающей выработки и глубины их расположения обеспечивает равномерное размещение этих зарядов ВВ в отбиваемом рудном массиве, что позволит получить качественное дробление. Используя фактические размеры восстающей выработки и ее расположение до очистного пространства, по известным формулам, причем количество ВВ в каждом из зарядов может быть различно. Заряд ВВ занимает все сечение восстающей выработки в месте его расположения и поэтому высота заряда ВВ также различна. Закладку каждого из зарядов ВВ с размещенным в нем боевиком ведут через невзорванные концы скважин последней секции в целике и заполнение промежутков между этими зарядами ВВ инертным материалом, через который прокладывают сеть подрыва боевиков.

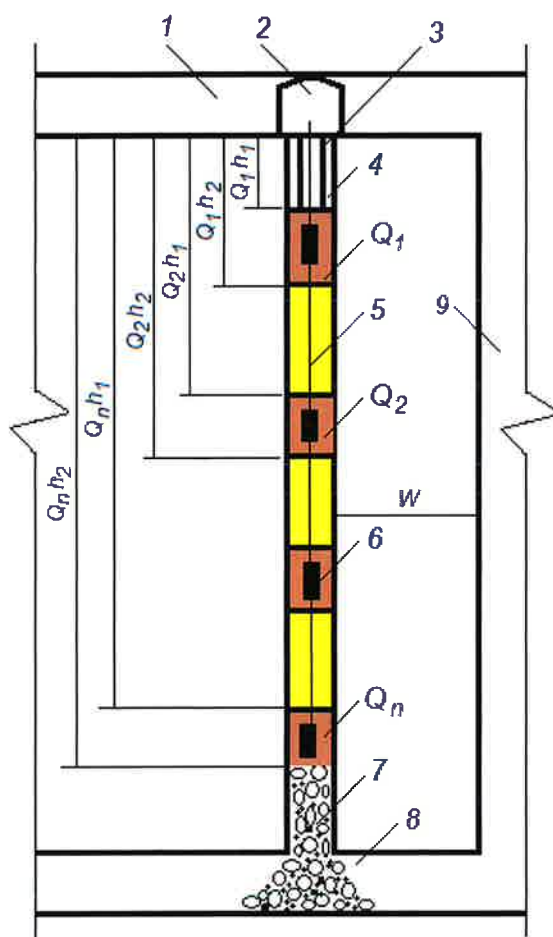
Вышеуказанное в совокупности снижает трудоемкость проходки восстающей выработки, упрощает технологию образования заряда ВВ, позволяет использовать высокопроизводительные зарядные комплексы, что снижает трудоемкость образования заряда ВВ. Промежутки между отдельными зарядами ВВ заполняют инертным материалом (например, древесными опилками, золой, песком и т.п.), что также повышает

производительность по образованию заряда ВВ в восстающей выработке, за счет применения механизации для доставки и укладки инертных материалов.

Предлагаемый способ отбойки горных пород показан на рисунок 4.1.

На рисунке 4.1 показана принципиальная схема образования зарядов ВВ в восстающей выработке для отбойки руды.

С верхнего бурового горизонта из камеры бурят комплект скважин до выработки подсечки по трассе восстающей выработки.



1-буровой горизонт; 2-камера; 3-скважины; 4-целик; 5-детонационный шнур; 6-патрон боевик; 7-забойка; 8-подсечка; 9-линия забоя; W-ЛНС

Рисунок 4.1 – Схема расположения зарядов ВВ и инертных промежутков в восстающей выработке

По известному методу последовательным секционным взрыванием зарядов ВВ в скважинах проходят восстающую выработку с оставлением в верхней ее части целика с невзорванными концами скважин последней секции. При отбойке по трассе восстающей выработки часть отбитой породы оставляют в устьевой части этой выработки в качестве забойки.

После выпуска отбитой породы через невзорванные концы скважин в целике специальным устройством ведут маркшейдерскую съемку контура восстающей выработки.

Как показывает практика, восстающая выработка, пройденная последовательным секционным взрыванием зарядов ВВ, имеет неровные стенки с местными расширениями, причем каждое полученное сечение может иметь в 2-3 раза большую площадь по сравнению с проектной.

По результатам маркшейдерской съемки составляют разрез фактического контура восстающей выработки, совмещенной с линией забоя, и по нему определяют W - линии наименьшего сопротивления (расстояние от отработанного пространства) на различных высотах восстающей выработки.

По известным методикам определяют величины рассредоточенных зарядов ВВ ($Q_1, Q_2, \dots, Q_n$), их количество, высоту заряда и глубину расположения (глубины $Q_1h_1, Q_1h_2, Q_2h_1, Q_2h_2, \dots, Q_nh_1, Q_nh_2$). Необходимо отметить, что значения $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$ могут отличаться друг от друга, может быть различна и высота каждого из зарядов ВВ (в зависимости от площади сечения восстающей выработки на уровне размещения заряда ВВ). Промежутки между зарядами ВВ заполняют инертным материалом, в качестве которого используют опилки, золу, песок и т.п. В каждом из зарядов ВВ устанавливают боевик (связка патронов из высокообрезантного ВВ с детонатором). Боевики связывают сетью подрыва и выводят на верхний буровой горизонт. Сеть подрыва боевиков может быть выполнена детонирующим шнуром или электрическими проводами с капсулями-детонаторами).

Способ позволяет обеспечить равномерное дробление массива горных пород при минимальном расходе ВВ и снижает трудоемкость образования заряда ВВ.

4.2 Выбор рациональных параметров взрывной отбойки

Предлагаемая технология отбойки ВКЗ отличается от обрушения блоков пучковыми сближенными зарядами по механизму разрушения массива горных пород тем, что ВКЗ действуют во все стороны и формируются зоны растягивающих напряжений и дробления вокруг заряда.

К основным параметрам буровзрывных работ (БВР), применяемых в расчетах массовых взрывов, относится удельный расход ВВ на отбойку ($q_{отб}$), линия наименьшего сопротивления (w), расстояния между зарядами (a), величина заряда (Q), которым определяются все остальные параметры.

Расчет основного параметра БВР - удельного расхода ВВ для технологии отбойки зарядами ВКЗ может производиться по известным и апробированным методикам расчета применяемым при отбойке скважинными зарядами ВВ с учетом факторов, влияющих на изменение механизма разрушения зарядами ВКЗ.

Технология отбойки сближенными зарядами осуществляется при последовательном короткозамедленном взрывании по неэлектрической схеме. Основной объем горного массива при этом отбивается на одну и на две

свободные поверхности. Линия наименьшего сопротивления для этой технологии отбойки составляет 4,5–5,5 м.

По предложенной комбинированной технологии отбойки зарядами ВКЗ осуществляется опережающее взрывание пучковых сближенных зарядов, формирование массивов, ограниченных свободными поверхностями в форме цилиндров и взрывание после этого зарядов ВКЗ. По данной технологии дробление массива зарядами ВКЗ осуществляется во всех направлениях. Наличие свободных поверхностей вокруг заряда изменяет энергоемкость разрушения.

Наибольшая энергоемкость разрушения наблюдается при камуфлетном взрыве в условиях полного зажима. Причем для каждой величины заряда (Q) имеется оптимальная глубина заложения (W) с учетом конкретных физико-механических свойств разрушаемого массива. С увеличением количества свободных поверхностей вокруг заряда энергоемкость разрушения уменьшается.

Наименьшей энергоемкостью разрушения обладает массив, ограниченный со всех сторон свободными поверхностями, являющийся в данном случае отдельностью.

В практике взрывного дела для разрушения массива на одну свободную поверхность, например, при проведении горных выработок удельный расход ВВ составляет 3–4 кг/м³, тогда как при дроблении негабаритных кусков шпуровыми зарядами до 0,3–0,4 кг/м³. То есть энергоемкость разрушения уменьшается на порядок при наличии свободных поверхностей. Это объясняется рациональным использованием энергии взрыва при разрушении массивов, ограниченных свободными поверхностями. При этом в массиве формируется поле напряжений с предельной величиной растягивающих напряжений вокруг заряда в большем объеме. Это условие определяет увеличение зоны разрушения вокруг заряда.

При разрушении массивов различной конфигурации оценка энергоемкости может быть проведена по сопоставлению уровня напряжений вокруг заряда для различных условий. По критерию величины площади распространения предельных растягивающих напряжений вокруг заряда можно оценить энергоемкость разрушения данного массива. В этих расчетах определяется относительная величина энергоемкости между разрушением массивов различной формы и геометрии.

Для оценки эффективности приложения нагрузки в массиве различной формы и геометрических размеров определялась площадь зоны по изолиниям распределения предельных разрушающих растягивающих напряжений σ_r . Величина соотношения площадей зон предельных растягивающих напряжений является показателем относительной энергоемкости разрушения массивов заданной формы и геометрических размеров, который является показателем эффективности.

При всем многообразии форм разрушаемого массива при дроблении сближенными зарядами и ВКЗ можно выделить три основные формы,

образующиеся при короткозамедленном взрывании зарядов на одну свободную поверхность, на две и четыре. Указанные схемы образуются при обрушении технологических блоков на зажатую среду и компенсационное пространство.

Проведенными расчетами установлены соотношения эффективности квазистатического действия заряда в массивах различной формы и геометрии. Расчеты удельного расхода ВВ при дроблении массивов должен производиться с учетом формы и геометрических размеров массива. Для этого предлагается применить коэффициент формы, равным отношению площадей зон по изолинии действия предельных растягивающих напряжений $K_f = S_p / S_p^1$. Для наиболее распространенных форм разрушаемых массивов определены коэффициенты формы, равные: для дробления на одну свободную поверхность - 1, на две свободные поверхности - 0,5; на четыре - 0,25; при камуфлетном взрыве 3.

Полученные величины характеризуют эффективность применения нагрузки в зарядной полости, т.е. при наличии четырех свободных поверхностей вокруг заряда энергоемкость разрушения в 4 раза меньше и удельный расход ВВ соответственно должен быть уменьшен. При отсутствии свободной поверхности при камуфлетном взрыве удельный расход должен быть увеличен в 3 раза.

Полученные расчеты согласуются с фактическими величинами применяемых удельных расходов ВВ. В технологии отбойки массива мощными зарядами ВКЗ ЛНС увеличивается до 10-12 м. С увеличением глубины заложения зарядов повышается масштабность взрывов отдельных зарядов ВВ. При увеличении линии наименьшего сопротивления в 2 раза, объем отбиваемой зарядом ВКЗ по сравнению с пучковыми сближенными зарядами увеличивается в 4 раза.

С ростом ЛНС для зарядов ВКЗ при расчете удельного расхода ВВ необходимо вводить поправку на масштабность взрыва. Предложено применить коэффициент масштабности, равный квадрату соотношения ЛНС заряда ВКЗ к базовому значению при отбойке сближенными зарядами:

$$K_M = \left(\frac{W_{ВКЗ}}{W_{\Pi}} \right)^2. \quad (4.1)$$

Если базовый удельный расход ВВ при отбойке пучковыми сближенными зарядами определен при ЛНС равной 5,5 м, то при увеличении ЛНС. для зарядов ВКЗ до 10 м коэффициент масштабности будет равен:

$$K_M = \left(\frac{W_{ВКЗ}}{W_{\Pi}} \right)^2 = \left(\frac{10}{5,5} \right)^2 = 3,2.$$

То есть удельный расход ВВ в зарядах ВКЗ с учетом увеличения масштабности взрыва должен быть увеличен в 3,2 раза. Учитывая влияние

факторов в технологии отбойки зарядами ВКЗ масштабности взрыва и формы отбиваемого массива через коэффициенты K_m и K_ϕ удельный расход ВВ может быть определен по формуле:

$$q_{\text{ВКЗ}} = K_m \cdot K_\phi \cdot q_{\text{п}}, \text{ кг/м}^3. \quad (4.2)$$

Для условий рудников расчет удельного расхода ВВ на отбойку производится:

$$q = \frac{6 \cdot 10^4 \cdot \alpha^2 \cdot f(4000 + C)}{G^2 \cdot K \cdot C}, \text{ кг/м}^3, \quad (4.3)$$

где α - трещиноватость массива;

f - коэффициент крепости пород по Протоdjяконову;

C - размер кондиционного куска, м;

K - процент выхода негабарита;

G - теплота взрывчатого превращения, ккал/кг.

4.3 Техничко-экономическая оценка применения комбинированной технологии отбойки горного массива пучковыми сближенными и вертикальными концентрированными зарядами ВВ при обрушении блоков

По результатам исследований установлено, что при системе разработки этажного принудительного обрушения целесообразно применения схем многорядного расположения пучков сближенных и ВКЗ (от 3 до 7 рядов) с уменьшением площади зарядной полости от 4 до 0,5 м.

Разработанные параметры взрывной отбойки, в том числе: расстояние между рядами пучков сближенных зарядов и ВКЗ и границами блоков с учетом взрывания на зажатую среду и компенсационные камеры; их количество; удельный расход ВВ на отбойку и вторичное дробление и др., позволяющие распространить результаты исследований на другие предприятия с аналогичными горно-геологическими условиями.

Результаты настоящих исследований используются для практического применения при проектировании, подготовке и проведении технологических взрывов в подземных условиях.

За основные критерии экономической эффективности принимается снижение объема бурения скважин, затраты на проведение буровых выработок, на зарядание и на проведение восстающих выработок и др.

Расчет экономической эффективности от изменения затрат по показателям процессов определяется по формуле:

$$\mathcal{E}_{\text{общ}} = (\mathcal{E}_{\text{скв}} + \mathcal{E}_{\text{выр}} + \mathcal{E}_{\text{зар}} + \mathcal{E}_{\text{вып}} + \mathcal{E}_{\text{восст}} - \mathcal{E}_{\text{вв}} - \mathcal{E}_{\text{ин}}) \cdot \frac{Q_{\text{год}}}{Q_{\text{зап}}}, \text{ тг}, \quad (4.4)$$

где $\mathcal{E}_{\text{СКВ}}$ - экономия от сокращения бурения скважин, тг;

$\mathcal{E}_{\text{ВЫР}}$ - экономия от снижения объемов проведения буровых выработок, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{зар}}$ - разница затрат при пневмозаряжении зарядов ВКЗ, в сравнении с заряданием пучков скважинных зарядов, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{ВЫП}}$ - экономия от снижения удельного расхода на вторичное дробление при выпуске горной массы, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{ВОССТ}}$ - затраты на проведение восстающих выработок для зарядов ВКЗ, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{ВВ}}$ - затраты от увеличения расхода ВВ в зарядах ВКЗ, тг;

$\mathcal{Z}_{\text{ИН}}$ - затраты на формирование инертных промежутков, тг;

$Q_{\text{ГОД}}$ - объем горной массы, выпускаемый из блока, м³;

$Q_{\text{зап}}$ - рудные запасы блока, подготовленные к обрушению массовым взрывом, м³.

Экономия от сокращения объема бурения скважин равны:

$$\mathcal{E}_{\text{СКВ}} = Q_{\text{СКВ}} \cdot \mathcal{C}_{\text{СКВ}}, \text{ тг}, \quad (4.5)$$

где $Q_{\text{СКВ}}$ - дополнительный объем бурения скважин для отбойки горного массива пучковыми скважинными зарядами, м;

$\mathcal{C}_{\text{СКВ}}$ - себестоимость бурения скважин 105 мм, тг/м.

Экономия от снижения объемов проведения буровых выработок равна:

$$\mathcal{E}_{\text{ВЫР}} = Q_{\text{ВЫР}} \cdot \mathcal{C}_{\text{ВЫР}}, \text{ тг}, \quad (4.6)$$

где $Q_{\text{ВЫР}}$ - дополнительный объем проведения буровых выработок заходки для размещения пучков скважин по панели, м³;

$\mathcal{C}_{\text{ВЫР}}$ - себестоимость проведения буровых выработок, тг/м³.

Изменение затрат на заряжении зарядов ВКЗ в сравнении с заряданием при использовании пучков скважин равно:

$$\mathcal{Z}_{\text{зар}} = \left(\frac{Q_{\text{ВВ}}}{H_{\text{ВЫР}}} - \frac{Q_{\text{ВКЗ}}}{H_{\text{ВЫР}}^1} \right) \cdot \mathcal{Z}_{\text{СМ}}, \text{ тг}, \quad (4.7)$$

где $H_{\text{ВЫР}}$ - норма выработки при механизированном заряжении пучковых скважинных зарядов, кг/чел;

$H_{\text{ВЫР}}^1$ - норма выработки при заряжении камерных зарядов, кг/чел.смену;

$Q_{\text{ВВ}}$ - количество ВВ на отбойку горного массива пучковыми скважинными зарядами, кг;

$Q_{\text{ВКЗ}}$ - количество ВВ на отбойку горного массива в зарядах ВКЗ, кг;

$\mathcal{Z}_{\text{СМ}}$ - начисления по заработной плате за одну смену взрывников, тг.

Изменение затрат на вторичное дробление при выпуске горной массы равно:

$$Z_{\text{вып}} = Q_{\text{вып}} (g_{\text{вт}} - g_{\text{вт}}^1) \cdot (\text{Ц}_{\text{вв}} + B \cdot \text{Ц}_{\text{дш}} + C \cdot \text{Ц}_{\text{кд}} + K \cdot \text{Ц}_{\text{ош}} + a \cdot \text{Ц}_{\text{эд}}), \text{ тг}, \quad (4.8)$$

где $Q_{\text{вып}}$ - количество выпущенной горной массы из блока, т;
 $g_{\text{вт}}^1$ - удельный расход на вторичное дробление из блока, кг/т;
 $g_{\text{вт}}$ - удельный расход на вторичное дробление, средний по шахте, кг/т;

$\text{Ц}_{\text{вв}}$ - стоимость аммонита 6ЖВ, тг;
 B - удельный расход ДШ на вторичное дробление, м;
 $\text{Ц}_{\text{дш}}$ - стоимость ДШ, тг;
 C - удельный расход капсюль-детонаторов на вторичном дроблении, шт;

$\text{Ц}_{\text{кд}}$ - стоимость капсюль-детонаторов, тг;
 K - удельный расход ОШ на вторичном дроблении, м;
 $\text{Ц}_{\text{ош}}$ - стоимость огнепроводного шнура, тг;
 a - удельный расход электродетонаторов на вторичном дроблении, шт;
 $\text{Ц}_{\text{эд}}$ - стоимость ЭДЗМ, тг.

Затраты по формированию инертных промежутков равны:

$$Z_{\text{ин}} = N_{\text{см}} \cdot Z_{\text{см}}, \text{ тг}, \quad (4.9)$$

где $N_{\text{см}}$ - количество смен на формирование инертных промежутков;
 $Z_{\text{см}}$ - начисления по заработной плате за смену рабочим, тг.

Затраты от расхода ВВ при отбойке массива зарядами ВКЗ равны:

$$Z_{\text{вв}} = (Q_{\text{вв}} - Q_{\text{вкз}}) \cdot \text{Ц}_{\text{вв}}, \text{ тг}, \quad (4.10)$$

где $Q_{\text{вв}}$ - количество ВВ на отбойку горного массива пучковыми скважинными зарядами, тг;

$Q_{\text{вкз}}$ - количество ВВ в зарядах ВКЗ, кг;

$\text{Ц}_{\text{вв}}$ - стоимость граммонита 79/21, тг.

Затраты на проведение восстающих выработок для зарядов ВКЗ равны:

$$Z_{\text{вост}} = L_{\text{скв}} \cdot \text{Ц}_{\text{скв}} + L_{\text{дш}} \cdot \text{Ц}_{\text{дш}} + N_{\text{кд}} \cdot \text{Ц}_{\text{кд}} + L_{\text{ош}} \cdot \text{Ц}_{\text{ош}} + Q_{\text{вв}} \cdot \text{Ц}_{\text{вв}} + T_{\text{вос}} \cdot Z_{\text{см}}, \text{ тг}, \quad (4.11)$$

где $L_{\text{скв}}$ - общая длина скважины для проведения восстающих, м;

$\text{Ц}_{\text{скв}}$ - стоимость бурения 1 м скважины диаметром 105 мм, тг;

$L_{\text{дш}}$ - общая длина детонирующего шнура для проведения восстающих выработок, м;

$\text{Ц}_{\text{дш}}$ - стоимость детонирующего шнура, тг;

$N_{\text{кд}}$ - общее количество капсюль-детонаторов для проведения восстающих, шт;

$\Pi_{\text{кд}}$ - стоимость капсюль-детонаторов, тг;

$L_{\text{ош}}$ - длина огнепроводного шнура для проведения восстающих выработок, м;

$\Pi_{\text{ош}}$ - стоимость метра огнепроводного шнура, тг;

$Q_{\text{вв}}$ - количество ВВ для проведения восстающих выработок, кг;

$\Pi_{\text{вв}}$ - стоимость аммонита 6ЖВ, тг;

$T_{\text{вос}}$ - трудозатраты на проведение восстающих выработок, чел.смен;

$Z_{\text{см}}$ - начисления по заработной плате за одну смену взрывников, тг.

Экономическая эффективность от внедрения технологии комбинированной отбойки из одного блока условно составляет:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{\text{общ}} = & (4712000 + 1468000 + 151000 + 1200000 + 2700000 - 460000 \\ & - 200000) \cdot \frac{100000}{250000} = 3828584 \text{ тг.} \end{aligned}$$

Установлено, что расположение вертикальных концентрированных зарядов с различной массой ВВ в блоках с чередованием в шахматном порядке по колонкам удлиненных полостей зарядов ВВ и инертных промежутков позволяет равномерно дробить горную массу.

Разработаны рациональные параметры буровзрывных работ при отбойке комбинированными зарядами ВВ, включающие сетку расположения сближенных скважин и зарядных полостей для вертикальных концентрированных зарядов, удельный расход ВВ, величины зарядов и инертных промежутков, степень дробления горной массы, позволяющие обеспечить снижение объема бурения скважин в $1,5 \div 2$ раза затрат на проведение буровых и восстающих выработок в $1,2 \div 1,3$ раза, на зарядание в $1,5$ раза и на вторичное дробление - в $1,2 \div 1,4$ раза.

На основании проведения технико-экономической оценки установлено, что совместное использование пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ при обрушении блока составляет 3 828 584 тенге.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В магистерской диссертации изложены научно-обоснованные технологические разработки, обеспечивающие решение актуальных задач, заключающиеся в установлении закономерностей расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ в неравномерно напряженных массивах для управления действием взрывов при массовом обрушении в условиях разработки месторождений цветных металлов, позволяющие рационально использовать энергию взрыва со снижением себестоимости отбойки горной массы.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

Установлено, что на характер перераспределения и на изменение величин напряжений в блоках в процессе действия вертикальных концентрированных зарядов ВВ оказывает влияние форма и соотношение геометрических размеров обрушаемого массива. Математическое моделирование напряженного состояния массива горных пород в рамках модели статистического действия вертикального концентрированного заряда на упругую среду показывает, что в окрестности взрывной полости формируется зона растягивающих напряжений.

Наибольший объем, подвергающийся разрушению в массиве вокруг полости, достигается при взрывании вертикальных концентрированных зарядов на четыре свободные поверхности.

Установлено, что управление действием энергии взрыва при системе разработки этажного принудительного обрушения достигается применением схем взаимного многорядного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов с отбойкой на зажатую среду и компенсационные камеры. При увеличении количества рядов от 3 до 7 удельный расход ВВ на вторичное дробление снижается в 1,2–1,3 раза.

Определено влияние взаимного расположения пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов в центральной части блоков на снижение уровня динамического воздействия в окружающем массиве горных пород и на качество дробления горной массы. Установлено, что за счет опережающего взрывания пучковых сближенных зарядов вокруг вертикальных концентрированных зарядов образуется массив в форме цилиндров и в результате взаимодействия кусков горной массы при одновременном взрывании нескольких вертикальных концентрированных зарядов эффективность дробления возрастает на 15–20%.

Обоснованы рациональные параметры буровзрывных работ при отбойке комбинированными зарядами ВВ, включающие сетку расположения сближенных скважин и восстающих выработок для вертикальных концентрированных зарядов, удельный расход ВВ, величины зарядов и инертных промежутков, степень дробления горной массы, позволяющие обеспечить снижение объема бурения скважин в 1,5–2 раза, затрат на

проведение буровых и восстающих выработок в 1,2–1,3 раза, на зарядание в 1,5 раза и на вторичное дробление руды в 1,2–1,3 раза.

Установлено, что технико-экономическая эффективность от совместного использования пучковых сближенных и вертикальных концентрированных зарядов ВВ при обрушении блока составила 3 828 584 тенге.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

- 1 Фрейдин А.М., Неверов А.А., Неверов С.А. Подземная разработка рудных месторождений / Учебное пособие. -Под редакцией чл.-корр. РАН В.Н. Опарина. – Новосибирск.: ИГД СО РАН, 2010. – 372с.
- 2 Курленя М.В., Еременко А.А., Шрепп Б.В., Кононов А.Н. Геомеханические особенности отработки удароопасных месторождений Алтае-Саянской складчатой области / ФТПРПИ. 1997. -№ 3, с. 3–11.
- 3 Демидюк Г.П., Дубнов Л.В., Стоянов В.В. Техника и технология взрывных работ на рудниках. -М.: Недра, 1987.
- 4 Адушкин В.В., Спивак А.А. Разрушающее действие взрыва в предварительно напряженной среде // ФТПРПИ. 2002. -№ 4. -С. 61–69.
- 5 Гришкин А.М., Давыдов В.Ю., Головлев И.Д. Исследование процесса реализации энергии комбинированных зарядов ВВ в полезные формы работы взрыва // Физика горения и взрыва. 1994. Т.30, -№6 -С.100–103.
- 6 Орленко Л.П. Физика взрыва, монография, под редакцией, изд. 3-е, переработанное. Т. 1, -М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. -823 с.
- 7 Лучко И.А., Лаврик В.И., Булавицкий В.М. Применение метода конформных отображений к решению краевой задачи взрыва на выброс спаренных вертикальных плоских зарядов. -В кн.: Взрывное дело. -М.: Недра, 1979, №81/38, -С.30–37.
- 8 Покровский Г.И., Черниговский А.А. Расчет зарядов при массовых взрывах на выброс. -М.: Госгортехиздат, 1963. -88 с.
- 9 Петухов И.М., Егоров П.В., Винокур Б.Ш. Предотвращение горных ударов на рудниках. -М.: Недра, 1984. –230 с.
- 10 «Canadian Magazine», 1991, vol. 125.- № 5, p.461 - 465.
- 11 Еременко А.А., Еременко В.А., Щетинин Е.В., Шултаев С.К. Опыт проведения массового взрыва с применением параллельно-сближенных зарядов взрывчатых веществ увеличенного диаметра // Горный журнал, 2013. -№3.
- 12 Бурмин Г.М., Ермак Г.П., Эйсмот С.Н., Гришаев В.К. Совершенствование разработки на Абаканском месторождении / Горный Журнал. 1997, -№11, -С.42-44..
- 13 Машуков И.В., Покровский Б.В., Ермак Г.П., Бендюга В.И. Совершенствование буровзрывных работ на Абаканском руднике / Горный журнал. 1997, -№11, -С. 45-48.
- 14 Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. -Алматы: Баспагер, 1998. -210 с.
- 15 Битимбаев М.Ж., Крупник Л.А. Взрывное дело. -Алматы, 2012. - 822 с.
- 16 Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. -Алма-Ата: Наука, 1983. -240 с.
- 17 Лубенец В.А., Дидон А.В., Тук В.С. и др. Развитие буровзрывных работ на шахтах / Горный журнал, 1986, -№1. - С. 34-36.

18 Ермак Г.П., Бендюга В.И., Машуков И.В., Покровский Б.В. Совершенствование буровзрывных работ на Абаканском руднике / Горный журнал, 1997, -№11. -С. 45-47.

19 Мец Ю.С., Римарчук Б.И. и др. Опыт отбойки крепких железных руд / Горный журнал, 1997, -№ 2, -С.41-44.

20 Вохмин С.А, Курчин Г.С., Кирсанов А.К., Грибанова Д.А. Обзор существующих методик расчёта параметров зон разрушения породного массива / Современные проблемы науки и образования. 2015. -№1.

21 Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. -Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для ВУЗов. -М.: Издательство «Горная книга», 2007. - 471 с.

22 Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. -Ч. 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности: Учебник для ВУЗов. -М.: Издательство «Горная книга», 2008. - 512 с.

23 Трушин С. И. Метод конечных элементов: теория и задачи: учебное пособие. -Москва: Издательство АСВ, 2008. - 256 с

24 Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике. -Москва: Недра, 1987. 221 с.

25 Шрепп Б.В., Мозолев А.В., Никитин В.Н., Ермак Г.П. Геомеханические условия ведения горных работ на Абаканском месторождении / Горный журнал. 1997,-№7, с.41-43.

26 Ермак Г.П. Комбинированная технология отбойки рудного массива концентрированными зарядами / IV Международная конференция «Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых», СибГИУ, Новокузнецк, 1999. -С. 22-24.

27 Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. -М.: Недра, 1988. -271 с.

**SCIENTIFIC
COLLECTION
INTERCONF+**



No 105
April, 2022

THE ISSUE CONTAINS:

**Proceedings of the 5th
International Scientific
and Practical Conference**

**CURRENT ISSUES AND PROSPECTS FOR THE
DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC RESEARCH**



ORLÉANS, FRANCE
19-20.04.2022



InterConf
Scientific Publishing Center

SCIENTIFIC COLLECTION «INTERCONF»

№ 105 | April, 2022

THE ISSUE CONTAINS:

Proceedings of the 5th International Scientific and Practical Conference

CURRENT ISSUES AND PROSPECTS FOR THE DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC RESEARCH

ORLÉANS, FRANCE

19-20.04.2022

UDC 001.1

S 40 *Scientific Collection «InterConf»*, (105): with the Proceedings of the 5th International Scientific and Practical Conference «Current Issues and Prospects for The Development of Scientific Research» (April 19-20, 2022). Orléans, France: Epi, 2022. 507 p.

ISBN 978-2-7045-4521-6

DOI 10.51582/interconf.19-20.04.2022

EDITOR	COORDINATOR
Anna Svoboda  Doctoral student University of Economics, Czech Republic annasvobodaprague@yahoo.com	Mariia Granko  Coordination Director in Ukraine Scientific Publishing Center InterConf info@interconf.top

EDITORIAL BOARD	
Temur Narbaev  (PhD) Tashkent Pediatric Medical Institute, Republic of Uzbekistan; temur1972@inbox.ru	Dmytro Marchenko  (PhD in Engineering) Mykolayiv National Agrarian University (MNAU), Ukraine;
Nataliia Mykhalitska  (PhD in Public Administration) Lviv State University of Internal Affairs, Ukraine	Rakhmonov Aziz Bositovich (PhD in Pedagogy) Uzbek State University of World Languages, Republic of Uzbekistan;
Dan Goltsman (Doctoral student) Riga Stradiņš University, Republic of Latvia;	Mariana Vereskliia  (PhD in Pedagogy) Lviv State University of Internal Affairs, Ukraine
Katherine Richard (DSc in Law), Hasselt University, Kingdom of Belgium katherine.richard@protonmail.com;	Dr. Albena Yaneva (DSc. in Sociology and Antropology), Manchester School of Architecture, UK;
Richard Brouillet (LL.B.), University of Ottawa, Canada;	Vera Gorak (PhD in Economics) Karlovarská Krajská Nemocnice, Czech Republic veragorak.assist@gmail.com;
Stanyslav Novak  (DSc in Engineering) University of Warsaw, Poland novaks657@gmail.com;	Polina Vuitsik  (PhD in Economics) Jagiellonian University, Poland p.vuitsik.prof@gmail.com;
Kanako Tanaka (PhD in Engineering), Japan Science and Technology Agency, Japan;	Elise Bant (LL.D.), The University of Sydney, Australia;
Mark Alexandr Wagner (DSc. in Psychology) University of Vienna, Austria mw6002832@gmail.com;	George McGrown (PhD in Finance) University of Florida, USA mcgown.geor@gmail.com;
Alexander Schieler (PhD in Sociology), Transilvania University of Brasov, Romania	Vagif Sultanly (DSc in Philology) Baku State University, Republic of Azerbaijan
Svitlana Lykholat  (PhD in Economics), Lviv Polytechnic National University, Ukraine	Kamilə Əliağa qızı Əliyeva  (DSc in Biology) Baku State University, Republic of Azerbaijan

If you have any questions or concerns, please contact a coordinator Mariia Granko.

The recommended styles of citation:

1. Surname N. (2022). Title of article or abstract. *Scientific Collection «InterConf»*, (105): with the Proceedings of the 5th International Scientific and Practical Conference «Current Issues and Prospects for The Development of Scientific Research» (April 19-20, 2022) at Orléans, France; pp. 21-27. Available at: <https://interconf.top/...>
2. Surname N. (2022). Title of article or abstract. *InterConf*, (105), 21-27. Retrieved from <https://interconf.top/...>

This issue of Scientific Collection «InterConf» contains the International Scientific and Practical Conference. The conference provides an interdisciplinary forum for researchers, practitioners and scholars to present and discuss the most recent innovations and developments in modern science. The aim of conference is to enable academics, researchers, practitioners and college students to publish their research findings, ideas, developments, and innovations.

© 2022 Epi
© 2022 Authors of the abstracts
© 2022 Scientific Publishing Center «InterConf»

contact e-mail: info@interconf.top

webpage: www.interconf.top

TABLE OF CONTENTS

BUSINESS ECONOMICS

Гасанова М.Д. Рзаева У.И. Мушкиев З.А.		РОЛЬ ФАКТОРОВ ПРОИЗВОДСТВА В РАЗВИТИИ ПРЕДПРИНИМАТЕЛЬСТВА В АГРАРНОЙ СФЕРЕ	7
Туркан А.Ш. Туркан М.Х.		ПУТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ОЦЕНКИ РИСКОВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ	16

REGIONAL ECONOMY

Giguashvili G. Makasarashvili T.		GEORGIAN LABOR MARKET CHALLENGES IN THE CONTEXT OF THE COVID-19 PANDEMIC	37
-------------------------------------	---	---	----

INTERNATIONAL ECONOMICS AND INTERNATIONAL RELATIONS

Huseynova S.M. Babazade G.S.		COINTEGRATION ANALYSIS OF IMPORT-EXPORT OPERATIONS OF THE REPUBLIC OF AZERBAIJAN IN RELATION TO THE EXCHANGE RATE OF THE MANAT AND THE INCOME OF THE POPULATION	45
---------------------------------	---	--	----

MANAGEMENT

Partyka I. Voronchak I. Partyka Y.		CITY TOURISM DEVELOPMENT MANAGEMENT	55
Гетьман О.О. Котляр М.К. Кіданчук В.О.		ОБГРУНТУВАННЯ ДОЦІЛЬНОСТІ ТРАНСФОРМАЦІЇ ОРГАНІЗАЦІЙНОЇ СТРУКТУРИ ПІДПРИЄМСТВА В ДИФЕРЕНЦІАЛЬНУ ГІБРИДНУ ФОРМУ	61

FINANCE AND CREDIT

Ільків Н.В. Творидло О.І.		АНАЛІЗ РИНКУ БАНКІВСЬКОГО СОЦІАЛЬНОГО КРЕДИТУВАННЯ В УКРАЇНІ	67
------------------------------	---	---	----

PEDAGOGY AND EDUCATION

Alizada H.A. Qurbanova E.E.		TEACHER-STUDENT COOPERATION AS A WAY TO ELIMINATE THE NEGATIVE IMPACT OF DEMOGRAPHIC FACTORS ON THE SOCIALIZATION OF ADOLESCENTS	85
Bazylkanova A.S. Dalelkanova I.E.		THE CONCEPT OF ACADEMIC INTEGRITY PERCEIVED THROUGH THE EYES OF STUDENTS AT ONE HIGHER EDUCATIONAL INSTITUTION IN KAZAKHSTAN	101
Ivanchenko O.Z. Lurie K.I. Melnikova O.Z.		CHANGES IN MEDICAL EDUCATION AS A RESULT OF THE COVID-19 PANDEMIC	122
Serhienko T.M. Samoilova Y.I.		SYNCHRONOUS AND ASYNCHRONOUS FORMAT OF BLENDED LEARNING AS A WAY OF ENGLISH LANGUAGE TRAINING IN PROFESSIONAL MILITARY EDUCATION INSTITUTIONS AND HIGHER EDUCATION INSTITUTIONS WITH SPECIFIC STUDY CONDITIONS	129
Попель Н.А.		СИСТЕМА ПРОФЕСІЙНОЇ ОСВІТИ У ФРАНЦІЇ	137
Сулєк О.А.		ПРОБЛЕМАТИКА ДИСТАНЦІЙНОГО НАВЧАННЯ ІНОЗЕМНИХ МОВ В УКРАЇНІ	143

PHILOSOPHY AND COGNITION

Sagatova A. Adylkhanova S.		METAPHORICAL THINKING IN THE KAZAKH WISDOM	154
Ибрагимова М.Э.		ЦЕННОСТИ, МИФЫ И РАЦИОНАЛЬНОСТЬ	164

Богач М.В. Селіщева Н.В. Богач Д.М. Пероцька Л.В.	РЕЗУЛЬТАТИ МІКОТОКСИКОЛОГІЧНОГО МОНІТОРИНГУ КОРМІВ ДЛЯ ВЕЛИКОЇ РОГАТОЇ ХУДОБИ У ГОСПОДАРСТВАХ ПІВДНЯ УКРАЇНИ	306
GEOLOGY, MINERALOGY AND SOIL SCIENCE		
Бацевич Н.В. Федоришин Ю.І. Наумко І.М.	ПЕТРОГРАФІЧНІ ОСОБЛИВОСТІ БАЗАЛЬТІВ ЛУЧИЧІВСЬКОЇ СВІТИ ТРАПОВОЇ ФОРМАЦІЇ ЕДІАКАРІЮ ЗАХІДНОЇ ВОЛИНИ У ЗВ'ЯЗКУ З МІДЕНОСНІСТЮ	318
Мачулина С.А.	ВЛИЯНИЕ ПОСТСЕДИМЕНТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ И ПЕРЕРЫВОВ В ОСАДКОНАКОПЛЕНИИ НА ФОРМИРОВАНИЕ И РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВТОРИЧНЫХ КОЛЛЕКТОРОВ НЕФТИ И ГАЗА В КАРБОНАТНЫХ ФОРМАЦИЯХ	337
NATURE MANAGEMENT, RESOURCE SAVING AND ECOLOGY		
Serdaliyev Y. Iskakov Y. Molodykh A. Amangeldi S.	STUDY OF THE INFLUENCE OF THE WIDTH OF THE STOPE ON THE CHOICE OF DRILLING AND BLASTING PARAMETERS IN THE DEVELOPMENT OF THIN DEPOSITS	347
PHYSICS AND MATHS		
Denysiuk V.P. Tupko N.P. Hryshko O.M.	ABOUT CLASSES OF BASIC FUNCTIONS FOR GENERALIZED TRIGONOMETRIC FUNCTIONS	353
Nastasenکو V.	NEW PHYSICAL-MATHEMATICAL SUBSTANTIATION OF ENERGY AND FORCE PARAMETERS OF THE EARTH'S GRAVITATIONAL FIELD	363
CHEMISTRY AND MATERIALS SCIENCE		
Kaplunenko V.G. Kosinov M.V.	LAWS OF HETEROGENEOUS CATALYSIS	376
AGROTECHNOLOGIES AND AGRICULTURAL INDUSTRY		
Садовська Н.П. Попович Г.Б. Гамор А.Ф. Лазар М.М.	УРОЖАЙНІСТЬ КАПУСТИ ПЕКІНСЬКОЇ ЗА ВИРОЩУВАННЯ У ВЕСНЯНІЙ ПЛІВКОВІЙ ТЕПЛИЦІ	399
LIGHT INDUSTRY AND FOOD INDUSTRY		
Migalatiev O.V. Iuşan L.D. Carelina M.L.	STUDY OF NOODLES MANUFACTURING WITH ADDITION OF CO ₂ -MEAL FROM THE SPICE BLEND	412
GENERAL ENGINEERING AND MECHANICS		
Діденко Л.М. Рибалка К.А.	ДО ПИТАННЯ ОЦІНКИ МАТЕРІАЛІВ ТА МЕТОДІВ ВИКОНАННЯ РОБІТ З УТЕПЛЕННЯ ЗОВНІШНІХ СТІН ЖИТЛОВИХ БУДІВЕЛЬ З ТОЧКИ ЗОРУ ЇХ БЕЗПЕКИ	419
Пізнцалі Л.В. Александровська Н.І. Россомаха О.І. Россомаха О.А. Рабоча Т.В.	АНАЛІЗ СУЧАСНИХ ТЕХНОЛОГІЧНИХ МЕТОДІВ РІЗАННЯ ПРИ УТИЛІЗАЦІЇ СУДЕН З ВИКОРИСТАННЯМ ПОБУДОВИ ДІАГРАМИ ІСІКАВИ	430
Сапарбек А.Н. Шапкенов Б.К. Кайдар А.Б.	ВЕТРОУСТАНОВКИ С ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ОСЬЮ ВРАЩЕНИЯ С ИЗМЕНЯЮЩЕЙСЯ ГЕОМЕТРИЕЙ ЛОПАСТЕЙ	447

NATURE MANAGEMENT, RESOURCE SAVING AND ECOLOGY

DOI 10.51582/interconf.19-20.04.2022.034

Serdaliyev Yerdulla

Candidate of Technical Sciences, Associate Professor

Department of mining

Satbayev University, Republic of Kazakhstan

Iskakov Yerkin

PhD, Associate Professor, Department of Mining

Satbayev University, Republic of Kazakhstan

Molodykh Andrey

Master's degree student

Satbayev University, Republic of Kazakhstan

Amangeldi Serik

Master's degree student

Satbayev University, Republic of Kazakhstan

STUDY OF THE INFLUENCE OF THE WIDTH OF THE STOPE ON THE CHOICE OF DRILLING AND BLASTING PARAMETERS IN THE DEVELOPMENT OF THIN DEPOSITS

***Abstract.** The article presents the results of a study of the influence of the width of the stope on the choice of drilling and blasting parameters in the development of thin veins of the Akbakay field. The dependences of the specific consumption of explosives and borehole meters on the width of the face are established.*

***Keywords:** vein, blasting, specific consumption, borehole meter.*

At present, over 40% of non-ferrous, rare and precious metals extracted by underground mining are mined from vein deposits with ore body thickness from 0.2

to 2 m [1, 2]. When excavating, the width of the working face, according to the safety regulations [3], should be at least 0.6 m, but in practice it is usually determined by the condition of the ore, based on the thickness of the vein, the mineral content in the vein and side rocks, and for the most part ranges from 1 up to 2 m.

The practice of work and studies [2, 3] show that drilling and blasting in the technological cycle of ore breaking in the development of thin veins takes from 40 to 60% of the cost and labor costs. At the same time, it was noted that the smaller the width of the stope, the greater the specific consumption of materials, cost and labor costs per 1 m³ of rock mass breaking.

To study the influence of the working face width on the choice of parameters for drilling and blasting, experimental work was carried out in the Akbakay mine, which develops a thin-veined deposit with an ore-storage mining system.

The rocks of the deposit are represented by granite, granodiorite and quartz veins with a hardness coefficient according to the scale of prof. M.M. Protodyakonov 14–16.

The studies were carried out directly in the working blocks. Breaking was carried out by a small-hole method.

The studies were carried out with a working face width of 1.2 to 3.0 m, which was taken constant in each series of experiments. Variable factors were: explosives, the size of the charge and the strength of the rock. The initial data was taken as the results obtained during the explosion of charges of ammonite 6ZhV with a diameter of 36 mm and a weight of 1.5 kg. Holes with a diameter of 43 mm were arranged in 2–3 rows depending on the width of the stope and rock hardness. The rational number of rows was determined by sighting explosions.

Studies have established that with a decrease in the width of the stope, with other constant values of the parameters of drilling and blasting, the consumption of explosives and borehole meters per 1 m³ of broken rock mass increases.

From fig. 1 shows that with a decrease in the width of the working face by 3.7 times (from 3 to 0.8 m), the specific consumption of explosives and borehole meters increased by 3 times, respectively. However, the change in the specific consumption of explosives and borehole meters per 1 m³ of blasted mass with a change in the

width of the working face occurs unevenly. If with an increase in the width of the working face from 1 to 2 m (2 times), the specific consumption of explosives and borehole meters decreases by a factor of 2 and 1.8, respectively, then with an increase in the width from 2 to 3 m, the decrease in these values is only 20 and 15%, respectively. A sharp increase in the specific consumption of explosives and borehole meters is observed when the width of the stope is reduced to less than 1.5 m.

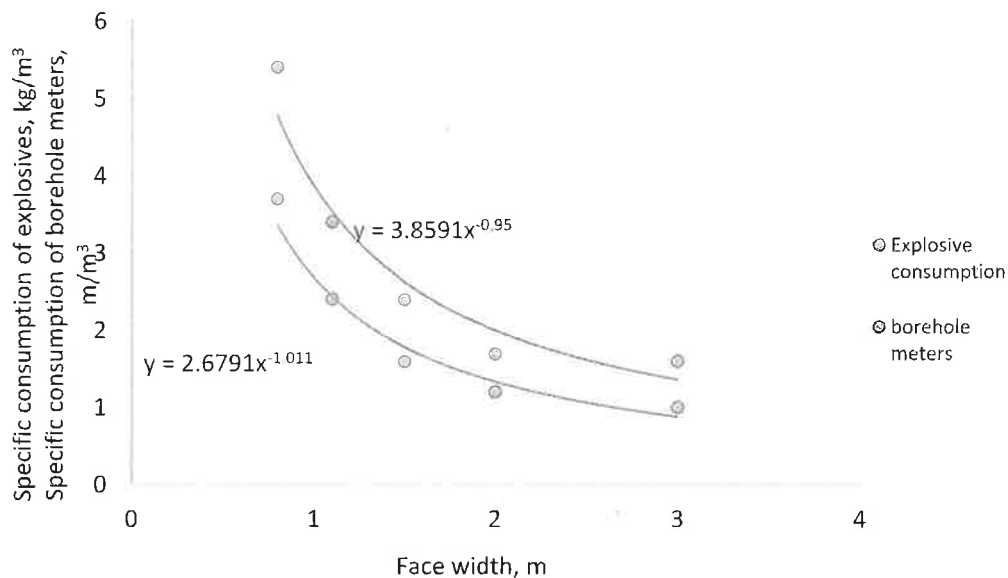


Fig. 1. Graph of the dependence of the specific consumption of explosives and borehole meters on the width of the face

To determine the effect of explosive power on the specific consumption of explosives, the drilling volume and the distance between the holes, experimental explosions were carried out. When loading holes, ammonite 6ZhV and detonite M were used. The results of the experiments showed that the use of more powerful explosives such as detonites helps to increase the optimal distance between holes and, consequently, reduce the specific consumption of explosives and hole gauges. So, for a face width of 1.2 m, when using ammonite 6ZhV for loading holes in rocks $f = 15$, the optimal distance, between the holes was 1 m, while the specific costs of explosive and drilling were equal to 2 kg/m³ and 2.7 m/m³. When using detonites, these values were 1.2 m; 1.67 kg/m³; 2.4 m/m³.

The conducted studies have established that the optimal distance between holes in a row (l_h) depends on the hardness of the rocks and the type of explosive and can be expressed through the width of the stope (m). The distance between boreholes for bottoms 1.0–1.6 m wide is shown in Table 1.

Table 1

**The distance between the holes in a row depending on the width
of the face and the hardness of the rocks**

Strength coefficient according to the scale of prof. M.M. Protodyakonov	Distance between holes in a row l_h depending on the width of the stope (m), m	
	Ammonite 6ZhV	Detonit M
14	$l_h = m$	$l_h = m + 0.2$
16	$l_h = m - 0.2$	$l_h = m$
16<	$l_h = m - 0.5$	$l_h = m - 0.3$

The use of these dependencies for 2 m wide faces, as shown by the experimental work, causes a significant increase in the output of oversized.

The rational distances between holes in a row (l_h) established by experimental work, depending on the width of the stope (m), can serve as the basis for compiling a passport and simplify the marking of the grid of holes in the face.

On the basis of the obtained data, calculations were carried out to determine the specific consumption of explosives per 1 m³ of rock mass, depending on the width of the stope, explosives and rock hardness according to the formula:

$$q = \frac{k_1 f}{10.5 k_2 m^{1.4}}, \text{ kg/m}^3, \quad (1)$$

where f - coefficient of rock strength according to the scale of prof. M.M. Protodyakonov;

k_1 - coefficient taking into account explosives (taken for detonite - 1.0, for ammonite - 0.9).

k_2 - coefficient depending on the strength of the rocks (taken 1.0÷4.0).

To calculate the specific consumption of borehole meters, depending on the width of the stope m and the hardness coefficient of the rocks, the following formula was derived:

$$n = \frac{f}{5.6m^{1.2}}, m/m^3. \quad (2)$$

When developing thin veins, the diameter of the hole also affects the calculation of rational parameters of drilling and blasting [4]. The use of large diameters predetermines an increase in the charge of explosives, expansion of the hole network. However, at the same time, the impact of the explosion on the side rocks increases, which, due to the increase in pins and delaminations, causes an increase in the impoverishment of the ore.

In the process of carrying out experimental work, it was found that for each diameter of the hole (charge value), the specific consumption of explosives and hole meters is different and depends both on the width of the stope and on the hardness of the rocks. It has been established that with an increase in the charge diameter from 36 to 45 mm, the specific consumption of explosives increases. However, this increase is different and depends on the width of the stope. So, if for a working face width of 1.2 m in rocks $f = 15$, the increase in the specific consumption of explosives with an increase in diameter up to 45 mm is 20%, then for a face with a width of 2 m - only 5%.

Based on the conducted research, the following conclusions can be drawn:

1. The width of the stope is of great importance in determining the value of specific costs, explosives, and drilling volume.
2. For rocks $f = 14-16$ with a working face width of 1–2 m, it is advisable to break the ore using a small hole method, with a charge diameter of 36 mm.
3. In hard rocks, it is advisable to blast with ammonites and detonites.
4. The calculation of the specific consumption of explosives and the volume of drilling, depending on the width of the stope and the hardness of the rocks, is carried out according to the formulas (1, 2).

References:

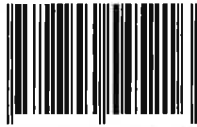
1. Lyakhov A.I. Tekhnologiya razrabotki zhil'nykh mestorozhdeniy. - M.: Nedra, 1984. -240 s.
2. Begalinov A.B., Serdaliyev Ye.T., Almenov T.M., Iskakov Ye.Ye., Amanzholov D.B., Bakhramov B.A. Sovershenstvovaniye otrabotki zolotosoderzhashchikh rud Akbakayskogo rudnogo polya. // Gornyy zhurnal. - 2012. №12. -S. 4-7.

CURRENT ISSUES AND PROSPECTS FOR THE DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC RESEARCH

3. Serdaliyev Ye.T., Almenov T.M., Amanzholov D.B. Issledovaniye i sovershenstvovaniye parametrov buro-vzryvnykh rabot na rudnikakh Kazakhstana / Tezisy trudov mezhdunarodnoy nauchno-prakticheskoy konferentsii «Gornoye delo i metallurgiya v Kazakhstane. Sostoyaniye i perspektivy». 11-12 oktyabrya 2012. -S. 40-41.
4. Lomonosov G.G. Proizvodstvennyye protsessy podzemnoy razrabotki rudnykh mestorozhdeniy. -M.: «Gornaya kniga», 2011. -517 s.

SCIENTIFIC EDITION

BN 978-2-704545-21



9 782704 545216

SCIENTIFIC COLLECTION «INTERCONF»

№ 105 | April, 2022

The issue contains:

Proceedings of the 5th International
Scientific and Practical Conference

CURRENT ISSUES AND PROSPECTS FOR THE DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC RESEARCH

ORLÉANS, FRANCE
19-20.04.2022

Published online: April 20, 2022

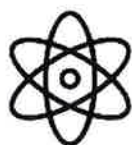
Printed: December 30, 2022. Circulation: 200 copies.

Contacts of the editorial office:

Scientific Publishing Center «InterConf»

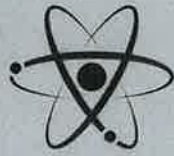
E-mail: info@interconf.top

URL: <https://www.interconf.top>



InterConf

Scientific Publishing Center



INTERCONF
Scientific Publishing Center

INDEX COPERNICUS
INTERNATIONAL

18 hours
of correspondence
research work

Certificate of Participation

We are honored to present this certificate to

Amangeldy Serik

for participation in the V International Scientific and Practical Conference
CURRENT ISSUES AND PROSPECTS FOR THE DEVELOPMENT OF SCIENTIFIC
RESEARCH held on April 19-20, 2022 in Orléans, France.

and for publishing a scientific article:

**STUDY OF THE INFLUENCE OF THE WIDTH OF THE STOPE
ON THE CHOICE OF DRILLING AND BLASTING
PARAMETERS IN THE DEVELOPMENT OF THIN DEPOSITS**

