

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования

«Санкт – Петербургский горный университет»



На правах рукописи

Мысин Алексей Владимирович

**РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ДЛЯ
ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ
ОТРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ВЫСОКИМИ
УСТУПАМИ**

Специальность 25.00.20 - Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика

Диссертация

на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель
доктор технических наук,
профессор Г.П. Парамонов

Санкт-Петербург – 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
Глава 1 ОБЗОР И АНАЛИЗ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫСОКИХ УСТУПОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ.....	10
1.1 Состояние и перспективы интенсификации добычи железных руд открытым способом	10
1.2 Анализ методов взрывного разрушения массива железной руды при отработке высокими уступами	22
1.2.1 Разрушение горных пород методом парно-сближенных и наклонных скважинных зарядов	27
1.2.2 Взрывание высоких уступов на неубранную горную массу	31
1.2.3 Метод котловых скважин.....	34
1.2.4 Комбинированные скважинные заряды взрывчатых веществ на железорудных карьерах.....	38
1.3 Задачи диссертационного исследования	41
1.4 Выводы по первой главе.....	42
Глава 2 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО - АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ УДЕЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА НА РАЗМЕРЫ ЗОН ДРОБЛЕНИЯ, ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ И ОТКОЛА	43
2.1 Управление импульсом взрыва при отбойке горных пород на карьерах	44
2.2 Определение размеров зон взрывного нагружения с учетом конструктивных и энергетических особенностей колонки скважинного заряда.....	48
2.3 Способ усиления динамического воздействия на донную часть скважины.....	63

2.4 Выводы по второй главе.....	69
Глава 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ НАГРУЖЕНИЯ ДОННОЙ ЧАСТИ СКВАЖИНЫ МЕТОДОМ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ	71
3.1 Физическое моделирование взрыва скважинного заряда сплошной конструкции.....	72
3.2 Моделирование взрыва скважинного заряда с учетом лабораторных экспериментов	76
3.3 Обработка результатов численного эксперимента.....	81
3.4 Выводы по третьей главе	87
Глава 4 ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРИМЕНЕНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА	89
4.1 Горно-геологические условия месторождения и физико-механические свойства слагающих его пород.....	89
4.2 Методика проведения производственных экспериментальных взрывов	90
4.3 Техничко-экономическая оценка эффективности применения разработанной конструкции заряда на примере Лебединского ГОКа	98
4.4 Выводы по главе 4.....	101
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	103
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	105
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	121
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	130
ПРИЛОЖЕНИЕ В.....	131

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы: В современных условиях мировой экономики для сохранения конкурентоспособности российских предприятий черной металлургии необходимо поддержание достигнутого уровня производства железорудного сырья. Задаче экологичных и энергосберегающих технологий в минерально-сырьевом секторе соответствует применение высокоуступной отбойки при открытой разработке железорудных месторождений. Это позволяет ликвидировать отставание вскрышных работ, увеличить производительность добычного горного оборудования на 8-10%. Наиболее полное и экономичное использование машин и механизмов при разработке железорудных месторождений может быть достигнуто качественной взрывоподготовкой горной массы. С одной стороны, применение высокоуступной технологии приводит к повышению рационального использования пробуренных скважин, равно как и увеличению полезного использования энергии взрыва на дробление. А с другой стороны, перед комплексом буровзрывных работ встает задача (формирование труднопреодолимых линий сопротивления по подошве со сложными горно-геологическими условиями железорудных месторождений), решение которой необходимо для получения качественной подготовки взорванной горной массы.

Анализ существующих способов буровзрывных работ, применяемых при взрывании высоких уступов, отражает необходимость в совершенствовании технологий, и в частности, в разработке новых конструкций скважинных зарядов, обеспечивающих заданную степень дробления и качественную проработку подошвы уступа. Это представляет собой важную задачу, успешное решение которой позволяет повысить эффективность буровзрывных работ в условиях отработки железной руды высокими уступами.

Степень разработанности исследуемого направления:

Стремительный научно-технический прогресс во всех отраслях промышленности, обеспечил существенное совершенствование горного производства, в том числе взрывных работ. Результатом является развитие представлений о механизме разрушения горных пород действием взрыва.

Существенные успехи в этой области науки достигнуты благодаря работам отечественных и зарубежных ученых: Ф.И. Кучерявого, М.А. Лаврентьева, Г.И. Покровского, Я.Б. Зельдовича, О.Е. Власова, В.М. Комира, К.П. Станюковича, Г.П. Демидюка, О.О. Вовка, С.Д. Викторова, Э.И. Ефремова, Н.И. Казакова, А.Н. Ханукаева, В.А. Боровикова, Ф.И. Ванягина, А.П. Андриевского, Б.Н. Кутузова, В.А. Белина, Г.П. Парамонова, Б.Н. Ракишева и др.

Решению весьма актуальной задачи взрывного дела – изысканию метода, который бы сочетал в себе управление качеством проработки подошвы уступа при заданной степени дробления горных пород в условиях взрывания высоких уступов, посвящен ряд научных работ и исследований известных ученых: Мосинца В.Н., Рубцова С.К., Викторова С.Д., Галченко Ю.П., Закалинского В.М. – предлагающие применять сближенные и параллельно-сближенные или наклонные заряды; Дугарцыренова А.В., Кима С.И., Должикова К.И., Гончарова С.А. – использовать для этой цели создание котла или термическое расширение скважины в донной части; Мельникова Н.В., Марченко Л.Н. Машукова В.И. – рассредоточение заряда воздушными промежутками; Новожилова М.Г., Друкованного М.Ф., Ефремова Э.И. – взрывание на неубранный забой. Однако, применение предложенных вариантов решения данной задачи в условиях рыночной экономики, в техническом и технологическом плане требует дальнейшего развития.

Цель диссертационной работы: Повышение эффективности буровзрывных работ при высокоуступной отработке месторождений железной руды за счет повышения качества проработки подошвы уступов.

Идея диссертационной работы заключается в усилении динамического воздействия продуктов детонации и волны напряжений на донную часть скважины за счет изменения конструкции заряда.

Основные задачи исследования:

1. Анализ методов взрывного разрушения массива железистых кварцитов при отработке месторождений высокими уступами;

2. Экспериментально - аналитические исследования влияния удельной энергии взрывчатого вещества на размеры зон дробления, трещинообразования и откола;

3. Разработка конструкции скважинного заряда, взрывание зарядов которой обеспечивает качественную проработку подошвы высоких уступов на железорудных карьерах;

4. Натурные испытания скважинных зарядов с разделением частей инертным профилированным промежутком на карьерах, ведущих разработку высокими уступами.

5. Техничко-экономическая оценка эффективности применения разработанной конструкции заряда на примере Лебединского ГОКа.

Защищаемые научные положения:

1. Размещение комбинированного профилированного заряда взрывчатого вещества в нижней части скважины при взрывании 20-30 метровых уступов железных руд приводит к увеличению перехода энергии заряда в энергию волны напряжений до 7%.

2. Разделение частей скважинного заряда профилированным инертным промежутком обеспечивает увеличение продолжительности динамического нагружения донной части скважины до 15мс.

3. Наиболее эффективное действие по разрушению горной породы с применением комбинированной конструкции скважинного заряда, части которого разделены профилированным инертным промежутком, достигается размещением частей заряда в соотношении 0,3 – (низ):0,7 – (верх) от высоты уступа.

Научная новизна:

1. Установлены зависимости распределения эквивалентных напряжений в разрушаемом массиве горных пород на уровне подошвы уступа при взрыве при взрыве скважинных зарядов взрывчатых веществ сплошной и комбинированной конструкций.

2. Установлена зависимость изменения давления продуктов взрыва во времени в зарядной камере для комбинированного скважинного заряда с

профилированным инертным промежутком.

Теоретическая и практическая значимость работы:

1. Определены размеры зон разрушений и величина линии наименьшего сопротивления с учетом физико-технических свойств горных пород при взрыве одиночного скважинного комбинированного заряда.

2. Разработаны и внедрены в производство комбинированные скважинные заряды, обеспечивающие более интенсивную по сравнению с принятой технологией проработку подошвы на железорудном карьере предприятия ОА «Лебединский ГОК».

Методология и методы научных исследований. Анализ и обобщение современных представлений о взрывном разрушении горных пород; методы математической физики, методы физического и математического моделирования быстропротекающих процессов, натурных исследований действия взрыва скважинных зарядов, технико-экономического анализа. При выполнении экспериментальных исследований использованы современные методы и способы регистрации быстропротекающих процессов. Для реализации поставленной цели диссертационной работы использовалась лабораторная база кафедры Взрывного дела Санкт – Петербургского Горного университета.

Достоверность научных положений и результатов исследования обеспечивается значительным объемом проанализированных теоретических и экспериментальных исследований о методах и способах взрывного разрушения массива горных пород при отработке месторождений высокими уступами, современными программными продуктами численного моделирования быстропротекающих процессов, удовлетворительной сходимостью математических моделей с данными экспериментов; результатами промышленных опытов и практической реализацией разработанных рекомендаций при производстве массовых взрывов на месторождении железистых кварцитов «Лебединское».

Личный вклад автора заключается: в сборе и анализе существующих исследований по решению проблемы качественной проработки подошвы уступа

взрывом при обеспечении заданного гранулометрического состава; постановке задач исследований; в разработке и выполнении численных экспериментов; участии в проведении лабораторного и промышленного эксперимента; анализе и обработке полученных результатов; в разработке новой конструкции скважинного заряда и рекомендаций по ее применению на железорудных карьерах.

Реализация результатов работы:

1. На основе научно обоснованных рекомендаций, на карьере АО «Лебединский ГОК» внедрена конструкция комбинированного скважинного заряда, обеспечивающая качественную проработку подошвы уступа (отсутствуют пороги), средний диаметр куска разрушенной горной массы уменьшился от 1,18м до 0,96м, что привело к увеличению технической производительности экскаватора ЭКГ-8И на 10%.

2. Разработанная методика численного моделирования действия взрыва может быть использована при проектировании взрывных работ в сложных горно-геологических условиях.

Апробация работы: Содержание и основные положения диссертационной работы были представлены на научных конференциях и конкурсах (2015-2019гг.): «Topical Issues of Rational Use of Natural Resources» (г. Санкт-Петербург.); «Socio-economic and environmental problems of the mining industry, building and energetics» (г. Тула.); «Промышленная безопасность предприятий минерально – сырьевого комплекса в XXI веке» (г. Санкт-Петербург); International University of Resources Scientific (Фрайбергская Горная Академия, г. Фрайберг, Германия, 2017г.). Работа обсуждалась на заседаниях кафедры взрывного дела и НТС Санкт – Петербургского Горного университета.

Публикации. Результаты диссертации опубликованы в 3 печатных работах в научных специализированных изданиях, входящих в перечень ВАК России, получен 1 патент.

Структура и объем работы. Диссертационное исследование включает в себя введение, четыре главы, заключение и библиографический список,

изложенные на 131 странице машинописного текста, содержит 50 рисунков, 19 таблиц и список литературы из 155 наименований.

Автор выражает глубокую признательность и благодарность научному руководителю, профессору Парамонову Геннадию Петровичу, доценту Миронову Юлию Альбертовичу и сотрудникам кафедры взрывного дела за ценные советы и рекомендации.

Глава 1 ОБЗОР И АНАЛИЗ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИМЕНЕНИЯ ВЫСОКИХ УСТУПОВ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ ОТКРЫТЫМ СПОСОБОМ

1.1 Состояние и перспективы интенсификации добычи железных руд открытым способом

Железо, как химический элемент, является одним из основных составляющих в земной коре, и в разной степени присутствует в осадочных образованиях. Оно занимает четвертое место по количеству всех встречающихся элементов [126] и добывается в небольших количествах на больших по площади месторождениях во многих странах. В настоящее время основу черной металлургии, как одну из основных отраслей мировой, и в особенности, российской промышленности, составляют железные руды. Главным образом, добытое железорудное сырье используется для производства чугуна и стали. Сталь - это сплав железа и углерода, жизненно важный для мировой экономики. Его уникальное сочетание прочности, универсальности, возможности вторичной переработки и низкой стоимости делает его идеальным материалом для строительной промышленности, судостроения, автомобилестроения, железнодорожного строительства, мостостроения, тяжелой промышленности, машиностроения. Согласно статистике Всемирной ассоциации производителей стали, показанной на рисунке 1.1, мировое производство сырой стали почти удвоилось с 2000 года [127]. По сравнению с 94% увеличением мирового производства сырой стали в период с 2000 по 2013 год, увеличение производства стали, например, в Китае, за тот же период составило почти 540%. Чтобы удовлетворить быстрый рост производства сырой стали, в последнее десятилетие произошло значительное расширение мирового производства железной руды. Как видно на рисунке 1.2, мировая добыча железной руды увеличилась с 1,043 млрд. тонн в 2001 году до 2,93 млрд. тонн в 2012 году [128]. Китай является крупнейшей страной - производителем железорудной продукции, добывающей около 1,3 млрд. тонн в 2012 году, что составляет около 45% мировой добычи железной руды.

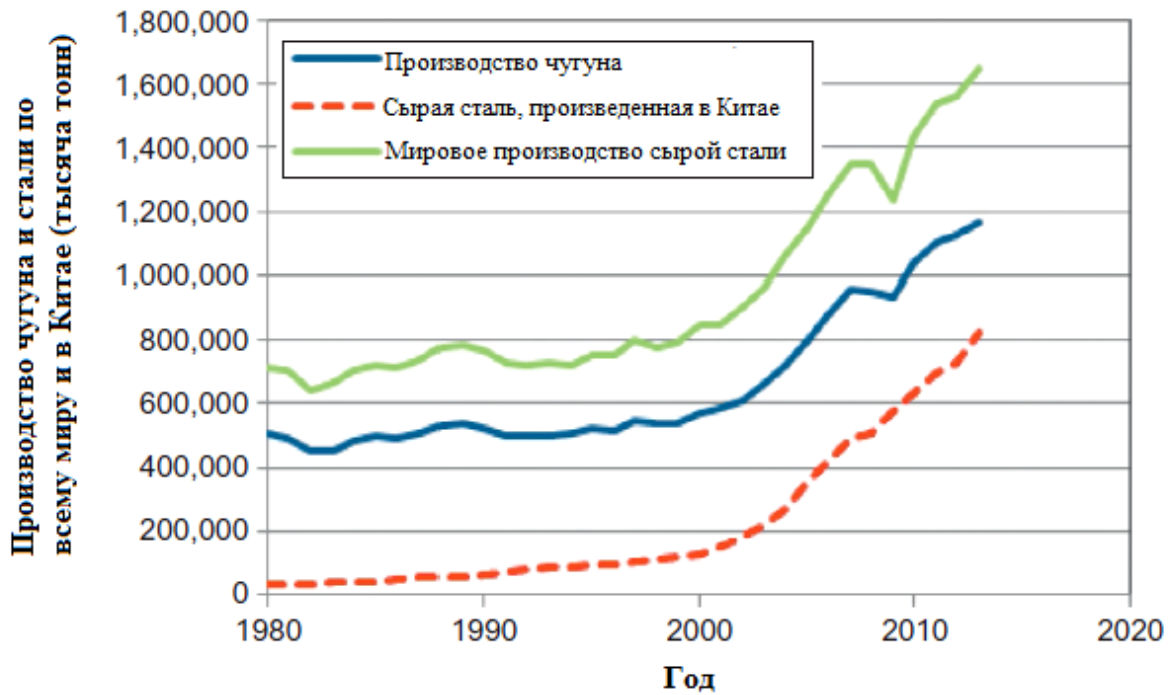


Рисунок 1.1. Производство чугуна и стали по всему миру и в Китае с 1980 года

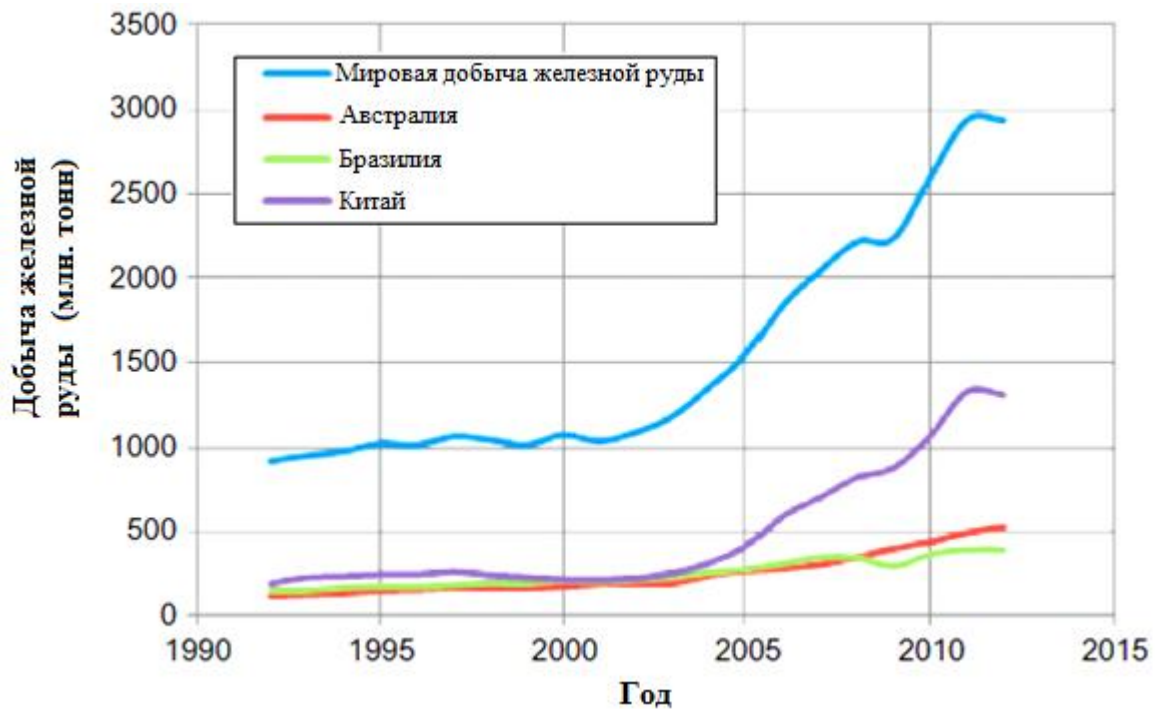


Рисунок 1.2. Добыча железной руды в мире с 1992 года

Далее следуют Австралия и Бразилия с их общей добычей 919 млн. тонн в 2012 году. В 2013 году в России было добыто 102 млн. тонн железной руды, что позволило войти в пятерку крупнейших стран по добыче железной руды после Китая, Австралии, Бразилии и Индии.

Добыча железной руды в основных странах-производителях стали, как правило, поддерживается существенными запасами железной руды, которые технически и экономически целесообразно добывать. Как показано в таблице 1.1, Австралия обладает самыми большими запасами и содержанием железа в ней, затем расположилась Бразилия с немного более высоким содержанием железа. Россия в этом списке уверенно занимает третье место[129].

Таблица 1.1 - Оценочные запасы железной руды по состоянию на 2013 год в основных странах-производителях железорудной продукции

Место в мире	Страна	Запасы железной руды (млн.т)	
		Руда	Содержание
1	Австралия	35000	17000
2	Бразилия	31000	16000
3	Россия	25000	14000
4	Китай	23000	7200
5	Индия	8100	5200
	Остальной мир	47200	21350

Кроме объемов добычи, следует также обратить внимание на тенденции мировой экономики в плане стоимости железной руды (рис.1.3). В 2017 году цена на железную руду выросла с 57,5 до 70,9 долл./тонну [130]. На рост цен повлияло ужесточение требований в области экологии при добыче полезных ископаемых, закрытие устаревших предприятий в Китае. Это вызвало подъем спроса на качественное железорудное сырье, а также повышение объемов производства стали и чугуна в большинстве регионах мира[131].

Месторождения железа, железорудные провинции и металлургические комбинаты России в основном размещены в восьми регионах: Карелия, Урал, Центрально-Черноземный район, Алтай, Забайкалье и Дальний Восток [1,2]. Основу промышленности составляют железистые кварциты и богатые маритовые руды. Ключевой причиной снижения объемов и удельного веса

подземной добычи считается меньшая конкурентоспособность (высокая себестоимость и капиталоемкость).

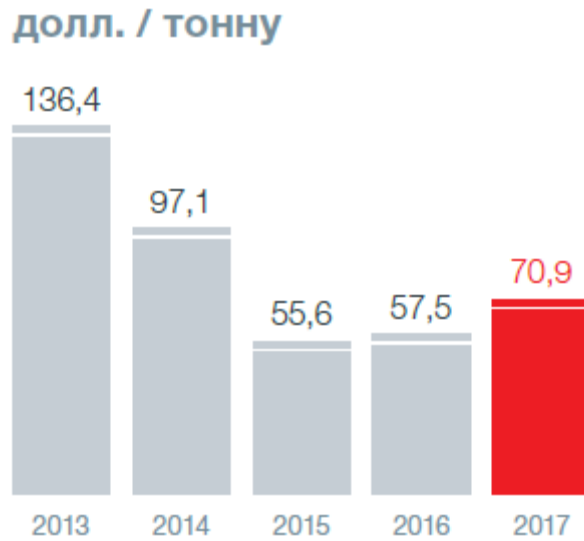


Рисунок 1.3 Динамика цен на железную руду (2013-2017гг.)

Технико-экономические показатели (добыча сырой руды и производство товарной руды) приведены на рис. 1.4 [3].

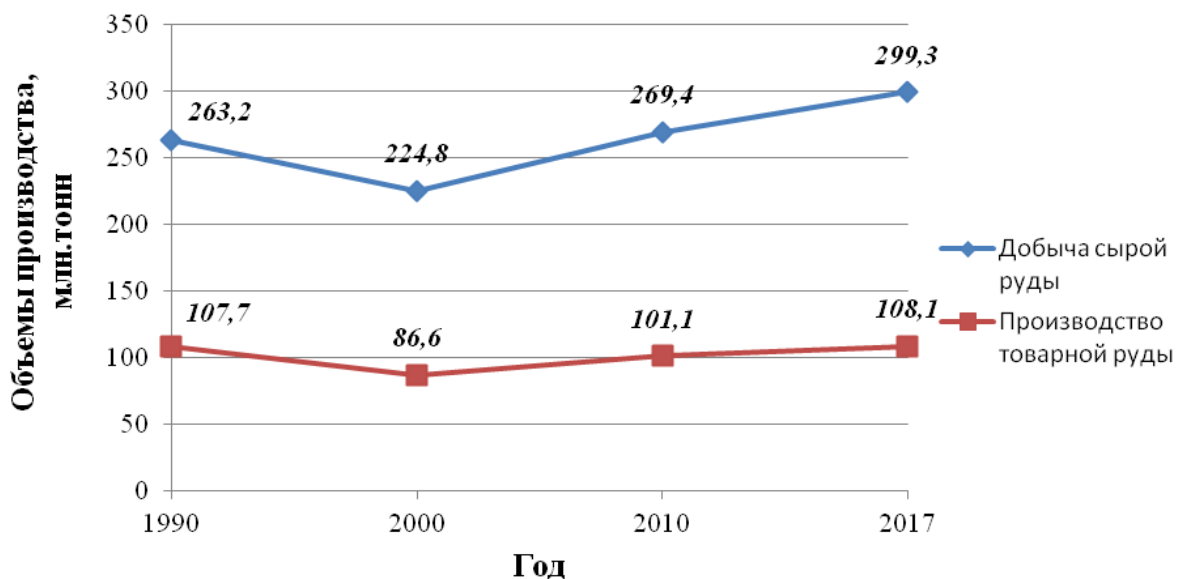


Рисунок 1.4 Добыча и производство товарной руды в России

Анализ представленных данных позволяет сделать вывод о стабилизации объемов добычи и выпуска готовой продукции на уровне 100 млн.т. в год. К негативной стороне следует отнести снижение выхода товарной продукции из-за уменьшения процентного содержания железа в сырой руде.

Для того чтобы определить пути интенсификации разработки месторождений железных руд, необходимо рассмотреть технико-экономические показатели уже существующих крупнейших горно-обогатительных комбинатов России.

Основные показатели добычи и оснащенность технологическим оборудованием крупнейших предприятий России показаны в таблице 1.2[3].

Таблица 1.2 – Объемы производства и оснащенность технологическим оборудованием

Горно-обогатительный комбинат	Объемы добычи, млн. т руды (2009/2015гг.)	Количество оборудования, ед. (среднесписочное)		
		буровых станков	экскаваторов	автосамосвалов
Костомукшский	25,9/34,7	21,3/20,0	39,0/44,0	55,8/55,3
Коршуновский	11,3/9,2	8,4/6,8	23,5/21,1	31,6/50,2
Стойленский	25,2/33,5	9,0/9,0	37,7/40,0	36,7/38,0
Ковдорский	16,5/19,6	8,0/7,7	10,85/14,0	57,9/58,0
Михайловский	40,4/49,8	18,0/16,1	60,0/73,6	55,0/56,8
Оленегорский	14,1/14,7	10,3/10,0	22,0/18,0	30,2/26,8
Лебединский	38,6/50,5	24,4/17,6	52,1/46,3	26,6/32,7
Качканарский	45,6/59,4	24,1/15,6	34,2/37,0	20,0/28,0

На рис. 1.5 показаны значения производительности горного оборудования крупных железорудных карьеров России [4].

Показатели производительности горного оборудования отличаются между предприятиями довольно значительно. Коэффициент использования экскаваторов на перечисленных выше карьерах по добыче железной руды составляет 0,59-0,69; железнодорожного транспорта – 0,5; автосамосвалов 0,51-0,75. На эти показатели влияет наличие в парке предприятий изношенных машин, не полная реализация паспортных возможностей технологического оборудования, не эффективная организация добычных работ [5]. Снижение производительности горного

транспорта также связано с увеличением глубины ведения горных работ, что показали научные исследования [6-10].

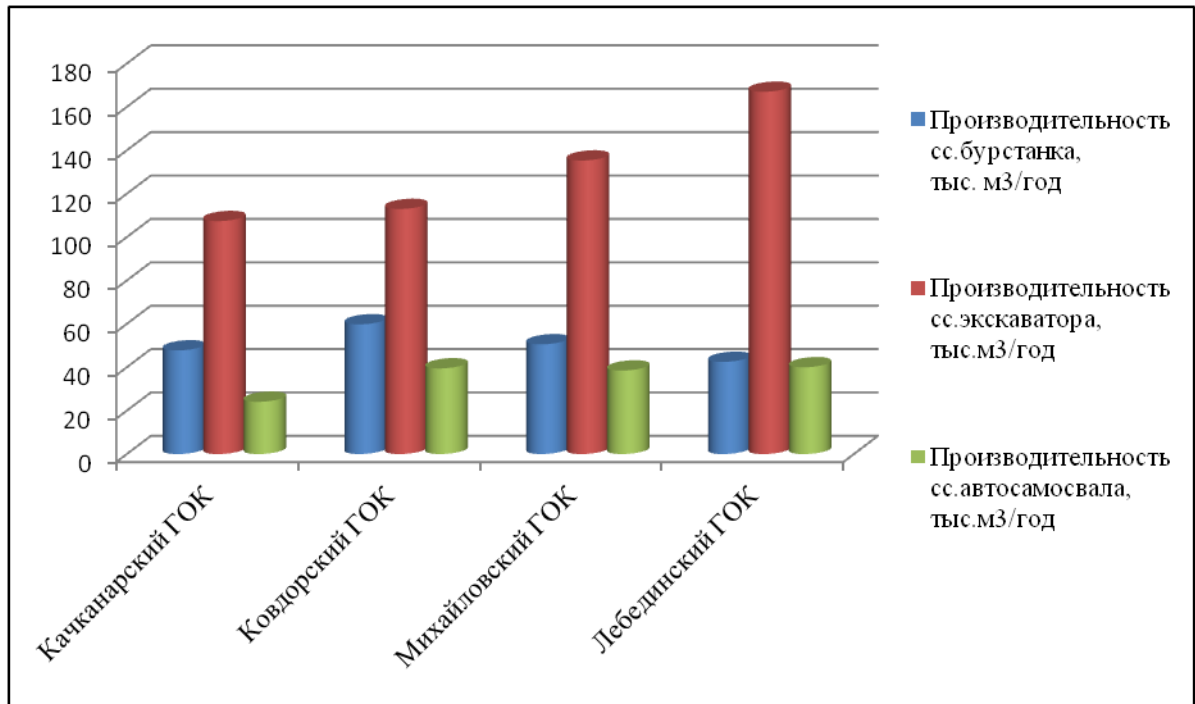


Рисунок 1.5 Производительность горного оборудования (2017г.)

Анализ трудов известных ученых Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, А.И. Арсентьева, С.Д. Викторова, М.Г. Новожилова, Г.А. Холоднякова и др. показал, что одним из наиболее перспективных направлений повышения эффективности при открытой разработке полезных ископаемых является применение высоких уступов [11-16]. К наиболее существенным преимуществам таких уступов следует отнести улучшение технологических и технико-экономических показателей буровзрывных работ, возможность регулирования в широком диапазоне режима вскрышных и добычных работ, а также снижение общих и текущих объемов выемки пустых пород в карьере. В настоящее время скальные уступы высотой 23-27 метров можно отрабатывать по традиционной технологии экскаваторами с большими линейными параметрами ЭКГ-12,5 и ЭКГ-20.

Исследования, проведенные А.Е. Мосиным, показывают, что разработку породы высокими уступами можно разделить на три способа:

1. Бурение и взрывание породы производится на всю высоту уступа, а уборка осуществляется послойно при высоте слоя равной высоте черпания экскаватора;

2. Бурение, взрывание и уборку горной массы производят одновременно на всю высоту уступа;

3. То же, но с оставлением частично неубранной массы[155].

На открытых разработках Соколовско-Сарбайского и Коршуновского ГОКов, комбинате Новоросцемент имеется опыт отработки уступов высотой 20 метров. На отдельных карьерах проводилось экспериментальное взрывание уступов высотой до 45 метров[17]. На ЮГОКе взрывались уступы высотой до 39 метров, сложенные породами с коэффициентов крепости по Протоdjяконову – 16. На карьере №1 ЦГОКа (рис.1.6) взрывались сдвоенные и строенные вскрышные уступы высотой до 40 метров [18]. Трехлетняя практика производства буровзрывных работ при высоких уступах на предприятиях Криворожского комбината позволила сделать выводы об увеличении выхода горной массы с 1 метра скважины, улучшение качества дробления достигается при взрывании на неубранный забой. Известны опытно-промышленные взрывы уступов высотой 30 метров на месторождении Навои, результатом опытов стало снижение негабарита и крупных фракций (500-1000мм) почти в 2 раза.

В зарубежной практике известны три направления буровзрывных работ при высоких уступах: обуривание и взрывание уступов на всю высоту (уступы до 60 метров); раздельное обуривание отдельных частей уступов высотой до 90 метров и взрывание высоких уступов камерными зарядами.[19, 20, 132]. Высота уступа, например, на карьере New Jersey, находится в пределах 55- 58метров. Используют скважины диаметров 160мм при сетке скважин 5×6,5 м. [133].

После взрывания разрыхленный массив при высоте развала до 26 метров обычно отрабатывается экскаваторами ЭКГ-8И; ЭКГ-12,5; ЭКГ-6,3ус на полную высоту забоя. При более высоком развале последний отрабатывается подуступами. Забои высотой до 34 метров возможно отрабатывать экскаваторами ЭКГ-20 и ЭКГ -16 ус. Кроме применения карьерных экскаваторов, для отгрузки

хорошо взорванных скальных пород на карьерах в ряде случаев используются вскрышные экскаваторы и драглайны[21].



Рисунок 1.6 - Карьер Южного горно-обогатительного комбината

В соответствии с типажом отечественного оборудования и технологией его применения М.Г. Новожиловым предложена систематизация уступов, сложенных скальными породами, разрабатываемых взрывным рыхлением, которая построена из условия погрузки экскаватором транспортных средств, размещаемых на одном уровне стояния (табл. 1.3). А.Ю. Дириженко установлено, что форма контуров и параметры карьера в плане, а также угол падения пласта полезного ископаемого в пределах $55-90^\circ$ не оказывает существенного влияния на высоту вскрышных уступов и технологию их отработки.

Технико – экономический анализ показывает, что наименьшие затраты на производство буровзрывных работ соответствуют высоте уступов 15-45 метров в зависимости от способа взрывания и типа взрывчатого вещества. Так, при использовании сплошной конструкции колонкового заряда и дорогостоящих типов взрывчатых веществ (алюмотол, гранулотол) соответствует уменьшению высоты уступов, а более экономичных (типа игданитов, гранемитов) – высоте

уступов 40-45 метров (рис.1.7).

Таблица 1.3 – Систематизация уступов

Группа уступов	Систематизация по высоте	Тип горного оборудования			
		Экскаваторы типа прямой лопаты		Экскаваторы типа обратной лопаты и драглайны	
		Карьерные	Вскрышные	Карьерные	вскрышные
I	Уступы небольшой высоты до 10 м	Строительные экскаваторы с ковшом вместимостью 1 – 3 м ³			
	Уступы средней высоты (16-27 м)	ЭКГ - 4 ЭКГ – 4,6	-	ЭГО – 4 ЭГО - 8	ЭШ – 5/45 М ЭШ – 13/50
	Уступы выше средней высоты (16-27 м)	ЭКГ – 8и ЭКГ – 12,5 ЭКГ – 20	ЭКГ – 6 ус ЭВГ - 4	ЭГО – 4у ЭГО - 12 ЭГО - 15	ЭШ – 5/45 М ЭШ – 13/50
II	Высокие уступы (28 – 60 м)	ЭГ - 40	ЭКГ – 16 ус ЭКГ – 6,3у ЭВГ - 10/50	-	ЭШ – 10/60 ЭШ – 40/85 ЭШ – 80/100

Исследованиями установлено, что оптимальная высота уступов составляет 24 - 45 метров в зависимости от способа буровзрывных и выемочных работ и глубины разработки [22]. До глубины карьера 100-120 метров целесообразно отрабатывать уступы высотой 24-27 метров сплошным забоем экскаваторами ЭКГ – 6,3ус и ЭГ-20. При многорядном взрывании высота развала не должна превышать высоту уступа. При этом обеспечиваются необходимые темпы понижения горных работ в период строительства и освоения проектной мощности карьера.

С увеличением глубины разработки эффективность применения уступов 24-27 метров снижается, при этом наиболее целесообразна отработка уступов высотой 30- 45 метров (рис.1.8). Себестоимость выемки пород при таких уступах на 12-14% ниже по сравнению с 15 метровыми уступами. Основной проблемой при применении способа разработки месторождения высокими уступами являлась сложность погрузки экскаваторами ввиду развалов горной массы после

проведения буровзрывных работ превышающих высоту черпания экскаватора, что приводит к нарушению техники безопасности.

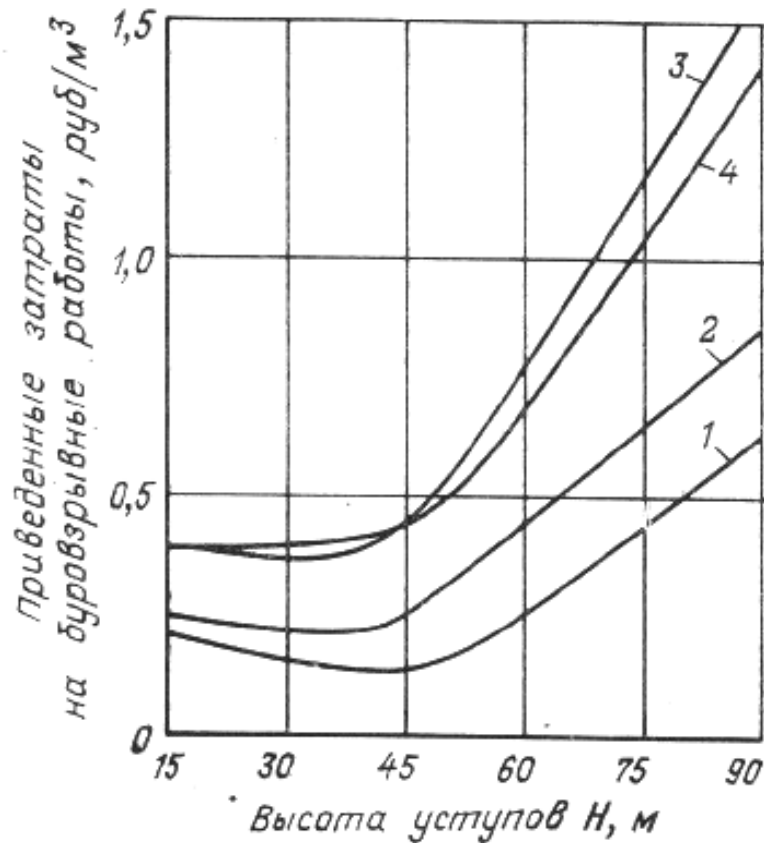


Рисунок 1.7 – Влияние высоты уступов на технико-экономические показатели буровзрывных работ при взрывании на подобранный забой (использованные ВВ: 1- игданит; 2- граммонит 79/21; 3 – гранулотол; 4 – алюмотол)

Основной проблемой при применении способа разработки месторождения высокими уступами являлась сложность погрузки экскаваторами ввиду развалов горной массы после проведения буровзрывных работ превышающих высоту черпания экскаватора, что приводит к нарушению техники безопасности.

Решить это удалось несколькими способами, например, применением экскаваторов с увеличенной высотой черпания (ЭКГ – 20, ЭШ 13/50); разбиением уступа на подступы; изменением параметров буровзрывных работ.

М.В. Васильевым рассматривался вопрос перспектив использования драглайнов в железорудной промышленности, в частности как вариант решения задачи интенсификации вскрышных работ, необходимость которых вызвана увеличением глубины разработок. Драглайны предлагалось использовать для отработки осадочных пород в сложных гидрогеологических условиях с

непосредственной погрузкой в средства железнодорожного и автомобильного транспорта. Применение драглайнов на верхних горизонтах карьеров позволяет увеличить высоту уступа, что ведет к улучшению режима горных работ [23,28].

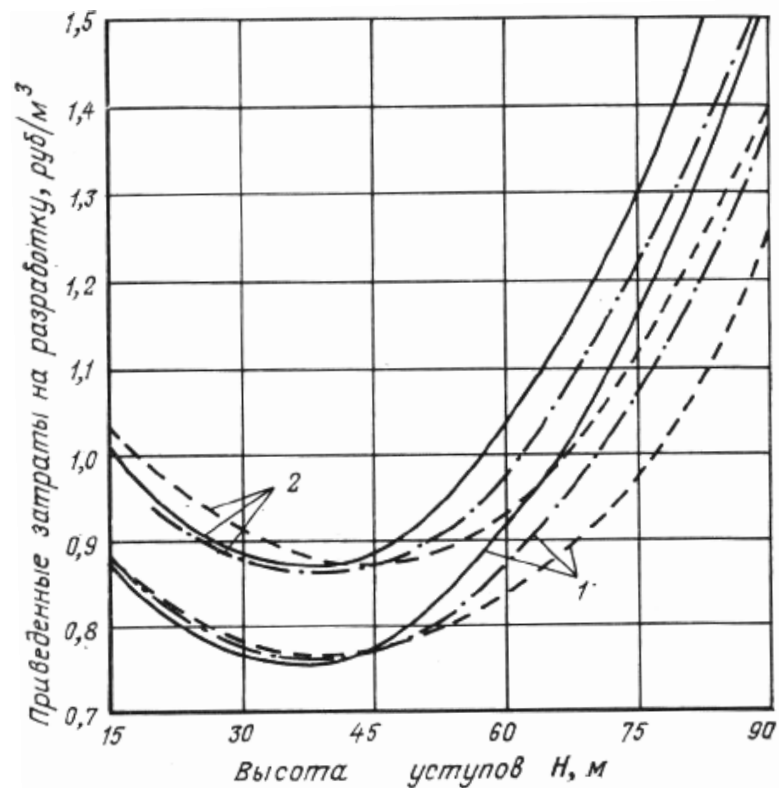


Рисунок 1.8 – Влияние высоты уступов на эффективность производства вскрышных работ экскаваторами типа ЭКГ.

Савицкий Е.В. в своих трудах обосновывает технологию разработки железорудных месторождений высокими уступами с применением драглайнов, позволяющая повысить производительность технологического комплекса оборудования карьера и снизить материальные, энергетические и трудовые расходы на его эксплуатацию [24, 26, 28, 29]. Главной идеей является применение экскаваторов - драглайнов при отработке верхним и нижним черпанием высоких уступов и погрузке горной массы в бункер, что позволяет упростить загрузку локомотивсоствава и свести простои смежных звеньев практически к нулю. Перспективы применения драглайнов в карьерах России подробно изложены в работах [25, 27] И.В. Деревяшкина, в которых предлагается и обосновывается необходимость применения высокоуступной разработки железорудных карьеров шагающими экскаваторами, позволяющая сократить протяженность передвижных

путей в карьере в 2-3 раза, повысить производительность труда в 1,3 – 1,6 раза при экономии эксплуатационных затрат. В настоящее время активно внедряется технология обработки высоких уступов кранлайнами. Кранлайнами типа ДШП 25.50 с ковшом вместимостью 25 м³ и стрелой длиной 50 м можно обрабатывать уступы высотой до 30 м. Большая высота уступа позволяет уменьшить до 20-24 м ширину заходки по целику (см. рис. 1.9). При этом обеспечивается достаточно большая площадь обрабатываемой заходки (600-720 м²), в то время как в базовом варианте, например, с экскаватором-мехлопатой ЭКГ-20А при высоте уступа 15 м и ширине заходки по целику 23-25 м площадь ее составляет 345-375 м². Основные параметры кранлайнов приведены в таблице 1.4 [30].

Таблица 1.4 Основные параметры кранлайнов

Марка кранлайна	Вместимость ковша, м ³	Длина стрелы, м	Глубина черпания, м	Масса, т
ДШП 6,5.34	6,5	34	20	250
ДШП 10.38	10	38	24	450
ДШП 15.50	15	50	30	800
ДШП 20.55	20	55	33	900
ДШП 25.57	25	57	37	1200

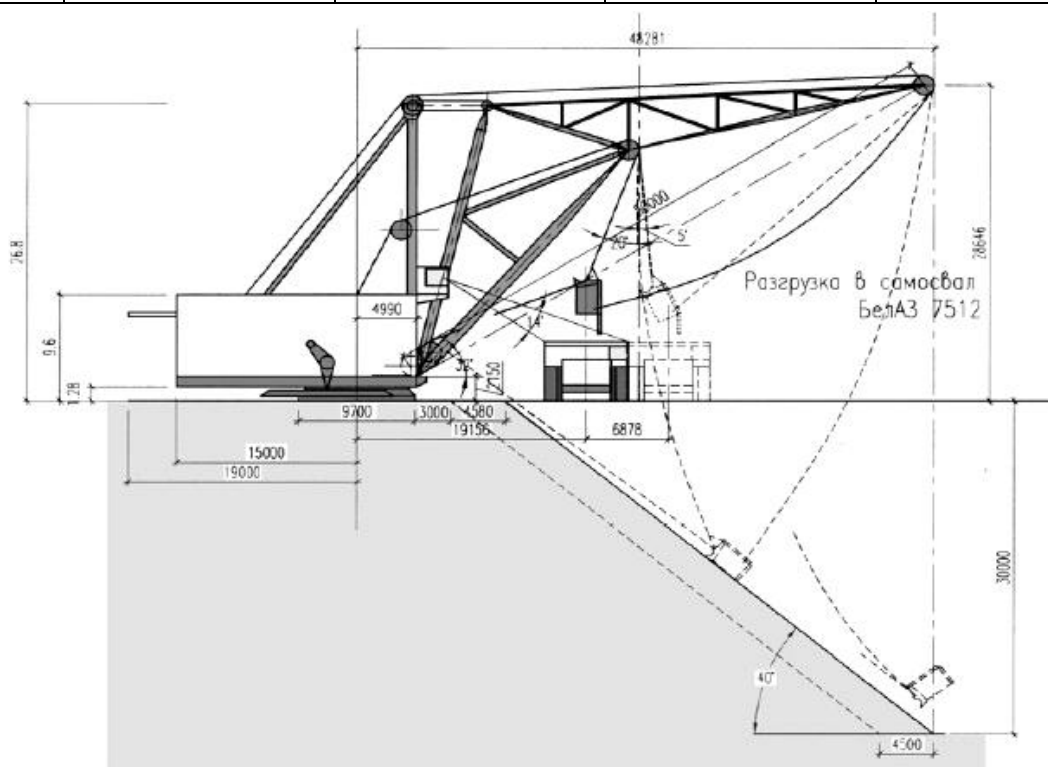


Рисунок 1.9 – Схема обработки 30 метрового уступа кранлайном

1.2 Анализ методов взрывного разрушения массива железной руды при отработке высокими уступами

При добыче крепких и вязких кварцитовых руд дробление горных пород является одним из основных технологических процессов, в значительной степени определяющим производительность предприятия и себестоимость добываемой продукции. Для эффективного применения техники при отработке месторождений железной руды необходимо обеспечить интенсивное дробление горных пород энергией взрыва. Качество дробления в значительной степени зависит от полноты использования энергии взрывчатых веществ. В настоящее время высота рабочих уступов на железорудных карьерах в основном составляет 12-17 метров. Исходя из горно – геологических условий, взрываемости горных пород, а также принятой высоты уступов выбирается величина перебура скважин и забойки. Длина перебура и забойки колеблются в широких пределах: перебур – до 3 метров; забойка – от 4 до 8 метров. В лучшем случае при высоте уступа 15 метров длина перебура составляет 3,5 метра, т.е. 16% общей длины скважины, колонка заряда достигает 10-12 метров, на забойку остается 4- 8 метров, или 20 – 40 % скважины. Следовательно, около 40-50% длины пробуренной скважины не используется для размещения заряда и только 40-60% - для рационального распределения заряда, производящего отбойку и дробление. Таким образом, использование пробуренных скважин, как по объему, так и по высоте составляет на железорудных карьерах 25-35% и приводит в совокупности к неравномерному распределению энергии в уступе. Одним из методов, позволяющим повысить степень использования энергии взрыва с целью интенсивного дробления горных пород является взрывание высоких уступов.

В практике ведения взрывных работ разработаны различные методы управления энергией взрыва скважинного заряда, основанные на детальном изучении и использовании физической сущности процессов, протекающих в массиве горных пород и в самом цилиндрическом заряде взрывчатого вещества (ВВ). Теоретическим и экспериментальным разработкам основ действия взрыва в твердых средах посвящены работы: Г.П. Демидюка, Б.В. Замышляева,

Я.Б. Зельдовича, Н.Н. Казакова, Г.М. Крюкова, Н.В. Мельникова, В.Н. Мосинца, Г.И. Покровского, В.Н. Родионова и др.[31-39]

В настоящее время имеется ряд моделей, с помощью которых исследуется действие взрыва на твердую среду. Однако нет законченного мнения, учитывающего все процессы, происходящие при взрыве заряда в среде.

О.Е. Власов предполагает, что энергия взрыва передается среде мгновенно, а потенциальное движение среды описывается уравнением Лапласа, решение которого достаточно полно исследовано. Но в некоторых случаях при решении прикладных задач возникают затруднения в отыскании потенциала поля начальных скоростей, а полученные результаты громоздки и пригодны лишь для оценки в известном приближении [40].

В соответствии с энергетической теорией разрушения горных пород Г.И. Покровского энергия взрыва передается среде мгновенно в результате ударного действия продуктов детонации. Среда разрушается главным образом под действием волны сжатия[41]. Из работ Н.В. Мельникова следует, что мгновенная детонация заряда вызывает в горной породе концентрически распространяющиеся волны сжатия и растяжения[42, 43].

А.Н. Ханукаев [44] считает, что при взрыве основную роль в разрушении скальных пород играет на первом этапе разрушения ударная волна, а затем волна напряжений, а вспомогательную роль – та часть энергии продуктов взрыва, которая не перешла в ударную волну разрушения и зависит от акустической жесткости породы.

В работах [45, 46] Г.П. Демидюка механизм разрушения горных пород зависит от отношения величины линии сопротивления по подошве к диаметру заряда. При ведении взрывных работ, когда напряжения растяжения, возникающие при интерференции падающей волны и волны, отраженной от обнаженной поверхности превышают предельные значения, происходит разрушение среды отколом.

Большое распространение среди исследователей получили зонные модели разрушения, когда вся среда условно разбивается на отдельные зоны и поведение

материала внутри этих зон описывается различными уравнениями в зависимости от характера разрушения. Теоретическая схема действия взрыва в твердой среде в квазистатическом приближении предполагает, что на заключительной стадии расширения взрывной полости прочностные свойства среды играют решающую роль, и давление газов внутри полости уравнивается напряжениями на ее границе [47].

Рассмотрим действие скважинного заряда по первому ряду на массив горных пород. Скважинный заряд на уступе при наклонном откосе встречает неравномерное сопротивление среды. Процесс взрыва по своей природе развития и воздействия на окружающую среду характеризуется неравномерной отдачей энергии. Возбуждаемые взрывом волны в породе имеют очень высокое давление на первоначальном фронте волны и быстро затухают по мере распространения в массиве. Энергия взрыва непроизводительно расходуется на пластические деформации и на переизмельчение среды вблизи очага взрыва, что приводит к соответственному снижению части энергии, затрачиваемой на полезную работу (дробление). Результаты исследований [48] свидетельствуют о том, что верхняя часть уступа интенсивно разрушена под действием взрыва зарядов вышележащего горизонта и обладает пониженной прочностью. Кроме изменения прочностных свойств массива с глубиной меняется нагрузка на заряд и за счет сил гравитации. В общем случае эпюра распределения нагрузки по высоте уступа, суммирующая изменение прочностных свойств пород и силы гравитации, может быть представлена в виде плавной кривой (рис. 1.10). Очевидно, что наибольшее сопротивление действию взрыва скважинный заряд имеет по подошве уступа, а при взрывании высоких уступов это значение максимально, поэтому возникла острая необходимость в изыскании такого метода взрывных работ, при котором разрыхленная горная масса имела бы заданную кусковатость в объемах, обеспечивающих высокопроизводительную работу горных машин и оборудования, а превышения по подошве уступа минимальны. Этот вывод подтверждается и натурными испытаниями: известен опыт взрывания высоких уступов на подобранный забой на карьерах Криворожского бассейна, ССГОКе.

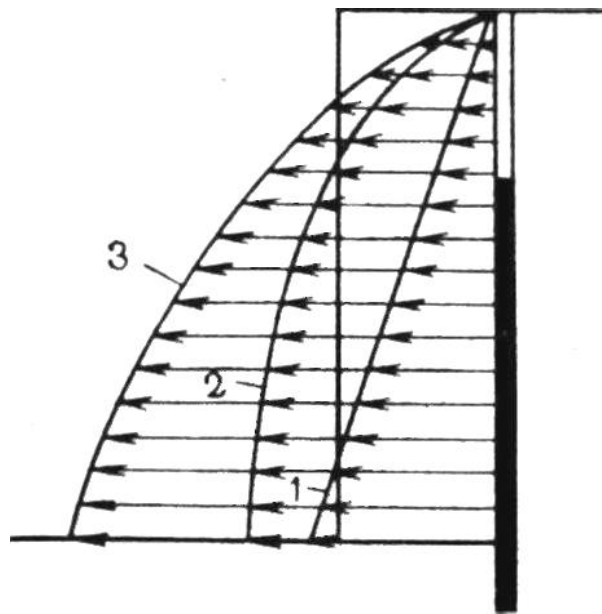


Рисунок 1.10 - Эпюры распределения нагрузки на скважинный заряд по высоте уступа: 1— эпюра сил гравитации; 2 — эпюра изменения прочностных свойств пород; 3 — результирующая полного сопротивления действию взрыва

Конструкции скважин представляли собой сплошные заряды взрывчатого вещества с забойкой из буровой мелочи. Несмотря на кажущиеся благоприятные условия взрывания на подобранные уступы (наличие свободных плоскостей обнажения) качество взрывов оставалось низким, особенно в массиве первого ряда; превышение по подошве составило от 1,5 до 3 метров [49, 50]. В работе [51] используя данные опытных взрывов на высоких уступах приведена графическая зависимость степени дробления от высоты уступа и сопротивления по подошве уступа (рис.1.11).

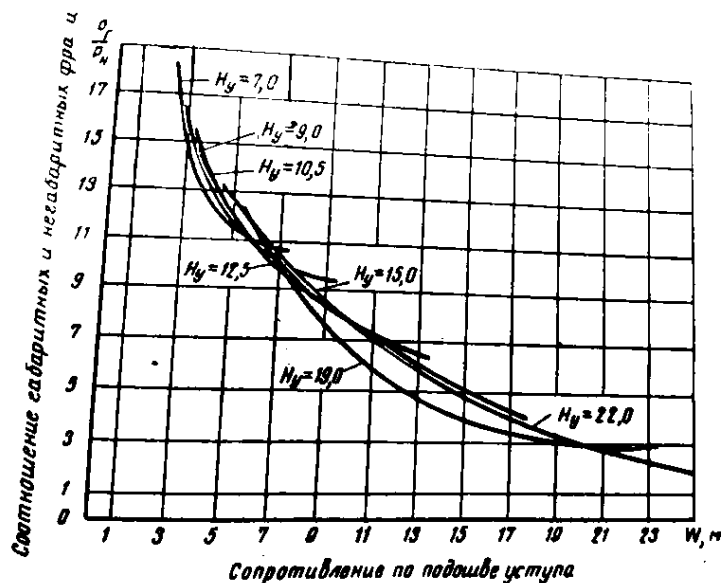


Рисунок 1.11 – Влияние высоты уступа и СПП на степень дробления пород

Поэтому для изыскания метода взрывания высоких уступов необходимо рационально использовать энергию взрыва. Остановимся на основных методах управления параметрами взрыва в породных массивах. Современные представления о механизме разрушения горных пород основаны в целом на предпосылке, что этот процесс состоит из двух стадий: докритической, которая ведет к зарождению и медленному вязкому подрастанию микротрещин, и критической, сопровождающейся лавинным ростом трещин. При быстропротекающих процессах подрастание микротрещиноватости при достаточной энергии происходит равномерно по всему объему, а число зарождающихся очагов разрушения возрастает с ростом скорости их протекания. Это создает условия для переизмельчения в ближней зоне. При медленных нагружениях движение дислокаций происходит вдоль основных линий скольжения, обусловленных ярко выраженной структурной неоднородностью породы или наличием микродефектов. Изложенное выше позволяет говорить о том, что разработка оптимальных методов разрушения горного массива может проходить по следующим направлениям: в первую очередь оптимизации скорости нагружения как средства регулирования движения микродефектов для управления процессом трещинообразования и применения различных технологических приемов, позволяющих подвергнуть массив неоднократному нагружению или неравномерному нагружению.

Таким образом, полагаясь на приведенные методы управления действием взрыва, были разработаны следующие способы взрывания высоких уступов на железорудных карьерах:

1. Разрушение горных пород методом парно-сближенных и наклонных скважинных зарядов;
2. Взрывание на неубранную горную массу
3. Применение метода котловых зарядов.
4. Применение комбинированных скважинных зарядов взрывчатых веществ.

1.2.1 Разрушение горных пород методом парно-сближенных и наклонных скважинных зарядов

Изменение параметров системы разработки, в частности применение высоких уступов, влечет за собой, как было отмечено выше, увеличение величины линии сопротивления по подошве уступа. Исходя из общих требований, предъявляемых к взрыву, качество разрушения пород по подошве уступа является существенным показателем эффективности взрывания. Наклонные, парно-сближенные скважинные заряды обеспечивают более качественное дробление пород по подошве уступа [52]. Вопросу взаимодействия зарядов посвящено много работ [53, 54, 55]. Большой интерес к изучению данного вопроса вызван различием условий разрушения в области действия линии зарядов и в направлении линии наименьшего сопротивления. Концентрация напряжений по линии двух или нескольких зарядов приводит к возникновению трещин в этом направлении, которые в общем процессе трещинообразования развиваются раньше всех.

Г.П. Демидюк, исследуя влияние коэффициента сближения зарядов на качество дробления, выдвигает предположение о том, что к числу основных причин улучшения проработки подошвы и степени дробления горной породы относятся увеличение относительного расстояния между зарядами и уменьшение величины относительной линии сопротивления по подошве [60]. Результаты скоростной киносъемки процесса разрушения моделей, показали, что увеличение относительного расстояния между одновременно взрываемыми зарядами приводит к значительному возрастанию кинетической энергии движущейся взорванной массы.

Эффективность применения близко расположенных зарядов ВВ также зависит от принятого расстояния между ними, которое для конкретных горно – технических условий должно быть строго определенной величины. При превышении оптимального значения возможна локализация взрывных воздействий и снижение эффекта взрыва спаренных зарядов взрывчатых веществ [56, 57]. При применении цилиндрических зарядов в трещиноватой

анизотропной среде образуется зона трещинообразования эллиптической формы с неравномерно распределенными параметрами поля квазистатических напряжений, фронт которого приближается к плоскому [58]. Создать такой фронт можно путем взрывания щелевых зарядов либо одновременным взрыванием двух или нескольких сближенных зарядов. Причем при взрывании сближенных зарядов плоский фронт волны напряжений будет формироваться только в случае строго определенного расстояния между ними (рис. 1.12; 1.13) [59].

При наличии обнаженной поверхности и одновременном взрывании близко расположенных зарядов взрывчатых веществ характер разрушения изменяется, и создаются растягивающие напряжения в тангенциальном направлении [61].

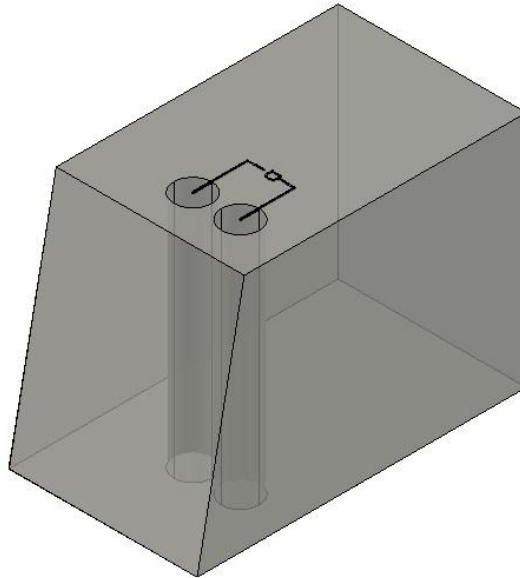


Рисунок 1.12 – Схема применения парносближенных скважинных зарядов

Величина параметра a , характеризующая оптимальное расстояние между сближенными скважинами, определяется по формуле:

$$a = \frac{1,5 \cdot \left[\frac{\rho_{\text{вв}} \cdot D^2}{2 \cdot (1 + J) \cdot \sigma_*} \right]^{0.88} \cdot b}{W_n}, \quad (1)$$

где $\rho_{\text{вв}}$ - плотность взрывчатого вещества, кг/м³; D - скорость детонации взрывчатого вещества, м/с; b - расстояние между скважинами в ряду, м; J - отношение акустических жесткостей взрывчатого вещества и породы;

σ_* - прочность породы на раздавливание, Па; W_n - величина линии сопротивления по подошве уступа, м.

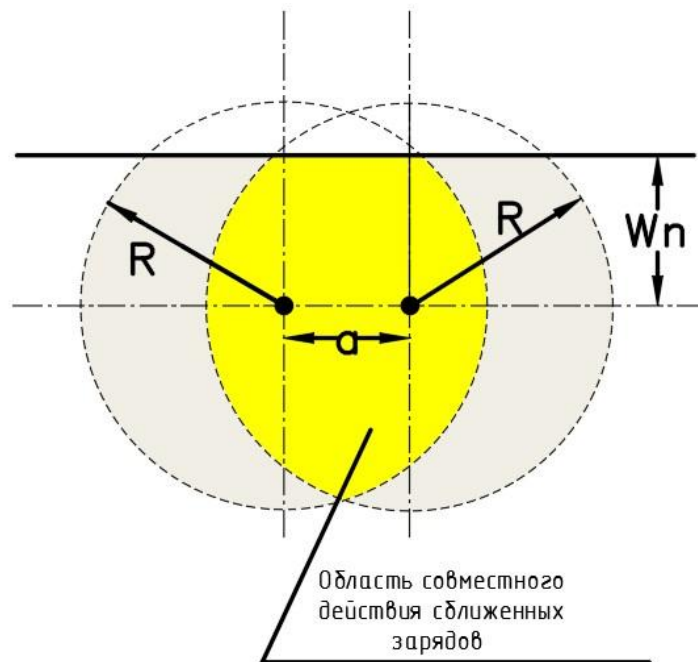


Рисунок 1.13 – Схема воздействия на массив двух сближенных зарядов

Для разрушения массива горных пород по ЛНС требуется определенный промежуток времени на распространение и расширение трещин, равный отношению величины линии сопротивления по подошве уступа к удвоенной скорости распространения трещин [61].

Применение групповых зарядов, расположенных в одну линию в первом ряду, было опробовано в условиях Ждановского рудника комбината Печенганикель для преодоления больших ЛСПП (15-20м) и Южной группы карьеров Украины. Исследования охватывали большое число карьеров с различными горно-геологическими условиями. В частности, использовались группы из двух – трех, иногда из четырех-пяти зарядов, в результате взрывания отмечена эффективность по преодолению больших ЛСПП, но качество дробления ухудшилось (выход негабарита 9-12%)[62, 63].

Результаты теоретических, лабораторных и промышленных исследований показывают, что эффективным методом оптимизации степени дробления горной массы и проработки больших величин ЛСПП является применение наклонных

скважинных зарядов [64, 65]. С ростом угла наклона заряда условия деформирования породы в этом месте улучшаются и приближаются к случаю, когда нижний конец заряда находится выше подошвы уступа и угол отрыва составляет φ_m (рис.1.14а). Разрушение в этом случае (рис.1.14б) происходит под некоторым углом $\varphi < \varphi_m$.

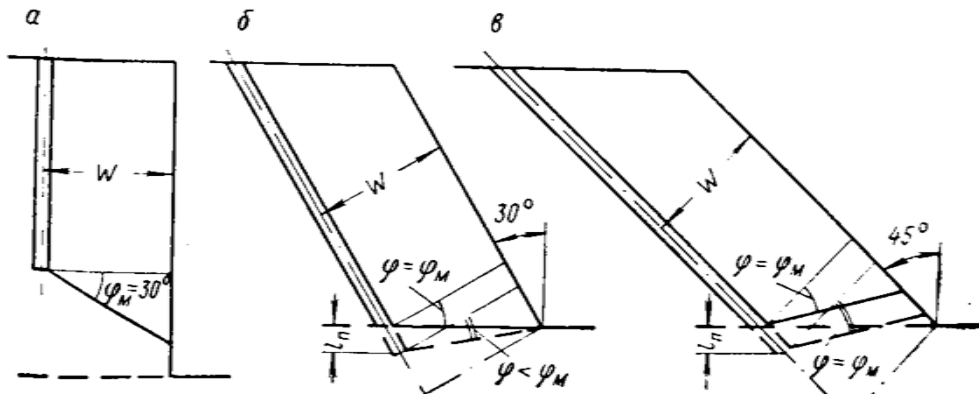


Рисунок 1.14 – Схема действия наклонного заряда в нижней части уступа

При дальнейшем увеличении угла наклона скважины угол φ возрастает, стремясь к φ_m . Очевидно, что при $\varphi = \varphi_m$ энергоемкость разрушения будет минимальной, а угол наклона заряда, при котором соблюдается это равенство – оптимальным по условиям проработки нижней части массива. Для постоянных значений перебура и линии наименьшего сопротивления углы φ и $\alpha_{\text{опт}}$ определяются по формулам:

$$\operatorname{tg} \varphi = \operatorname{tg} \alpha - \frac{l_n}{W \cdot \cos \alpha}; \quad (2)$$

$$\operatorname{tg} \alpha_{\text{опт}} = \operatorname{tg} \varphi_m + \frac{l_{n.n.}}{W}, \quad (3)$$

где $l_n, l_{n.n.}$ - вертикальная и наклонная длина перебура, м.

При взрыве наклонных зарядов эквипотенциальные поверхности растягивающих напряжений направлены параллельно откосу уступа, что создает равномерность распределения напряжений во взрывааемой части среды, и лучшие условия для работы по разрушению породы в верхней и особенно в нижней частях уступа. Изучение формы и размеров объема дробления на моделях, составленных из бетонных блоков показало, что зона разрушения по высоте

модели имеет также направленный характер и соответствует углу наклона заряда [66, 67].

Промышленные исследования эффективности наклонных зарядов проводились при взрывании пород вскрыши на Красногорском карьере. Результаты опытно – промышленных взрывов, проведенных при 30 метровой глубине скважин показали уменьшение среднего размера куска на 23%, отмечается резкое увеличение коэффициента использования глубины скважины $k_{и}$. [68]. Применение наклонных скважин на Сарбайском месторождении железных руд при отработке 20 метровыми уступами позволило улучшить качество дробления горной массы и избежать порогов по почве [69,70].

Однако, методы обурирования и взрывания наклонными скважинными зарядами не получили широкого промышленного применения на открытых работах по ряду объективных технологических причин (снижение производительности бурения, трудности поддержания длительной сохранности скважин, ограниченный диапазон углов наклона скважин, повышенная трудоемкость заряжания наклонных скважин эмульсионными взрывчатыми составами и др.).

1.2.2 Взрывание высоких уступов на неубранную горную массу

Известен опыт взрывания высоких уступов в зажатой среде или на неубранный забой [36,37]. При взрывании в зажатой среде процесс трещинообразования происходит более равномерно по всему массиву, так как трещины, расположенные вблизи заряда, полностью не раскрываются и практически не препятствуют распространению поля напряжений к удаленным точкам. При взрывании в зажатой среде разрушение происходит за счет сжимающих напряжений, что требует увеличения мощности импульса. Высокие силовые параметры взрывного импульса необходимы для того, чтобы радиальные трещины развились на возможно большие расстояния. Поэтому при взрывании в зажатой среде существенного изменения в дроблении по сравнению со взрыванием на подобранный уступ не произойдет, если силовые характеристики

импульса будут недостаточно высокие, чтобы обеспечить прорастание трещин на большие расстояния.

Г. П. Демидюк [31] считает, что процесс воздействия взрыва на породу в условиях зажатой среды исключает возможность смещения боковой поверхности уступа, ограничивая тем самым действие взрыва в этом направлении. С другой стороны, забойка, отделяющая заряд от горизонтальной поверхности уступа, ограничивает действие взрыва и в этом направлении, сводя его к незначительному подъему поверхности, ее вспучиванию и взрыхлению без разброса отдельных кусков и образования обычного развала взорванной горной массы. Кроме того, по его мнению, при взрывании в этих условиях массива с порядными миллисекундными замедлениями не могут образовываться дополнительные свободные поверхности, отражающие волны сжатия и трансформирующие их в волны растяжения.

С целью выявления степени дробления пород при взрывании уступов (рис.1.16) высотой 25—30 м на карьерах ЦГОКа и ИнГОКа были проведены исследования по замеру гранулометрического состава взорванной горной массы. Замеры отдельных фракций (начиная с длины ребра 400 мм и выше) производились непосредственно линейным замером.

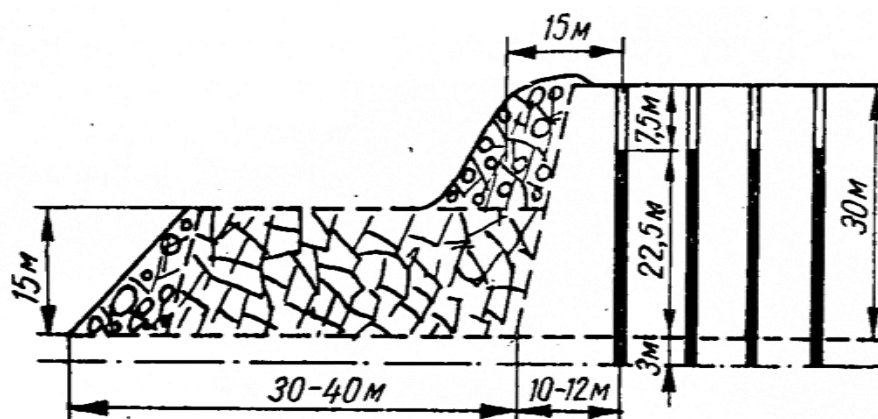


Рисунок 1.16 – Принципиальная схема взрывания высоких уступов на неубранную горную массу

В условиях карьера ЦГОКа [71] исследованию подлежали забои с породами различной крепости и структуры (табл.1.5). В забоях с рудами крепостью $f = 10 - 12$ обмеру подверглись 150 м^3 горной массы. Оказалось, что лишь немногим более

4% горной массы приходится на фракции выше 400 мм, а негабаритных блоков — всего 0,3%. При исследовании гранулометрического состава взорванной окисленной руды замерам подверглись 280 м³ горной массы. В этом забое дробление оказалось настолько интенсивным, что фракции выше 400 мм не превышали 1%.

Одновременно проводились исследования качества дробления пород при взрывании высоких уступов в зажатой среде на карьере ИнГОКа. Большое количество замеров не выявило во «взорванной горной массе фракции выше 500 мм. Годовая практика взрывания высоких уступов в зажатой среде на карьере ИнГОКа [72] показала значительное улучшение степени дробления по сравнению со взрывами уступов высотой 12—15 м. По гранулометрическому составу более 50% кусков взорванной горной массы состоит из кусков с максимальной длиной ребра не более 10—15 см. Куски породы, имеющие максимальную длину ребра 50—70 см, не превышают 2—3% всей горной массы.

Таблица 1.5 – Гранулометрический состав взорванной горной массы при различной высоте уступа на карьере ЦГОК, %

Высота уступа, м	Фракции, мм						
	Менее 200	300-201	400-301	500-401	600-501	700-601	701-1000
10-15	81,3	4,4	4,32	3,05	1,93	1,04	3,7
35	85,7	1,68	4,82	1,65	1,65	0,82	3,68
12-15	79,4	2,66	2,65	3,03	2,83	4,64	4,82
24	85,3	2,2	2,8	2,6	1,6	1,9	3,6
30	86,1	2,3	2,1	2,6	1,7	1,8	3,5

В целом опытно – промышленные испытания на железорудных карьерах ИнГОКа, ЦГОКа показали, что дробление горных пород в результате взрывов высоких уступов неравномерно; плохое дробление наблюдалось в первом ряду скважин. При взрывании на подобранный уступ с нормальным удельным расходом ВВ фракции свыше 40 см составляли 15,8 % общего объема взорванной горной массы; при взрывании в зажатой среде с нормальным удельным расходом ВВ фракции свыше 40 см составляли 12,2 %, что говорит о более полном

использовании энергии взрыва [73].

Как показали анализы производственных взрывов на карьерах Криворожского бассейна, взрывание мелкотрещиноватых пород высокой крепости в зажатой среде приводило к плохой проработке подошвы по первым рядам скважин (превышение 2-3 м, реже 4 м). Опыт производства буровзрывных работ на руднике ЮГОКа по весьма крепким породам показывает, что не всегда происходит достаточное разрушение взрываемого массива именно в нижней части уступа, где линия наименьшего сопротивления достигает своего максимального значения.

При взрывании в зажатой среде крепких монолитных пород микроперемещений недостаточно для дробления всего массива. В этих случаях должны быть использованы другие факторы, способные в монолитном массиве создать условия для больших перемещений [74].

1.2.3 Метод котловых скважин

Применение зарядов со сферическими и цилиндрическими котлами в донной части скважины в основном распространено при взрывном разрушении породных массивов, содержащих труднодробимые пласты. При взрыве сферического заряда радиальные трещины во всех направлениях развиваются равномерно, что улучшает дробление в нижней части скважины [75].

Изменение величины сопротивления по подошве уступа в зависимости от его высоты вызывает необходимость изменения диаметра зарядов в вертикальных скважинах первого ряда. Как известно, важнейшим критерием установления рациональных параметров буровзрывных работ являются форма и размеры зоны разрушения пород при взрыве цилиндрического заряда. Размеры зоны разрушения обусловлены величиной и характером распространения разрушающих напряжений. Критический радиус зоны разрушения в плоскости, перпендикулярной продольной от заряда, представляется как функция удельной энергии применяемого ВВ Q_0 , диаметра заряда d , длины заряда l и свойств взрывааемых пород, характеризуемых их временным сопротивлением разрыву σ_p

$$R = f(\sigma_p, Q_0, d, l) \quad (4)$$

$$d = \frac{\sigma_p}{11 \cdot Q_0 \cdot \Delta \cdot l} \left[W^2 + \frac{k^2}{(1 - 2 \cdot k) \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha} (2 \cdot W \cdot H \cdot \operatorname{tg} \alpha - H^2) \right] \quad (5)$$

Фроловым М.Ф. и Ленским В.В.[76] была предложена формула расчета диаметра скважины в основу которой положено, что граница зоны разрушения при наличии обнаженной поверхности определяется равенством суммы растягивающих напряжений временно́му сопротивлению породы на разрыв, и в качестве достаточного условия дробления уступа принято создание по его контуру напряжений, превышающих σ_p . Необходимые графические пояснения указаны на рисунке 1.17.

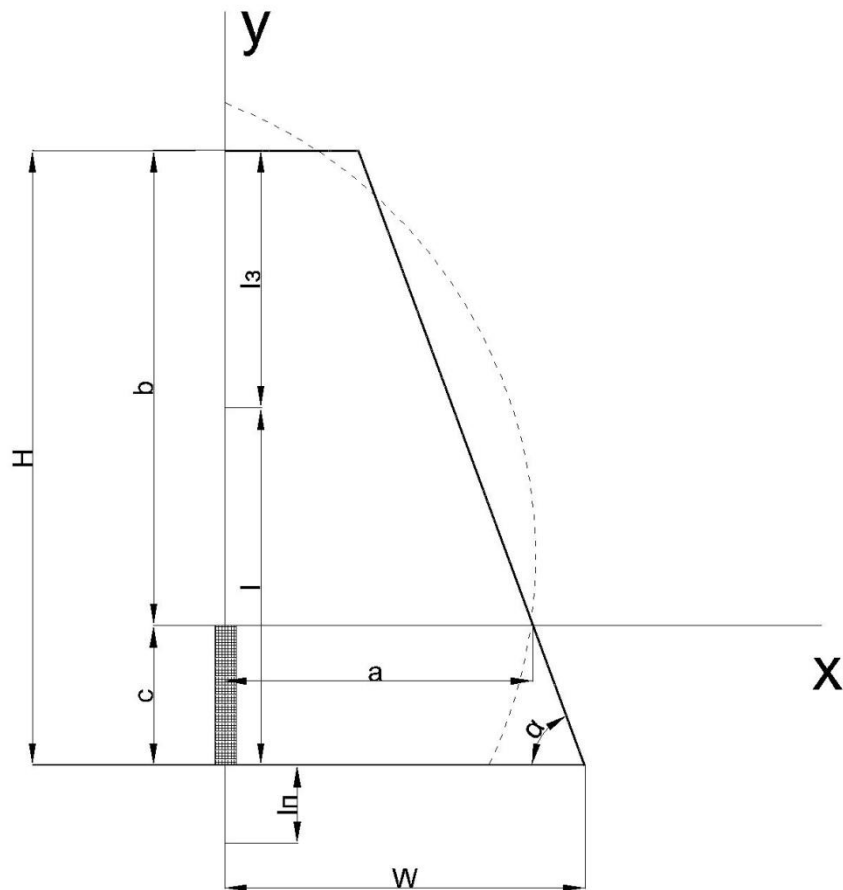


Рисунок 1.17 – Эквипотенциальная поверхность предельных напряжений

Для пород Сарбайского рудника ССГОКа при высоте уступа 20 метров величина ЛСПП находится в пределах 14,5-16,5 метров. Практика взрывных работ на данном месторождении показала [77], что при существующей сетке скважин энергия заряда ВВ диаметром 243мм недостаточна для проработки

подошвы уступа. Используя выражение (5) в условиях ССГОКа для трудновзрывааемых пород с учетом граничных условий диаметр скважины должен быть равен 350мм. Однако, при взрыве скважинного заряда диаметром 350мм к.п.д. взрыва значительно снижается, т.к. для средней и верхней части уступа достаточно 243 мм. Согласно выражению (4) радиус разрушения меняется в зависимости от расстояния от плоскости, перпендикулярной оси заряда, до подошвы уступа. Графическое изображение этой зависимости на примере Сарбайского рудника на уступе 20 метров показывает, что диаметр заряда первого ряда скважин изменяется от 120 до 350мм (рис.1.18).

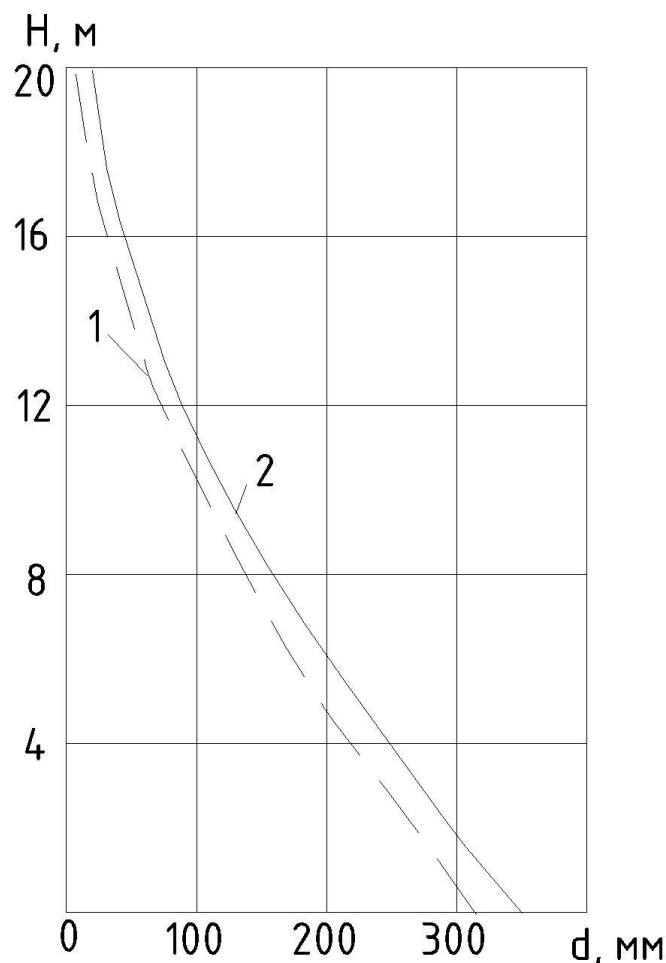


Рисунок 1.18 – Изменение диаметра заряда в зависимости от высоты уступа
(1 – средневзрывааемые; 2 – трудновзрывааемые породы)

Получить конфигурацию такой скважины не представляется возможным. Частично это решается созданием ступенчатой скважины (рис.1.19) с помощью расширителей механического или огневого бурения. Задаваясь первоначальным диаметром скважины, по рис.1.19-1.20 устанавливалось, на какой высоте

необходимо начинать ее расширение. Для условий ССГОКа установлено, что расширение скважин необходимо начинать с 15м для трудно взрывааемых пород [86].

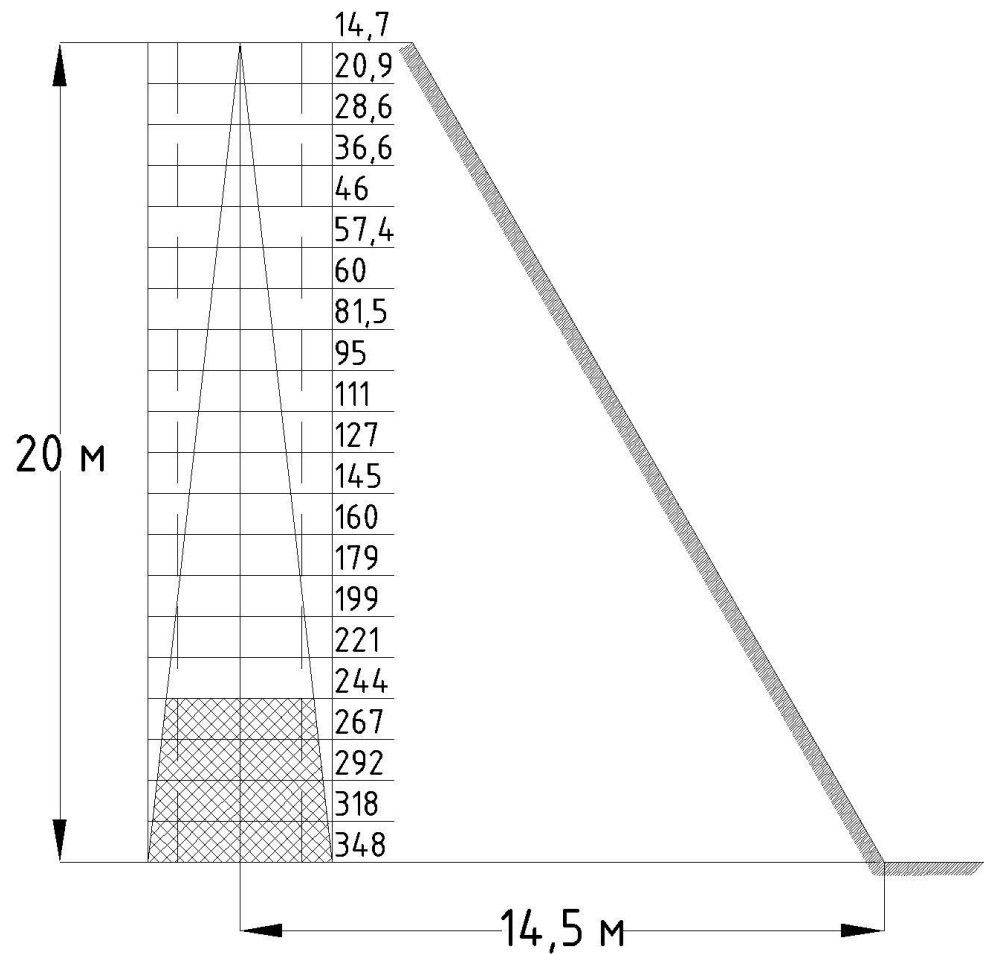


Рисунок 1.20 – Конструкция скважинного заряда

Комбинированная технология буровых работ в настоящее время применяется на карьере ОАО «Михайловский ГОК» [78]. Шарошечное бурение осуществляется станками СБШ-250МН с формированием котловой полости диаметром 480мм и высотой до 10 метров в нижней части скважины станками термического расширения СБТ-400. Размеры котловой полости зависят от геологического строения массива, крепости пород. Как отмечается в работе [65, 78] при взрывании уступа высотой более 17 метров, огневое расширение в донной части невозможно по технической характеристике имеющихся станков на предприятии. Стоит отметить, что вследствие быстрого убывания напряжений на фронте волны, на сравнительно небольших расстояниях от заряда развитие трещин уже прекращается, из-за чего получается неравномерное дробление

породы. Поэтому заряды данной конструкции применяют при наличии в массиве пластов малой мощности и повышенной крепости. Кроме того, использование котловых зарядов особенно на нижних горизонтах карьера, в условиях повышенной обводненности пород приводит к потере устойчивости пробуренных скважин. В 2003г. специалистами комбината было решено заменить котловое расширение бурением скважин диаметром 295 мм. По результатам сравнения взрывоподготовки горной массы скважинными зарядами - 295,3 мм и скважинными зарядами с котловым расширением отмечено, что выход негабаритных кусков на блоке №56 составил 0,18% (удельный расход ВВ 1,85 кг/м³) для скважинных зарядов 295мм, а для «котлов» - 0,6% (удельных расход ВВ 1,9 кг/м³) [79]. В работах [80, 81] проф., д.т.н. Гончарова С.А. подробно описана технология формирования одно- и многокотловых скважин в условиях железорудных карьеров России (ОЛКОН, МГОК, ЛГОК, КГОК).

Опыт применения зарядов переменного диаметра по высоте уступа на карьерах Украины описан в работах [82, 83]. В целом отмечается эффективность этого метода в монолитных породах при отработке месторождений уступами до 15 метров.

1.2.4 Комбинированные скважинные заряды взрывчатых веществ на железорудных карьерах

Одним из методов повышения коэффициента использования энергии взрыва является выбор рациональной конструкции заряда. Конструкция скважинного заряда взрывчатого вещества определяет его геометрические, энергетические и пространственные параметры в массиве горных пород, а также обеспечивает возможность управления временем передачи энергии взрыва заряда в окружающую среду. Одним из направлений разработки конструкций скважинного заряда, согласно работам [42, 43] академика Мельникова Н.В., позволяющим преодолевать большие величины ЛСПП и соответственно качественно прорабатывать подошву уступа, являются заряды с воздушными промежутками. В лаборатории ИГД им. А. А. Скочинского посредством моделирования взрыва

исследовалось влияние воздушных и инертных полостей на механизм действия взрыва (рис. 1.21) [43].

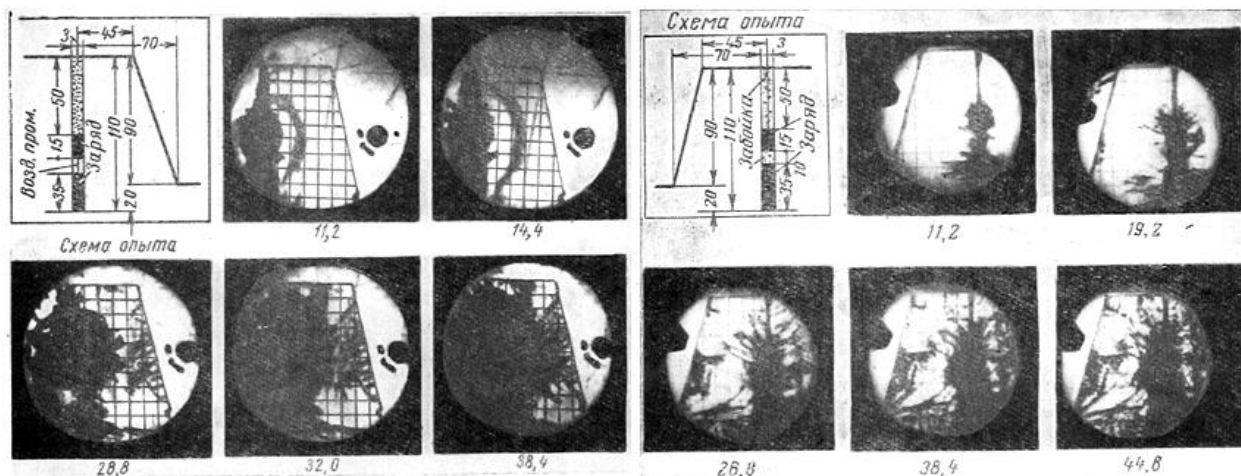


Рисунок 1.21 –Процесс разрушения стеклянной модели при взрывании зарядов, рассредоточенного воздушным и инертным промежутками

Установлено, что наличие воздушной полости у заряда приводит в начальный период к увеличению времени воздействия взрыва на породу и к уменьшению скорости развития нарушения целостности окружающей среды благодаря снижению части энергии взрыва, расходуемой в начальной стадии его развития. В последующий период времени, после 20 мсек и более от начала взрыва, наблюдается уже обратное явление, т. е. усиление действия взрыва при новой конструкции заряда вместо наблюдаемого в начальный период развития процесса замедления [84]. Для подтверждения теоретических и лабораторных результатов проводились опыты по взрыванию рассредоточенными зарядами высоких уступов на железорудных карьерах Криворожского бассейна [85, 86]. Конструкции применяемых скважинных зарядов на ЮГОКЕ, КЦГОКЕ и ЦГОКЕ представлены на рисунке 1.22 (а – сплошные заряды; б – комбинированные с воздушным промежутком перед забойкой; в - комбинированные с воздушным промежутком перед забойкой и инертным между частями заряда; г — комбинированные из одного типа ВВ рассредоточенные забойкой на две части; д - комбинированные заряды рассредоточенные забойкой на три части; 1 - забойка; 2 - бумажная пробка; 3 – нить ДШ; 4 – воздушный промежуток; 5 – заряд игданита или зерногранулита; 6 – породная пробка; 7 - заряд тротила; 8 - заряд алюмотола; 9 - промежуточный детонатор).

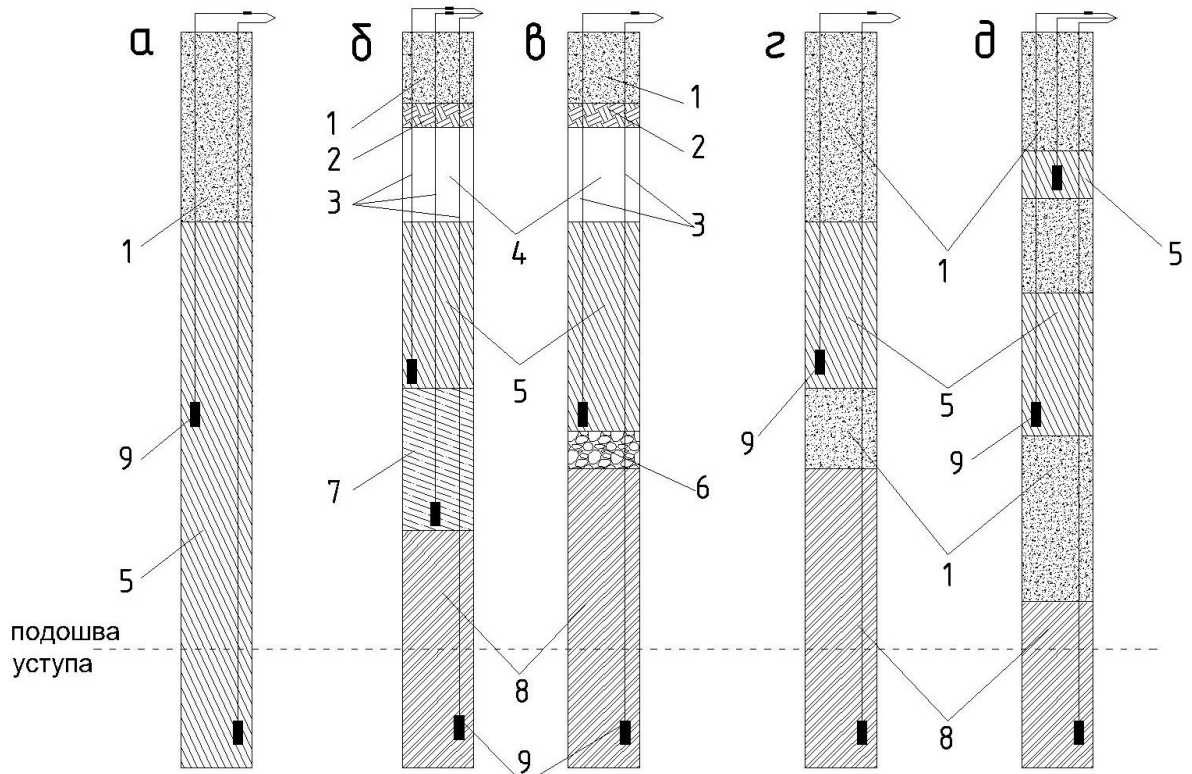


Рисунок 1.22 – Конструкции зарядов, применяемые на железорудных карьерах

Результаты опытных взрывов представлены в таблице 1.6.

Таблица 1.6 – Показатели опытных взрывов высоких уступов рассредоточенными зарядами

Карьер	Средняя высота уступа, м	Кол-во взрываемых скважин	Сопро - ние по подошве уступа, м	Перебур, м	Используемая конструкция	%, негабарита	Превышение подошвы, м
КЦГОК	20,1	74	8,0	3,0	а	11,2	+3
	25,5	232	8,0	4,0	б	9,5	+1,1
	25,4	56	8,0	3,0	в	9,1	+0,2
	27,0	134	7,5	3,0	г	8,5	-0,3
ЮГОК	21,5	125	7,4	3,0	а	13,1	+3,2
	32,5	23	9,5	3,5	д	8,9	+0,5
	25,5	53	8,5	3,0	г	7,8	-0,2

При применении рассредоточенных скважинных зарядов с воздушными промежутками наблюдается занижение подошвы уступа, можно отметить улучшение качества дробления в нижней и верхней частях уступа[87, 88]. Высота воздушных промежутков, их число зависят от конкретных горно- геологических

условий. Опытom установлено, что суммарная высота воздушных промежутков должна колебаться в пределах 0,17 – 0,35 от длины всего заряда в скважине; причем меньшее значение рекомендуется применять в более крепких породах [89]. Однако применение рассмотренных конструкций комбинированного заряда обладает рядом недостатков: применение разных типов взрывчатых веществ увеличивает время на зарядание скважин; при инициировании нижней части заряда от детонирующего шнура выгорает часть верхнего заряда, вследствие чего ухудшается дробление; сложность формирования воздушных промежутков, как в донной части заряда, так и рассредоточение по всей длине скважины [90].

1.3 Задачи диссертационного исследования

Целью проведения исследований в диссертационной работе является: повышение эффективности буровзрывных работ при отработке месторождений железной руды высокими уступами за счет применения новой конструкции скважинного заряда, что включает в себя следующие задачи:

1. Анализ методов взрывного разрушения массива железистых кварцитов при отработке месторождений высокими уступами;
2. Экспериментально - аналитические исследования влияния удельной энергии взрывчатого вещества на размеры зон дробления, трещинообразования и откола;
3. Разработка конструкции скважинного заряда, взрывание зарядов которой обеспечивает качественную проработку подошвы высоких уступов на железорудных карьерах;
4. Натурные испытания скважинных зарядов с разделением частей инертным профилированным промежутком на карьерах, ведущих разработку высокими уступами.
5. Техничко-экономическая оценка эффективности применения разработанной конструкции заряда на примере Лебединского ГОКа.

1.4 Выводы по первой главе

На основе выполненного обзора и анализа теоретических и экспериментальных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Применение высоких уступов при открытой разработке характеризуется значительной эффективностью, особенно в условиях железорудных карьеров. К наиболее существенным преимуществам таких уступов следует отнести улучшение технологических и технико-экономических показателей горного оборудования.

2. Взрывание высоких уступов в породах любой крепости способствует повышению рационального использования пробуренных скважин до 60%, тем самым увеличивая интенсивность дробления горных пород взрывом.

3. Практикой ведения буровзрывных работ на уступах высотой 24-40 метров на подобранный забой выявлены следующие проблемы: большой выход крупных фракций ($> 1000\text{мм}$); завывание подошвы уступа до 4 метров. Причиной неудовлетворительных результатов является формирование больших по величине, труднопреодолимых линий наименьшего сопротивления по подошве уступа.

4. Исходя из рассматриваемых способов решения задачи хорошей проработки подошвы в совокупности с обеспечением заданной степени дробления, применение существующих методов взрывания высоких уступов в сложных горно - геологических условиях показало неудовлетворительные результаты.

Глубокое изучение данных вопросов показывает необходимость в разработке новой конструкции скважинного заряда, обеспечивающей заданную степень дробления и улучшающую проработку подошвы уступа с возможным уменьшением величины перебура, что представляет собой первоочередную задачу, успешное решение которой позволяет повысить эффективность буровзрывных работ в условиях отработки железной руды высокими уступами.

Глава 2 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО - АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ УДЕЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА НА РАЗМЕРЫ ЗОН ДРОБЛЕНИЯ, ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ И ОТКОЛА

Взрыв в твердой среде характеризуется многообразием протекающих процессов и явлений. Материал среды имеет сложное строение, многочисленные микро- и макротрещины, неоднородности, различные структурные и текстурные нарушения. Чтобы определить область эффективного использования различных методов или способов взрывных работ на открытых разработках, рассмотрим отдельные параметры, характеризующие процесс. Заряд взрывчатого вещества и условия его взрывания характеризуются весом, плотностью и удельной энергией взрывчатого вещества, формой, конструкцией, величиной и качеством забойки, а также количеством образующихся газообразных продуктов детонации. Кроме того, имеется ряд других зависимых параметров (скорость детонации, давление на фронте детонационной волны), которые являются важнейшими характеристиками процесса. Перечисленные параметры заряда определяют параметры возникающей ударной волны, количество газообразных продуктов детонации и длительность приложения нагрузки. При взаимодействии детонационной волны со средой параметры процесса разрушения можно дополнить углом встречи детонационной волны со стенкой скважины.

Горные породы в свою очередь, характеризуются модулем упругости, плотностью при различных видах нагружения (сжатие, растяжение, изгиб), коэффициентом Пуассона, ударной сжимаемостью, трещиноватостью, а также зависимыми параметрами (скоростью распространения продольных и поперечных волн, акустической жесткостью и т.д.).

Интенсивность дробления горной породы характеризуется частотой зарождений трещин, скоростью их распространения, длительностью существования разрушающих напряжений. Характер процесса разрушения определяется параметрами волны напряжений, возникающей в результате

преломления ударной детонационной волны, квазистатическим давлением и расклинивающим действием газообразных продуктов взрыва, проникающих в образующиеся или уже существующие трещины, изменением поля напряжений в процессе взрыва.

Параметры импульса давления в зарядной камере определяют параметры поля напряжений, которые существенно влияют на процесс разрушения. Параметры взрывного импульса определяются многими факторами, такими как тип взрывчатого вещества, качество забойки и конструкция заряда. Как показал анализ теоретических и экспериментальных работ в области разрушения взрывом, комбинация временных (качество забойки, длина заряда) и силовых (конструкция заряда, вес и тип взрывчатого вещества) характеристик импульса позволяет достичь существенного повышения эффективности БВР на железорудных карьерах. Ниже приводятся результаты теоретических исследований, на основе которых была разработана конструкция скважинного заряда.

2.1 Управление импульсом взрыва при отбойке горных пород на карьерах

Интенсивность дробления горной породы действием взрыва зависит от многих факторов. Основными из них являются величины напряжений, возникающих в массиве горных пород при взрыве и продолжительность существования напряженного состояния. Интегральной характеристикой величины напряжения и продолжительности его существования является форма импульса напряжения [91, 92]. В общем виде импульс взрыва представляет собой функцию давления на фронте детонационной волны от времени, просуммированную за время воздействия на массив продуктов детонации:

$$I = \int_0^{\tau} p(t) dt \quad (6)$$

На формирование начальных параметров взрывного импульса оказывают воздействие как режим возбуждения и движения детонационной волны (зависящий в свою очередь от свойств взрывчатого вещества, конструкции заряда), так и условия передачи импульса окружающей среде (непосредственным

контактом или через промежуточную среду), свойства среды, последовательность взрывания зарядов.

При отражении плоской детонационной волны от стенки заряда длиной l инициируемого со стороны свободного конца, закон изменения давления у стенки записывается в виде:

$$p = \frac{64}{27} p_n \left(\frac{l}{Dt} \right)^3 \quad (7)$$

где p_n - давление на фронте детонационной волны, Па; D - скорость детонации, м/с.

Полный импульс заряда сечением s можно вычислить из выражения:

$$I = \int_{l/D}^{\infty} p dt = \frac{32}{27} sp_n \frac{l}{D} \quad (8)$$

Максимальное давление на стенку зарядной камеры определяется как:

$$p_n = \frac{1}{4} \rho_{\text{вв}} D^2 \quad (9)$$

где $\rho_{\text{вв}}$ - плотность взрывчатого вещества, кг/м³.

Используя выражения 7 и 8, получаем:

$$I = \frac{8}{27} sp_{\text{вв}} \frac{l}{D} = \frac{8}{27} mD \quad (10)$$

где $m = sp_{\text{вв}} \cdot l$ - масса заряда взрывчатого вещества, кг.

Импульс, обуславливающий местное действие взрыва, сообщается преграде за сравнительно короткий промежуток времени ($\tau = 2l/D$), что соответствует времени пробега волны разрежения по заряду. Точность подсчета значений импульса зависит от точности значений максимального давления, которая существенно зависит от соотношения между плотностью и сжимаемостью продуктов детонации и среды.

Принимая движение отраженной волны продуктов детонации и ударной волны в плотной среде изэнтропным, закон движения границы между ними описывается уравнениями, приведенными в работе Ф.А. Баума, К.П. Станюковича и др. [93].

Изэнтропная связь между давлением и плотностью ПД для плотной среды:

$$\bar{p} = \bar{A} \left[\left(\frac{\bar{c}}{\bar{c}_0} \right)^{2n/(n-1)} - 1 \right], \quad (11)$$

где \bar{c} - скорость звука в невозмущенной среде, м/с; \bar{c}_0 - текущая скорость звука в плотной среде, м/с; \bar{A} и \bar{B} - константы, зависящие от свойств взрывчатых веществ.

Начальная скорость границы раздела определяется из уравнения:

$$B(D - u_0)^3 = \bar{A} \left[\left(1 + \frac{n-1}{2\bar{c}_0} u_0 \right)^{\frac{2n}{n-1}} - 1 \right] \quad (12)$$

а начальное давление на границе сред – из соотношения:

$$p_0 = p_n \left(\frac{D - u_0}{c_n} \right)^3, \quad (13)$$

где \bar{A} и n - коэффициенты, определяемые для каждой среды из опытов; c_n - начальная скорость звука в продуктах мгновенной детонации, м/с; $c_n = 3D/4$.

Закон одномерного движения фронта ударной волны в плотной среде в акустическом приближении имеет вид:

$$D_0 = \frac{1}{2} [(X - x_1)(t - t_1) + \bar{u}_0 + \bar{c}_0], \quad (14)$$

где X - координата фронта ударной волны в плотной среде; $x_1 = x_1(\bar{u})$, $t_1 = t_1(\bar{u})$ - соотношения на границе раздела в плотной среде; \bar{u}_0, \bar{c}_0 - массовая скорость и скорость звука перед фронтом волны.

Численное интегрирование дифференциального уравнения закона движения границы раздела сред позволило получить данные, аппроксимация которых имеет вид степенной зависимости:

$$\frac{u}{D} = \frac{u_0}{D} \left(\frac{x}{Dt} \right)^\beta, \quad (15)$$

где u_0 - начальная скорость границы раздела; β - константа, характеризующая свойства заряда и преграды, $\beta = 1 + 0.02(\bar{\rho}_0 \cdot \bar{c}_0)^{0.24}$; $\bar{\rho}_0$ - начальная плотность материала преграды, кг/м³.

Зависимость давления на контактной поверхности p_x от времени можно представить в виде:

$$\frac{p_x}{p_H} = \frac{64}{27} \left(\frac{l}{Dt} \right) \frac{\left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3}{\left\{ 1 - \frac{u_0}{D} \left(1 - \left(\frac{l}{Dt} \right)^{\beta-1} \right) \right\}^{3\beta/(\beta-1)}} \quad (16)$$

Для случая, когда среда сжимаема ($u_0/D > 0$), в момент выхода фронта детонационной волны на поверхность преграды $t_0 = l/D$ имеем:

$$p_0 = \frac{16}{27} \rho_{BB} D^2 \left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3 \cong 0.59 \rho_{BB} D^2 \left(1 - \frac{u_0}{D} \right)^3 \quad (17)$$

Анализ этих выражений и опытных данных показывает, что импульс взрыва слабо зависит от механических свойств твердой преграды, в частности от сжимаемости, в то время как максимальное давление на преграде сильно зависит от ее свойств. Импульс заряда взрывчатого вещества можно увеличить за счет изменения плотности заряда. Исходя из соображений о пропорциональности импульса скорости детонации, и скорости детонации плотности заряда, получаем соотношение:

$$I = \frac{8}{27} mD = \frac{8}{27} mA \rho_{BB}^n = k \rho_{BB}^n \quad (18)$$

В работах [93,94] изменение параметров импульса предлагается изменить применением взрывчатых веществ с различной удельной энергией q . В таком случае, импульс давления на стенку скважины может быть выражен через массу M_0 и энергию E_0 взрывчатого вещества в скважине:

$$I = \frac{16}{27} \sqrt{M_0 \cdot E_0} = \frac{16}{27} E_0 \sqrt{\frac{1}{q}} \quad (19)$$

Из этого выражения можно сделать вывод, что при величина импульса выше для взрывчатого вещества с меньшей удельной энергией но при большей массе заряда, и наоборот. Эти выводы подкреплены экспериментальными и опытными данными [94,95].

Известно, что образовавшиеся газообразные продукты взрыва, имеющие высокую температуру и находящиеся под весьма высоким давлением, определяют полную идеальную работу взрыва при их адиабатическом расширении до атмосферного давления. Таким образом, управление параметрами импульса является важнейшей задачей, решение которой осуществимо при помощи изменения временных (качество забойки, длина заряда) и силовых (вес и тип взрывчатого вещества) характеристик импульса. Как было отмечено в первой главе, взрывание высоких уступов на месторождениях железной руды приводит к формированию больших линий сопротивления по подошве, необходимо в первую очередь изменить величину импульса посредством размещения в зарядной полости комбинированного профилированного заряда взрывчатого вещества.

Для исследования динамического воздействия на массив комбинированной конструкцией скважинного заряда, колонка разбивается на две части ввиду сложности математического описания одновременно происходящих процессов в взрывной полости. В 2.2 настоящей работы приводится методика по определению размеров зон взрывного нагружения для магнетитовых, гематит-магнетитовых и малорудных кварцитов (на примере Лебединского месторождения).

2.2 Определение размеров зон взрывного нагружения с учетом конструктивных и энергетических особенностей колонки скважинного заряда

Процесс разрушения горных пород определяется системой, состоящей из заряда взрывчатого вещества и окружающей твердой среды. Высокое давление газов, образующихся при взрыве в зарядной камере, действуя на ее стенки, вызывает их смещение и деформацию, которая распространяется в виде волны со скоростью, определяемой физико – механическими свойствами среды. В области, охваченной действием волны, среда находится в напряженном состоянии [100].

При взрывном нагружении частицы среды вовлекаются в движение, и зона их охвата увеличивается с распространением фронта возмущений. Если относительное смещение частиц превышает критическое, то среда, непосредственно прилегающая к заряду взрывчатого вещества разрушается на отдельные под действием сжимающих усилий в условиях всестороннего сжатия. На незначительно удаленных расстояниях среда разрушается также в условиях всестороннего сжатия вследствие тангенциальных напряжений. В этих зонах появляются радиальные трещины с распространением от заряда (рис.2.1).

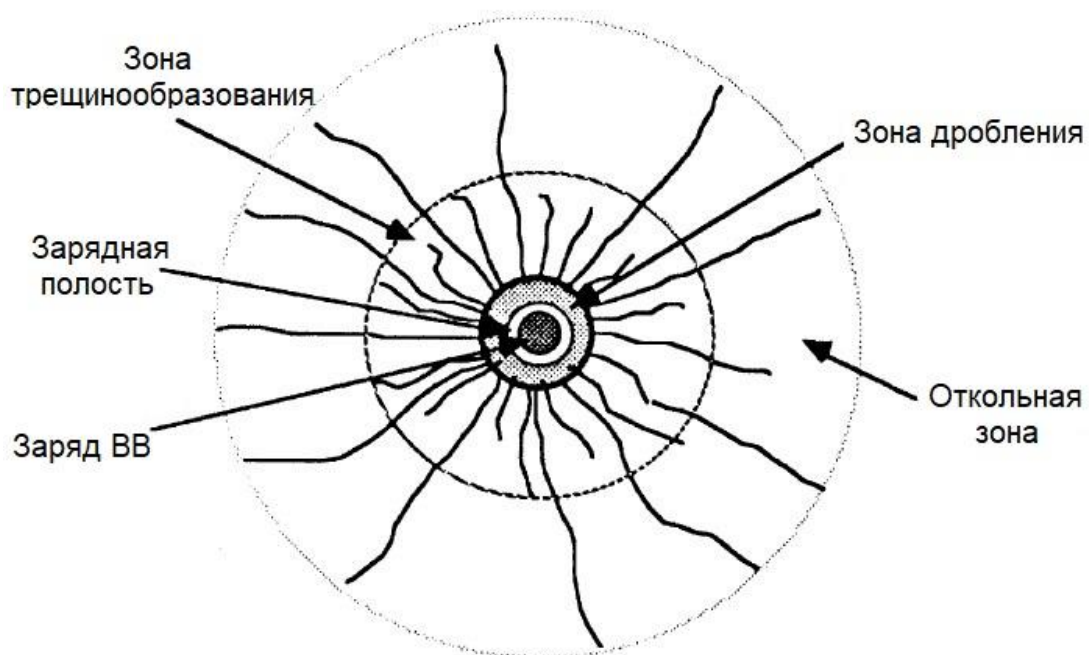


Рисунок 2.1 - Схематическое изображение зон дробления, трещинообразования и откола, вызванных взрывом заряда ВВ в породе

На данном этапе в диссертационной работе рассчитываются размеры зон дробления и трещинообразования. Размеры полости взрыва, зон дробления и трещинообразования принято характеризовать радиусом полости взрыва R_0 , радиусом зоны дробления $R_{др}$ и радиусом зоны трещинообразования $R_{тр}$.

Для определения размеров зон разрушения горной породы взрывом удлиненного цилиндрического заряда используются различные методики, краткие пояснения для каждой из которых приводится ниже [94,97-99,105-107, 134-139].

Расчет зон разрушения по методике И.Ф. Ванягина, В.А. Боровикова[97,98]

Величина зоны дробления определяется из условия:

$$\sigma_{сдв.мах}(\bar{R}_{др}) = \frac{\sigma_{rмах}(\bar{R}_{др}) - \sigma_{\phiмах}(\bar{R}_{др})}{2} \geq [\sigma_{сдв}^{\partialн}] \quad (20)$$

где $\bar{R}_{др}$ - относительный радиус зоны дробления; $R_{0з}^*$ - эквивалентный радиус заряда, м; $R_{0з}^* = R_{0з} \left(\frac{\gamma_{BB} Q_{BB}}{\gamma_{тэн} Q_{тэн}} \right)^\lambda$; γ_{BB} - плотность заряда, кг/м³; $\gamma_{тэн}$ - плотность пентаэритриттетранитрата, кг/м³; $\gamma_{тэн} = 1500$ кг/м³; Q_{BB} - теплота взрывчатого превращения применяемого взрывчатого вещества, кДж/кг; λ - коэффициент, зависящий от формы заряда; для цилиндрического заряда $\lambda = 1/2$; $Q_{тэн}$ - теплота взрывчатого превращения пентаэритриттетранитрата; $Q_{тэн} = 5860$ кДж/кг.

Динамический предел прочности породы на сдвиг можно определить по следующему выражению [98]:

$$[\sigma_{сдв}^{\partialн}] = \sigma_{сдв}^o + \frac{\mu_* P_{oc}}{1 + \frac{\mu_* P_{oc}}{\sigma_{сдв}^p - \sigma_{сдв}^o}} \quad (21)$$

где μ_* - коэффициент внутреннего трения; $\sigma_{сдв}^o$ и $\sigma_{сдв}^p$ - предел прочности породы на сдвиг при атмосферном и всестороннем гидростатическом давлении соответственно, МПа; P_{oc} - остаточное давление в зарядной полости;

$$P_{oc} = 8,5 \cdot 10^8 k_p \left(\frac{R_{0з}}{R_{0мах}} \right)^{2,5} = 13,7 k_p (\rho_n c_s^2)^{0,73} \quad (22)$$

где k_p - коэффициент пересчета начального давления продуктов взрыва;

$$k_p = \frac{\gamma_{BB} D_{BB}^2}{\gamma_{тп} D_{тп}^2}, \quad (23)$$

где $\gamma_{тп}$ - плотность эталонного взрывчатого вещества (тротила), $\gamma_{тп} = 1600$ кг/м³; $D_{тп}$ - скорость детонации эталонного ВВ (тротила), $D_{тп} = 6910$ м/с.

Для расстояний $\bar{r} < 12$ для цилиндрического заряда максимальная амплитуда напряжений определяется следующим образом:

$$\sigma_{r \max} = \rho_n C_p \frac{1.1}{\bar{r}^{1.4}}; \quad (24)$$

Для цилиндрического заряда максимальная амплитуда тангенциальной составляющей волны напряжений определяется из выражения:

$$\sigma_{\varphi \max} = (c_1 + c_1 \bar{r}) \cdot \sigma_{r \max} \quad (25)$$

где c_1 и c_2 - безразмерные коэффициенты, определяемые зависимостями:;
 $c_1 = 0,09 + 0,228 \cdot 10^{-7} \rho_n C_p$; $c_2 = -(0,07 - 0,224 \cdot 10^{-7} \rho_n C_p) 10^{-2}$; C_p - скорость распространения продольных волн в породе, м/с; ρ_n - плотность породы, кг/м³.

Уравнение для определения радиуса зоны дробления получим, подставив в выражение (20) уравнения (24) и (25):

$$\frac{1,1 \rho_n c_p}{\bar{R}_{dp}^{1,4}} (1 - [c_1 + c_2 \bar{R}_{dp}]) = 2 [\sigma_{сдв}^{\partial n}] \quad (26)$$

Размеры зоны трещинообразования $R_{тр}$ определяются максимальной амплитудой тангенциальной составляющей волны напряжений в фазе растяжения $\sigma_{\bar{\varphi} \max}$ и динамическим пределом прочности породы на растяжение $[\sigma_{раст}^{\partial n}]$, т.е.:

$$\sigma_{\bar{\varphi} \max} (\bar{R}_{тр}) \geq [\sigma_{раст}^{\partial n}] \quad (27)$$

Динамический предел прочности находится как:

$$[\sigma_{раст}^{\partial n}] = \kappa_{раст}^{дин} \cdot [\sigma_{раст}^{ст}], \quad (28)$$

где $\kappa_{отр}^{дин}$ - коэффициент динамичности; $\kappa_{отр}^{дин} = 4,81 - 0,97 \cdot 10^{-11} \rho_n c_p$.

Максимальные параметры волн напряжений для цилиндрического заряда в диапазоне $12 \leq \bar{r} \leq 100$ определяются [106, 107]:

$$\sigma_{r \max} = \rho_n C_p \frac{0,545}{\bar{R}_{mp}^{1,1}} \quad (29)$$

Уравнение для определения радиуса зоны трещинообразования получим, подставив в выражение (27) уравнения (28) и (29):

$$\frac{c_1 + c_2 \bar{R}_{mp}}{\bar{R}_{mp}^{1,1}} = \frac{[\sigma_{раст}^{\partial n}]}{0,545 \rho_n c_p} \quad (30)$$

Расчет зон разрушения по методике Б.Н. Кутузова и А. П. Андриевского
[106]

Радиус зоны смятия определяется по следующему выражению:

$$R_{см} = d \cdot \sqrt{\frac{\rho_{вв} \cdot D^2}{8 \cdot \sigma_{сж}}}, \text{ м} \quad (31)$$

где $\rho_{вв}$ – плотность ВВ в скважине, кг/м³; d – диаметр заряда, м; $\sigma_{сж}$ – предел прочности на одноосное сжатие, Па; D – скорость детонации ВВ, м/с.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{mp} = 1,4 \cdot R_{см} \sqrt{\frac{P_n \cdot r_0}{R_{см} \cdot \sigma}}, \text{ м} \quad (32)$$

где P_n – давление, развиваемое продуктами детонации, Па; r_0 – радиус заряда, м; σ – предел прочности горной породы на растяжение или срез, Па.

Давление продуктов детонации определяется из выражения:

$$P_n = \frac{\rho_{вв} \cdot D^2}{2 \cdot (n + 1)}, \text{ Па} \quad (33)$$

где n – показатель изоэнтропы продуктов детонации.

Расчет зон разрушения по методике М.Ф. Друкованного, В.В. Ревы и др.
[136]

Радиус зоны мелкого дробления определяется по формуле:

$$R_{м.др} = r_0 \cdot \left(\frac{P_n}{-\left(\frac{k}{f}\right) + \left[\sigma_c + \left(\frac{k}{f}\right)\right] \cdot \left[\frac{\mu}{\sigma_{сж} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}}\right)} \right]^{\frac{f}{1+f}}} \right)^{\frac{1}{2 \cdot f}} \cdot \sqrt{\frac{\mu}{\sigma_{сж} \cdot \left(1 + \ln \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}}\right)}}, \text{ м} \quad (34)$$

где r_0 – радиус скважины, м; P_n – давление, развиваемое продуктами детонации, Па; k – сцепление, Па; $\sigma_{раст}$ – предел прочности пород на растяжение, Па; f – коэффициент внутреннего трения; μ – коэффициент Ламе (совпадает с модулем сдвига); $\sigma_{сж}$ – предел прочности пород на сжатие, Па;

$$\mu = \frac{E}{2 \cdot (1 + \nu)} \quad (35)$$

где E – модуль упругости, Па; ν – коэффициент Пуассона.

Радиус зоны трещинообразования:

$$R_{тр} = \left(\frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}} \right) \cdot R_{м.др}, \text{ м} \quad (36)$$

Расчет зон разрушения по методике Б.Р. Ракишева [107]

«Расчет размеров зон раздавливания и радиальных трещин, образованных при взрыве скважинных зарядов дробления основывается на модели поэтапного развития взрыва в массиве пород.»[107]. Радиус зоны раздавливания вычисляется из следующего уравнения:

$$R_{см} = r_{нд} \cdot \left(\frac{\rho_0 \cdot C_p^2}{5 \cdot \sigma_{сж}} \right)^{0,5}, \text{ м} \quad (37)$$

где C_p – скорость распространения продольной волны в породе, м/с;

$r_{нд}$ – предельный радиус взрывной полости, определяемый из выражения:

$$r_{нд} = r_0 \cdot \left(\frac{P_n}{P_c} \right)^{\frac{1}{4}}, \text{ м} \quad (38)$$

где P_n – начальное давление продуктов детонации, Па; и P_c – прочностная характеристика среды в условия взрывного разрушения, определяемая из выражения:

$$P_c = \sigma_{сж} \cdot \left(\frac{\rho_0 \cdot C_p^2}{\sigma_{сж}} \right)^{\frac{1}{4}}, \text{ Па} \quad (39)$$

Радиус зоны трещинообразования определяется из зависимости:

$$R_{mp} = R_{cm} \cdot \frac{\nu}{1 + \nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_{раст}}, \text{ м} \quad (40)$$

Откольная зона

Размеры зоны откола h можно вычислить из условия совпадения суммарного напряжения в прямой и отраженной от поверхности волне динамическому пределу прочности на отрыв [97]:

$$[\sigma_{отр}^{\partial h}] = -\sigma_{rmax}(W + h) + \sigma_{rmax}(W + h) \cdot F(r, t) \quad (41)$$

где: $-\sigma_{rmax}(W + h)$ - максимальное напряжение в отраженной волне, Па;
 $\sigma_{rmax}(W + h)$ - максимальное напряжение в прямой волне, Па; $F(r, t)$ – функция, описывающая форму волны напряжения.

Известна методика для расчета зон откола, описанная в работе 117. Суть заключается в следующем: Явление взрыва горной породы рассматривалось в двумерной задаче. Предполагалось, что порода является однородной и изотропной, без каких-либо геологических структур. На рисунке 2.2 показано, что радиальное напряжение σ_r уменьшается с увеличением расстояния от взрывной скважины. Также для упрощения пренебрегают воздействием поперечной (S) - волны, а рассматривают только продольную (P) - волну. Это связано с тем, что S-волна движется гораздо медленнее, чем P-волна. Например, если коэффициент Пуассона равен 0,25, то скорость S-волны составляет 58% от скорости P-волны. Согласно приведенной схеме было рассмотрено два случая. Первый случай касается большого расстояния между зарядом взрывчатого вещества и свободной поверхностью, при условии, что радиальное составляющая волны напряжения σ_{rs} у свободной поверхности меньше, чем динамическая прочность на растяжение σ_{td} породы; второй случай соответствует такому расстоянию между взрывной скважиной и свободной поверхностью, что $\sigma_{rs} \geq \sigma_{td}$. Эти два случая показаны на рисунке 2.3. Предполагается, что взрывная скважина в точке O близка только к одной свободной поверхности B – C, при этом она намного дальше от других поверхностей. Таким образом, на поверхностях A – B, A – D и D – C не возникает

трещин или отколов, поскольку волны растяжения, возникающие на этих свободных поверхностях, слишком малы, чтобы вызвать трещину в породе.

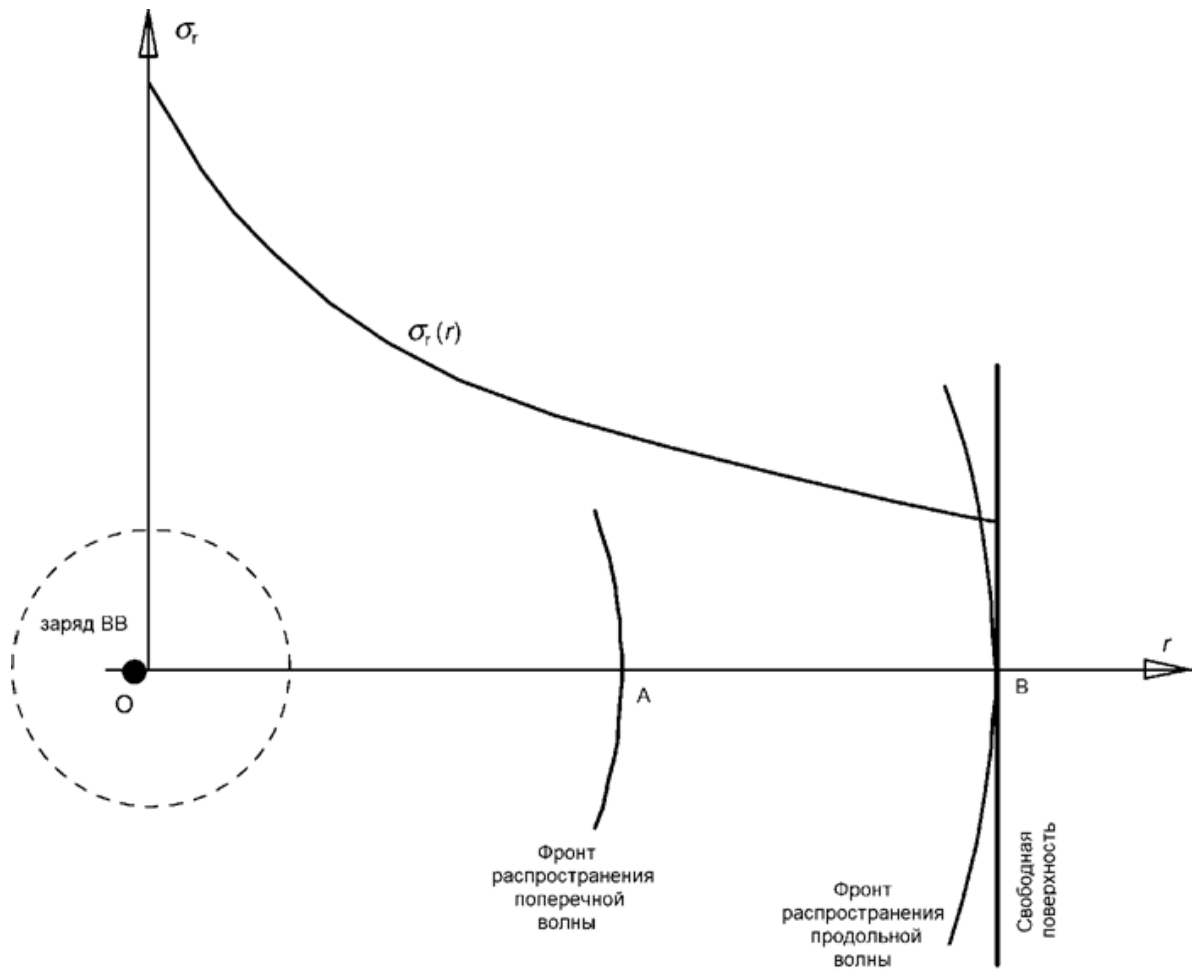


Рисунок 2.2 – Схема к расчету размеров откольной зоны

Другими словами, разрушение или скалывание породы из-за волн растягивающего напряжения может происходить только вблизи свободной поверхности В – С.

Первый случай показан на рисунке 2.3а, в котором треугольник над осью r представляет продольную волну сжатия (или Р-волну), когда ее фронт достигает свободной поверхности В – С, а треугольник под осью r образует растягивающая волна, когда ее фронт достигает позиции в точке Е на оси r . Поскольку в этом случае $\sigma_{rs} < \sigma_{td}$, амплитуда EF волны растяжения никогда не будет равна или больше, чем динамическая прочность на растяжение σ_{td} . Как следствие, в первом случае откола не будет. То есть, когда волна сжатия приходит на свободную

поверхность, она полностью отражается в волне растяжения, и эта волна растяжения возвращается обратно к породе в виде сейсмической волны.

Второй случай показан на рисунке 2.3б.

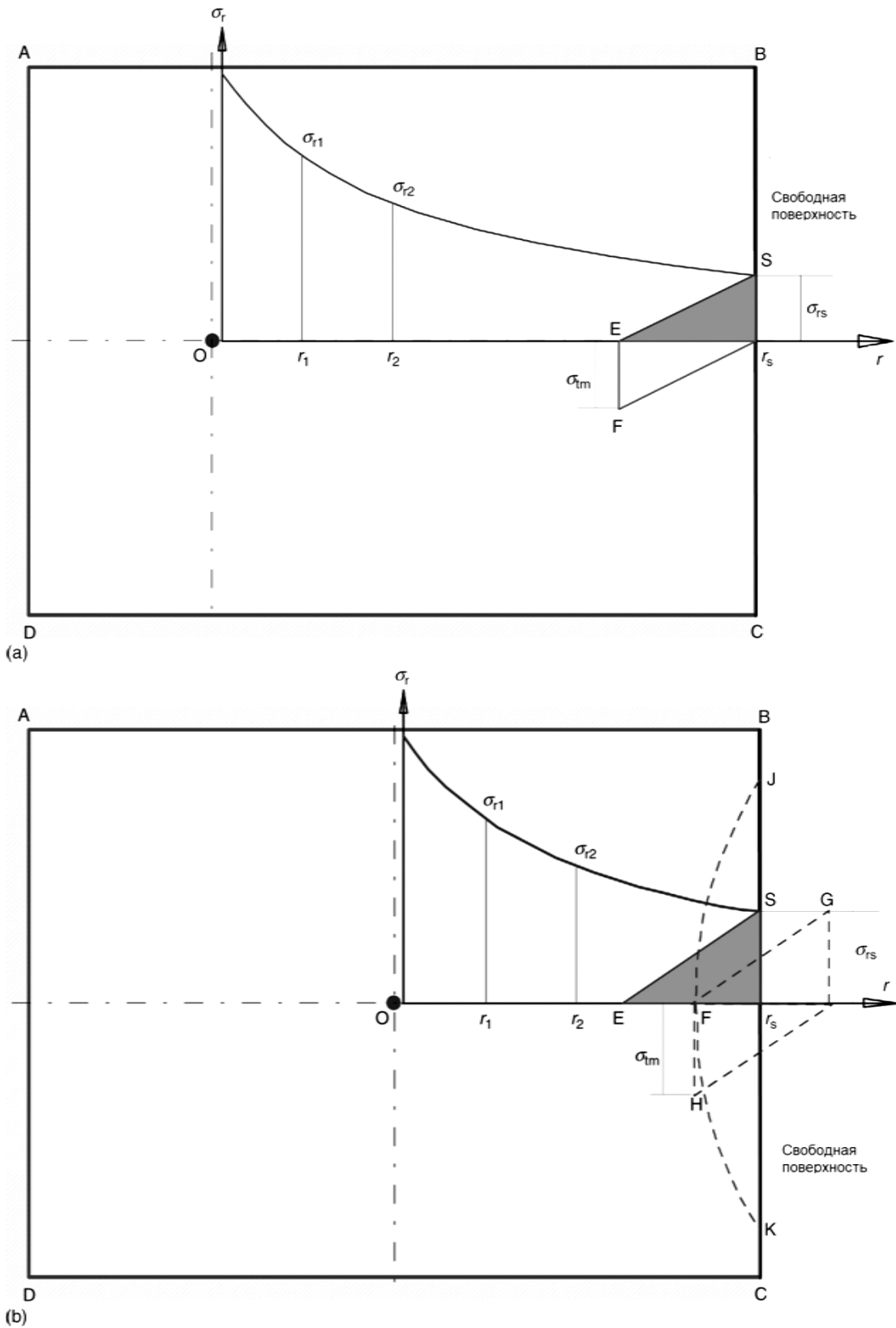


Рисунок 2.3 - Волны напряжений вблизи свободной поверхности на разных расстояниях от взрывной скважины. (а) $\sigma_{rs} < \sigma_{td}$; (б) $\sigma_{rs} \geq \sigma_{td}$.

Амплитуда радиальной составляющей волны напряжения σ_{rs} на свободной поверхности равна динамической прочности σ_{td} породы, происходит формирование зоны отколообразования вблизи свободной поверхности. Заштрихованный треугольник над осью r представляет продольную волну сжатия (или Р-волну), когда ее фронт достигает свободной поверхности В – С.

Пунктирный треугольник над осью r отображает положение волны сжатия (в правой части свободной поверхности показана только предполагаемая позиция), а пунктирный треугольник ниже оси r - положение волны растяжения. В то же время положение фронта растягивающей волны в массиве породы показано кривой JFK. В этом случае $\sigma_{rs} = \sigma_{td}$, амплитуда волны растяжения в точке F уже достигла динамической прочности на растяжение σ_{td} . Другими словами, зона отколообразования начинается в точке F. Возможно, откольный слой сформируется примерно по линии JFK. Стоит отметить, что в результате взрывания заряда у свободной поверхности может сформироваться один или несколько откольных слоев, в зависимости от факторов, таких как форма волны сжатия и отношения амплитуды волны сжатия к динамической прочности породы на растяжение.

Таким образом, количество откольных слоев можно найти из условия:

$$n_{отк} = \frac{\sigma_{ст}}{|\sigma_{отр}^{дин}|} \quad (42)$$

где $\sigma_{ст}$ – амплитуда радиальной составляющей волны напряжения на расстоянии ЛНС от заряда, Па.

Толщина откольной зоны

$$\delta = \frac{1}{2 \cdot n_{отк}} \cdot \lambda, \text{ м} \quad (43)$$

где λ – длина волны напряжения, определяемая из выражения:

$$\lambda = C_p \cdot \tau_+, \text{ м} \quad (44)$$

где τ_+ - время положительной фазы волны напряжения, с.

Значения линии наименьшего сопротивления определяются по зависимости согласно работе [134]:

$$W_{расч} = R_{mp} + \sum_1^n h_{отк}, м \quad (45)$$

Для расчета размеров зон разрушений необходимо обозначить начальные (исходные) параметры, согласно разработанной конструкции скважинного заряда (характеристики применяемых взрывчатых веществ) и разрушаемых горных пород (физико-технические свойства железистых кварцитов). В качестве взрывчатого вещества в верхней части заряда - ЭВВ Тован 25/75 и Тован 60/40, представляющее собой обратную эмульсию раствора аммиачной селитры (смеси аммиачной, натриевой и кальциевой селитр) в топливе в присутствии эмульгатора сенсibiliзирoванное микросферами; в нижней части – гранулотол (табл. 2.2). Параметры БВР, используемые в расчете приведены в таблице 2.3. Физико-технические свойства железистых кварцитов Лебединского месторождения изучались в технологической лаборатории НИИ «КМА» и ФГУП ВИОГЕМ. Результаты этих исследований приведены в таблице 2.1 [104].

Значения размеров зон разрушения, и полученные ЛНС приведены в таблице 2.4.

Таблица 2.1 – Прочностные свойства кварцитов [101, 1102,103, 104]

Показатель	Магнетитовые	Гематит – магнетитовые	Малорудные
Плотность, кг/м ³	3570	3460	3006
Скорость продольной волны в массиве, м/с	5730	5590	5950
Скорость поперечной волны в массиве, м/с	3250	3225	3450
Коэффициент Пуассона	0,24	0,25	0,29
Предел прочности на сжатие, МПа	118	143	175
Предел прочности на растяжение, МПа	22	24	31
Предел прочности на сдвиг, МПа	32,5	35,6	38,4
Коэффициент внутреннего трения	1,57	1,25	1,34
Модуль Юнга, ГПа	117	107	106

Таблица 2.2 – Основные характеристики используемых взрывчатых веществ

Показатель	Тован 25/75	Тован 60/40	Гранулотол
Теплота взрыва, кДж/кг	3620	3351	4116
Плотность заряжания, кг/м ³	1200	1200	1000
Скорость детонации, м/с	4600	4400	5200

Таблица 2.3 – Основные параметры буровзрывных работ при отработке месторождения железной руды высокими уступами (H_y – высота уступа)

Показатель	$H_y = 20$ м	$H_y = 22$ м	$H_y = 24$ м	$H_y = 26$ м	$H_y = 28$ м	$H_y = 30$ м
Глубина скважины, м	22,5	25	27	29	31	33
Длина заряда, м	17,5	20,0	22,0	24,0	26,0	28,0
Глубина перебура, м	2,5	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Длина забойки, м	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Диаметр скважин, м	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Угол откоса уступа, °	75	75	75	75	75	75

Таблица 2.4 - Значения размеров зон разрушения, откольных слоев и полученные ЛНС для разных типов кварцитов

Зоны разрушения	Результаты расчетов по приведенным методикам			
	Кутузов Б.Н. Андриевский А.П.	Друкованный М.Ф.	Ракишев Б.Н.	Боровиков В.А., Ванягин И.Ф.
Магнетитовые кварциты				
$R_{др}$, м	1,29/1,46	1,55/1,68	2,66/2,83	1,87/2,11
$R_{гр}$, м	6,77/8,14	2,54/2,74	2,77/2,94	6,23/7,61
Расчет откольных слоев				
$h_{откс-М}$	1,31/2,08	1,31/2,08	1,31/2,08	1,31/2,08
W , м	8,08/10,22	3,85/4,82	4,08/5,02	7,56/9,69
Гематит – магнетитовые кварциты				
$R_{др}$, м	1,07/1,33	1,35/1,61	2,11/2,34	1,54/1,91
$R_{гр}$, м	5,39/7,42	2,33/2,77	2,51/2,79	4,83/7,02
Расчет откольных слоев				
$h_{откс-М}$	1,76/2,51	1,76/2,51	1,76/2,51	1,76/2,51

Зоны разрушения	Результаты расчетов по приведенным методикам			
	Кутузов Б.Н. Андреевский А.П.	Друкованный М.Ф.	Ракишев Б.Н.	Боровиков В.А., Ванягин И.Ф.
W, м	7,15/9,93	4,09/5,28	4,27/5,30	6,59/9,53
<i>Малорудные кварциты</i>				
R _{др} , м	1,01/1,20	1,20/1,37	1,86/2,03	1,43/1,83
R _{гр} , м	4,84/6,21	2,01/2,29	2,36/2,57	4,32/5,75
Расчет откольных слоев				
<i>h_{отк-м}</i>	2,17/2,94	2,17/2,94	2,17/2,94	2,17/2,94
W, м	7,01/9,15	4,18/5,23	4,53/5,51	6,49/8,69

Примечание: через знак «/» указаны результаты расчетов для ВВ «Тован» 25/75 и гранулол соответственно.

По методике Н.Н. Казакова [108] проведена оценка количества энергии идущей на дробление горных пород на волновой стадии с учетом рекомендаций и дополнений, разработанных А. С. Румянцевым [109]. Взрыв скважинного заряда на карьерах является многофазным процессом, в прилежащей к заряду зоне формируется камуфлетная фаза взрыва, а за ее пределами - волновая фаза. С задержкой во времени на эти фазы накладывается квазистатическая фаза взрыва.

Модель рассматриваемой конструкции представляет собой комбинированный профилированный скважинный заряд (рис.2.4). Радиус полусфер принимается равным радиусу скважинного заряда r_0 . Внешние границы зон действия взрыва для сферической и цилиндрической частей обозначены соответственно $R_{dc\phi}$ и $R_{dц}$ (цифровой индекс – часть комбинированного заряда).

Последовательность расчета заключается в следующем:

Расчет энергии частей скважинного заряда:

$$\begin{aligned} \mathcal{E}_{3_1} &= M_1 \cdot Q_1 \cdot 4186,8, \text{ Дж} \\ \mathcal{E}_{3_2} &= M_2 \cdot Q_2 \cdot 4186,8, \text{ Дж} \end{aligned} \quad (46)$$

где $Q_{1,2}$ - теплоты взрыва ВВ верхней и нижней частей заряда, ккал/кг;
 $M_{1,2}$ - масса частей заряда, кг.

Объем цилиндрических частей зарядной камеры:

$$V_{Ц1,2} = \pi \cdot r_0^2 \cdot (L_{зап1,2} - 2 \cdot r_0), \text{ м}^3 \quad (47)$$

где $L_{зап1,2}$ - длина частей комбинированного заряда, м; r_0 - радиус заряда, м.

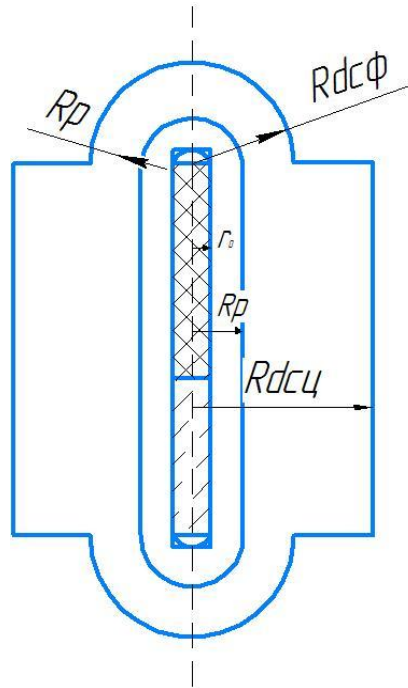


Рисунок 2.4 – Модели формы заряда, полости и зоны действия взрыва

Объем сферических частей зарядной камеры:

$$V_{сф} = \frac{4 \cdot \pi \cdot r_0^3}{3}, \text{ м}^3 \quad (48)$$

Объем камуфлетной полости каждой из частей комбинированного заряда определяется по формуле:

$$V_{р1,2} = \frac{38 \cdot \mathcal{E}_{31,2}}{\rho \cdot c^2} \cdot \left(\frac{\rho \cdot c^2}{250 \cdot \sigma_{сж}} \right)^{2/3}, \text{ м}^3 \quad (49)$$

где ρ - плотность породы, кг/м³; $\sigma_{сж}$ - предел прочности породы на сжатие, Па; c - скорость продольной волны в породе, м/с.

Максимальная массовая скорость на границе излучения цилиндрической и сферической волн определяется по формуле:

$$U_{\max} = \frac{(c \cdot \sigma_{сж}) \cdot (1 - \mu^2)}{E \cdot (1 - 0.36 \cdot \mu)}, \text{ м/с} \quad (50)$$

где μ - коэффициент Пуассона; E - модуль упругости, Па.

Радиусы внешних границ цилиндрической и сферической волн напряжений определяются из выражений:

$$R_{dц1,2} = r_{рц} \cdot \sqrt{\frac{\rho \cdot c^2}{4 \cdot \sigma_{сж}}}, \text{ м} \quad (51)$$

$$R_{dсс1,2} = r_{рсс} \cdot \sqrt[3]{\frac{\rho \cdot c^2}{4 \cdot \sigma_{сж}}}, \text{ м} \quad (52)$$

Энергия, излученная в цилиндрическую волну напряжений:

$$\mathcal{E}_{вц1} = \frac{\pi \cdot R_{dц} \cdot (L_{зар} - 2 \cdot r_0)}{E} \cdot \int_0^{\Lambda} [(\sigma_1(\lambda))^2 + (\sigma_2(\lambda))^2 - A(\lambda)] d\lambda, \text{ Дж} \quad (53)$$

где $R_{dц}$ - радиус излучения цилиндрической волны, м; Λ - длина цилиндрической волны, м; $\sigma_1(\lambda), \sigma_2(\lambda)$ - составляющие тензора напряжений в цилиндрической волне на каждом шаге расчета, Па; $A(\lambda)$ - промежуточный параметр.

Энергия, излученная в сферическую волну напряжений:

$$\mathcal{E}_{всф1} = \frac{\pi \cdot 2R_{dсс}^2}{E} \cdot \int_0^{\Lambda} [(\sigma_1(\lambda))^2 + (\sigma_2(\lambda))^2 - A(\lambda)] d\lambda, \text{ Дж} \quad (54)$$

где $R_{dсс}$ - радиус излучения сферической волны, м; $\sigma_1(\lambda), \sigma_2(\lambda)$ - составляющие тензора напряжений в сферической волне на каждом шаге расчета, Па; Λ - длина сферической волны, м;

$$A(\lambda) = 2 \cdot \mu \cdot (2(\sigma_1(\lambda) \cdot \sigma_2(\lambda)) + (\sigma_2(\lambda))^2) \quad (55)$$

Энергия разрушения волновой стадии взрыва определяется как сумма излученной энергии в цилиндрическую и сферическую волны из выражения:

$$\mathcal{E} = \frac{\pi \cdot h \cdot R \cdot g}{E} \left[\int_0^{\Lambda} \left((\sigma_r^2 + \sigma_\theta^2 + \sigma_z^2) - 2 \cdot \mu \cdot (\sigma_r \cdot \sigma_\theta + \sigma_\theta \cdot \sigma_z + \sigma_z \cdot \sigma_r) \right) \cdot d \cdot \lambda \right] \quad (56)$$

где: h - длина скважинного заряда, м; Па; $\sigma_r, \sigma_\theta, \sigma_z$ - составляющие тензора напряжений, Па; μ - коэффициент Пуассона; E - модуль упругости, Па; R - радиус цилиндрической поверхности, м.

Результаты расчетов приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5 – Расчетные величины количества энергии

Фазы процесса	Энергия, МДж		
	Тован 25/75	Тован 40/60	Гранулотол
Волны напряжений	141,6	126,6	145,8
- цилиндрическая волна	137,3	123,0	141,4
- сферическая волна	4,3	3,6	4,4

Анализ результатов проведенных исследований по сравнению преодолеваемых величин линии наименьшего сопротивления в донной части скважины при отработке железорудных месторождений уступами 20-30 метров с учетом физико-технических свойств горных пород показал, что динамическое нагружение горной породы размещенным в нижней части заряда взрывчатым веществом с высокой концентрацией энергии (гранулотол) по сравнению с эмульсионными взрывчатыми веществами (Тован 25/75;60/40) выше на 18-22%, а количество энергии в волне напряжений выше на 7%.

2.3 Способ усиления динамического воздействия на донную часть скважины

Известно, что при проведении буровзрывных работ на высоких уступах 20-30 метров формируется труднопреодолимая линия наименьшего сопротивления в области подошвы уступа. В данной работе проведено исследование значений ЛНС исходя из геометрических параметров уступов на карьере «Лебединского» месторождения. Предельная величина ЛНС определяется согласно принятым правилам безопасности при взрывных работах и должна удовлетворять условию:

$$W_6 = B + H \operatorname{ctg} \alpha \leq W \quad (56)$$

где W_6 - максимально допустимая величина ЛНС, м; H - высота уступа, м; α - угол откоса уступа, град.; $B=3\text{м}$ – берма безопасности, м.

При бурении на карьере «Лебединского» месторождения применяются буровые станки типа СБШ - 250МН, шарошечные долота диаметром 244,5 и 250,8 мм. Применяемые взрывчатые вещества – Тован 60/40, Тован 25/75. Полученные результаты расчета величин ЛНС для безопасного ведения работ приведены в таблице 2.6.

Таблица 2.6 – Расчетные величины линии наименьшего сопротивления

Высота уступа, м	Угол откоса уступа, град.	Величина ЛНС, м
20	75	8,4
22		8,9
24		9,4
26		9,9
28		10,5
30		11

Результаты исследований волновой стадии нагружения показали, что одного изменения в конструкции скважинного заряда (создание комбинированного заряда) не достаточно для проработки подошвы уступов высотой свыше 20 метров.

Рассмотрим механизм действия в горной породе скважинного заряда ВВ. При инициировании скважинного заряда от инициатора по заряду распространяется ударная волна. Одновременно с выделением тепловой энергии за фронтом ударной волны происходит расширение продуктов детонации. Расширяющиеся продукты детонации воздействуют на стенки зарядной полости и на нижний торец забойки. Когда ударная волна, идущая по заряду, доходит до дна скважины, происходит ее отражение и по продуктам детонации идет уже отраженная ударная волна сжатия, направляя их движение вдоль оси скважины и усиливая тем самым их воздействие на забойку. Ударная волна, идущая по забойке, производит уплотнение материала забойки, а расширяющиеся продукты детонации вызывают ее смещение. Пока забойка удерживается в зарядной полости, находящиеся под высоким давлением продукты детонации проникают в образованные волной трещины в среде, производя разрушение. Отраженная от дна скважины ударная волна способствует тому, что газообразные продукты детонации устремляются по оси скважины в сторону забойки и проникают в среду в области перебура в значительно меньшем объеме, в результате чего в перебуре образовывается «стакан» – часть скважины со слабонарушенными стенками.

Таким образом, изменяя параметры газодинамических процессов в зарядной полости можно управлять характером нагружения горной породы. Для этого,

например, применяется воздушный промежуток между частями заряда. В работе Н.В. Мельникова [42] предлагается применять заряды, рассредоточенные воздушными промежутками, для управления энергией взрыва. Затем эта идея рассмотрена детально в работах Н.В. Мельникова и Л.Н. Марченко [52].

В исследованиях [113, 114] показаны процессы в сжимаемом воздушном промежутке, расположенном в нижней части скважины («подушка»). Применение данной технологии ограничено технологической сложностью создания промежутков в принципе. Формирование же воздушной подушки на высоких уступах при глубине скважин свыше 23 метров в настоящее время практически невозможно.

Большое количество работ [109-112] посвящено управлению газодинамическими процессами в зарядной полости за счет увеличения времени запираания ПД. Этот эффект достигался благодаря изменению конструкции забойки. Вместо щебеночно – песочной предлагается использовать запирающее газодинамическое устройство (рис.2.5). Разработка и исследование параметров скважинной забойки описаны в работе [112]. Общая длина забойки $l_3 = 5R_3$, где R_3 - радиус забойки, соизмеримый с радиусом зарядной полости. Длина сферической и конической частей выполнены в соотношении 1:1.

Результаты испытаний показали высокую эффективность применения этой забойки [110], время запираания продуктов детонации составляет до 20мс (рис.2.6). К положительным сторонам ЗГДУ можно отнести простоту изготовления, невысокую стоимость изделия и минимум дополнительных технологических операций при размещении забойки в скважине.

На основе вышеизложенного, автором диссертационного исследования совместно с проф., д.т.н. Парамоновым Г.П. и доц., к.т.н. Мироновым Ю.А. был разработан метод управления параметрами взрыва, заключающийся в применении комбинированных зарядов специальной конструкции (рис.2.7) [96].

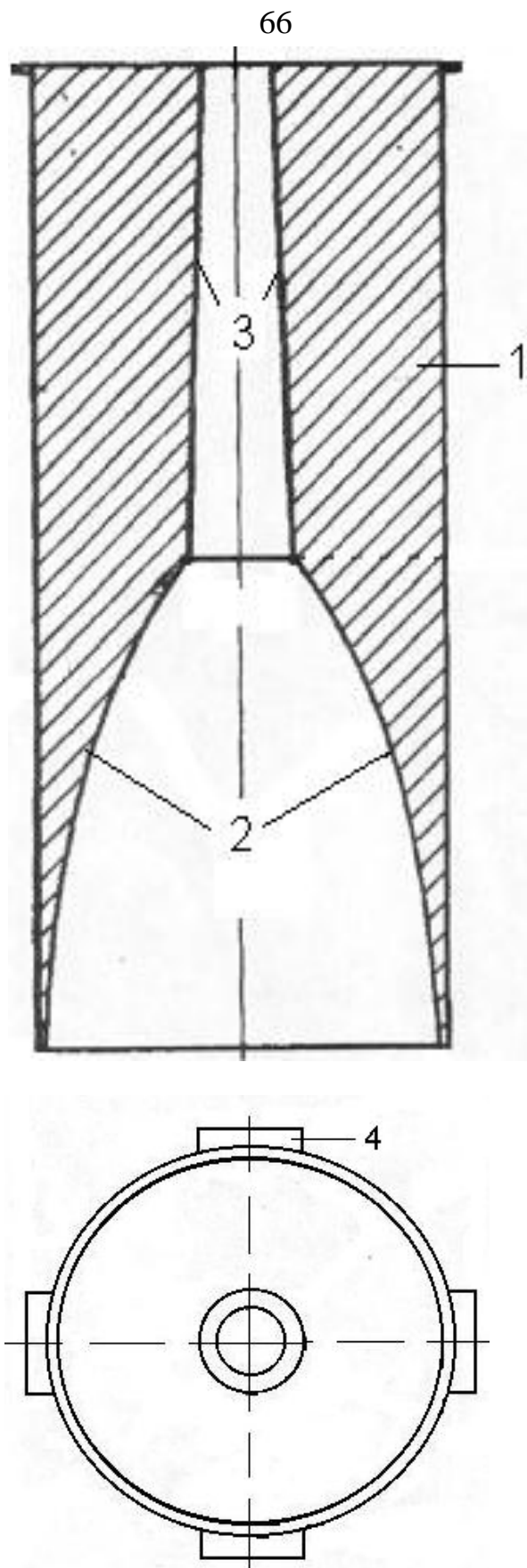


Рисунок 2.5 – Запирающее газодинамическое устройство

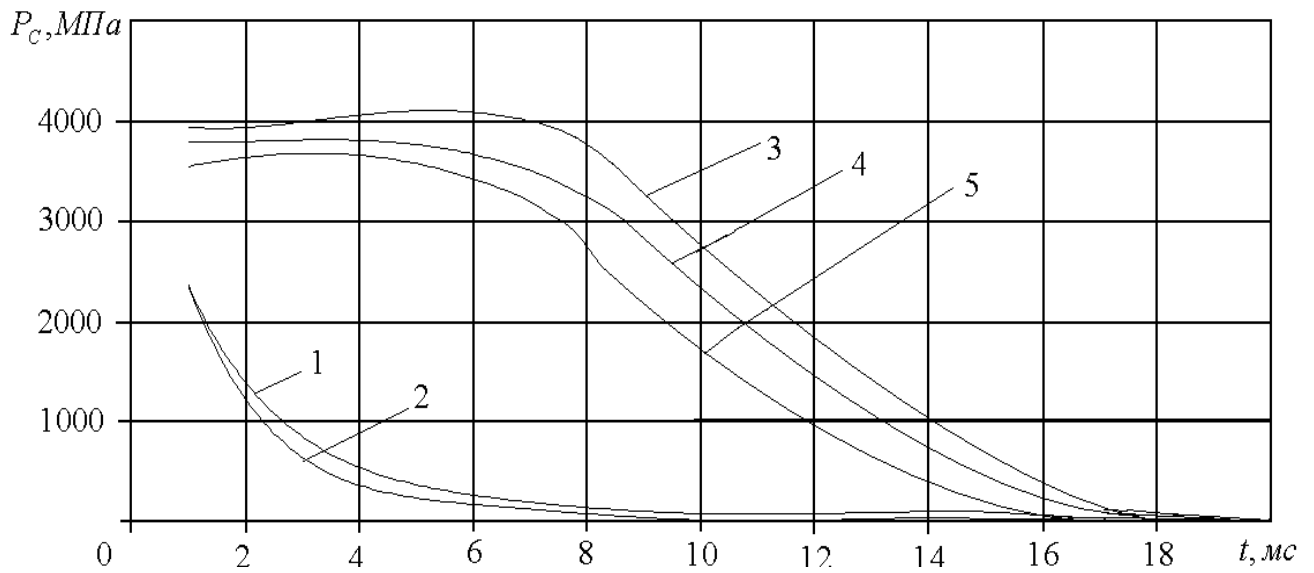
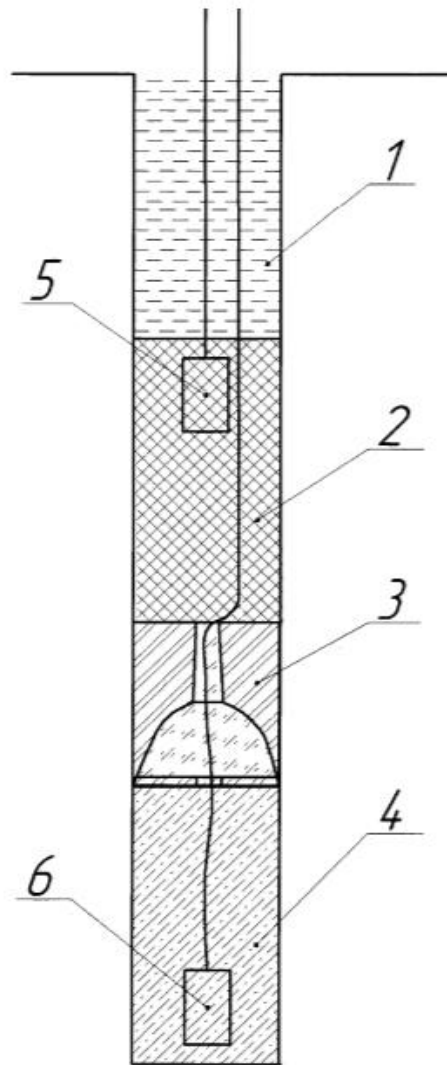


Рисунок 2.6 - Зависимость среднего давления во времени

(1,2 – забойки из породной мелочи; 3,4,5 – ЗГДУ с разными скоростями расширения диаметра осевого канала)



Фиг. 1

Рисунок 2.7 - Комбинированный скважинный заряд

Комбинированный скважинный заряд состоит из верхней колонки взрывчатого вещества, например гранэмита И-50, профильного инертного промежутка и нижней колонки высокоэнергетического взрывчатого вещества, например гранулотола. Техническим результатом изобретения является простота конструкции заряда, качественная проработка взрывом подошвы высокого уступа на месторождениях руд высокой крепости, и высокая энергия взрыва заряда.

Конструкция комбинированного скважинного заряда согласно рисунку 2.7 поясняется следующим образом:

фиг. 1 - общая схема устройства, где 1 - забойка (забоечный материал); 2 - верхняя колонка взрывчатого вещества - гранэмита И-50; 3 - инертный профилированный промежуток (ЗГДУ); 4 - нижний участок высокоэнергетического взрывчатого вещества - гранулотола; 5 - боевик верхней колонки взрывчатого вещества; 6 - боевик нижней колонки взрывчатого вещества. Формирование скважинного заряда осуществляется следующим образом. В донной части скважины, пробуренной по первому ряду, формируют нижнюю колонку высокоэнергетического взрывчатого вещества 4, гранулотола, внутри которого размещают боевик нижней колонки взрывчатого вещества 6, который может представлять собой, например, шашку ТГ- 500. Затем устанавливают инертный профилированный промежуток (ЗГДУ) 3 поверх нижней колонки высокоэнергетического взрывчатого вещества - гранулотола 4. После того, как инертный профилированный промежуток (ЗГДУ) 3 установлен, сверху него формируют верхнюю колонку взрывчатого вещества - гранэмита И-50 2 и размещенного в нем боевика верхней колонки взрывчатого вещества 5. Оставшуюся свободную часть зарядной полости заполняют забоечным материалом 1.

Комбинированный скважинный заряд взрывчатого вещества работает следующим образом. При помощи боевика нижней колонки взрывчатого вещества 6 инициируется нижний участок высокоэнергетического взрывчатого вещества - гранулотола 4. Ударная волна, прошедшая по нижней колонке заряда, проникая в коническое входное пространство инертного профилированного

промежутка (ЗГДУ) 3, производит ударное нагружение внутренней поверхности инертного промежутка, в результате чего устройство расширяется и запирает продукты детонации в пространстве зарядной полости. Одновременно внутренней конической поверхностью профилированного промежутка происходит фокусировка и отражение ударной волны к донной части скважины.

Предполагается, что при взрыве верхней колонки взрывчатого вещества - гранэмита И-50 2, нижняя часть продолжает работу разрушения на квазистатической стадии. В результате по линии наименьшего сопротивления по подошве происходит максимально возможное по длительности нагружение, что обеспечивает качественную проработку подошвы уступа.

Для разработки конструкции необходимо подтвердить теоретические исследования лабораторными и промышленными экспериментами, установить влияние размещения профилированного инертного промежутка между частями комбинированного заряда на величину и продолжительность нагружения донной части скважины (преодоление высоких ЛСПП).

2.4 Выводы по второй главе

1. Показано, что управление импульсом взрыва скважинного заряда при отработке железорудных месторождений высокими уступами может осуществляться посредством изменения конструкции заряда, типа ВВ.

2. Для проработки подошвы уступов 20 - 30 метров предложено использовать комбинированную профилированную конструкцию скважинного заряда.

3. Приведены основные методики расчета размеров зон дробления, трещинообразования, откола с учетом характеристик используемых взрывчатых веществ и физико-технических свойств горных пород.

4. Установлено, что величина преодолеваемой линии наименьшего сопротивления в донной части скважины при отработке железорудных месторождений уступами 20-30 метров с учетом физико-технических свойств горных пород с использованием комбинированного профилированного скважинного заряда по сравнению со сплошной конструкцией выше на 18-22%.

5. Описана методика для оценки количества энергии, идущей на дробление горных пород на волновой стадии взрыва для комбинированной профилированной конструкции скважинного заряда.

6. Впервые установлено, что размещение комбинированного профилированного заряда взрывчатого вещества в нижней части скважины при взрывании 20-30 метровых уступов железных руд приводит к увеличению перехода энергии заряда в энергию волны напряжений до 7%.

Глава 3 ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ НАГРУЖЕНИЯ ДОННОЙ ЧАСТИ СКВАЖИНЫ МЕТОДОМ ЧИСЛЕННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Взрывное разрушение горных пород представляет собой сложное явление, которое связано с высокими температурами и высоким давлением в течение нескольких десятков микросекунд или миллисекунд [140]. Наиболее показательным для определения действия заряда конкретной конструкции является проведение опытных взрывов в производственных условиях. Однако, когда конструкция заряда предназначена для взрывания высоких уступов (20 - 30м) и разрушения крепких, вязких пород – например, железорудных, целесообразнее провести лабораторных эксперимент с соблюдением максимального количества критериев подобия [115].

При проведении взрывных работ на карьерах различные взаимосвязанные друг с другом факторы влияют на окончательный результат взрывов. К таким факторам относятся:

- Местоположение промежуточного детонатора для инициирования взрывчатого вещества в скважине;
- Детонационное поведение взрывчатого вещества;
- Взаимодействие между прореагировавшим взрывчатым веществом и воздухом или водой;
- Влияние природных или наведенных трещин и разрывов;
- Влияние близлежащих свободных границ;
- Взаимодействие между скважинами;
- Разновременное взрывание заряда взрывчатого вещества в скважине;
- Конструкции скважинных зарядов.

В виду этих факторов было решено по результатам лабораторных эксперимента провести калибровку численной модели, и уже используя её проводить дальнейшие исследования различных конструкций зарядов. Чтобы понять и количественно оценить влияние этих и многих других неизвестных факторов на результаты взрывных работ, было разработано несколько

компьютерных кодов. Существующие численные коды для моделирования взрыва можно разделить на три основные группы: конечно-элементные и конечно-разностные коды [142, 143], дискретных элементов [144,145] и комбинированные программы конечных дискретных элементов [146].

В настоящем исследовании рассматривается влияние изменения конструкции скважинного заряда ВВ на качество проработки подошвы уступов 20-30 метров при отработке месторождений железной руды. Численное моделирование проводилось в программном комплексе ANSYS/Autodyn [141], которое основано на использовании метода конечных элементов.

3.1 Физическое моделирование взрыва скважинного заряда сплошной конструкции

Физические процессы, происходящие при взрыве скважинного заряда взрывчатого вещества, отличаются большой сложностью и описываются системой дифференциальных уравнений, а также начальными и граничными условиями с большим числом переменных. Найти аналитические решения для таких задач затруднительно. Математическое описание, например, горных пород приводит в случае напряженного состояния к рассмотрению тензора напряжений (деформаций), характеризующегося девятью компонентами. Поэтому на практике при изучении явлений, связанных с процессом разрушения горных пород взрывом, большое значение имеет применение метода физического моделирования, основанного на теории подобия.

Моделирование различных физических явлений в настоящее время является одним из основных звеньев научного эксперимента, результаты которого способствуют не только установлению зависимостей, но и дают возможность оценить влияние отдельных параметров на конечный эффект изучаемого процесса. С этой точки зрения лабораторные исследования являются одним из эффективных методов, позволяющих с незначительными финансовыми и временными затратами выявить основные качественные и количественные особенности протекания того или иного явления. В полной мере это относится и к такому сложному и быстропротекающему процессу, как взрыв.

Сущность физического моделирования сводится к решению задачи экспериментальным путем, т.е. путем проведения модельного эксперимента. Модельный эксперимент проводится с моделью как заместителем исследуемого объекта в натуре. Физическое моделирование можно условно разделить на четыре этапа:

- 1.) анализ исследуемого физического явления, выбор основных параметров и определение критериев подобия;
- 2.) разработка требований к модели и схеме модельного эксперимента, к измерительной аппаратуре;
- 3.) подготовка и постановка модельного эксперимента;
- 4.) обработка экспериментальных данных, анализ и обобщение их и экстраполяция результатов на исследуемое явление.

Анализ исследуемого физического явления, а именно действие взрыва удлиненного заряда взрывчатого вещества конечной длины, подробно изложен в работах 93,97,137,111,115 и в первой главе диссертационного исследования. Для определения действия заряда разработанной конструкции в производственных условиях были выполнены лабораторные эксперименты на моделях из блока железистых кварцитов Лебединского месторождения с соблюдением необходимых критериев подобия, на основании методик разработанных В.А. Боровиковым, и дополненных А.В. Федосеевым [115, 100].

Критерии подобия (масштабирования) лабораторных экспериментов заключаются в следующем:

- 1.) Подобие физико-технических свойств разрушаемой среды;
- 2.) Геометрическое подобие;
- 3.) Энергетический критерий (заряд, эквивалентен по энергии взрыва).

Лабораторные эксперименты были проведены согласно методике в работе 100.

На блоках горной породы пробуриваются шпуры диаметром 4 мм и глубинок, соответствующей реальным глубинам скважин с исключением прострела нижней части образца (рис.3.1). Доставленные образцы

призматической формы позволяют осуществлять бурение на глубину 240мм, что соответствует в масштабном пересчете глубине скважин 15м. При использовании на карьере скважин диаметром 250 мм минимальная берма безопасности составляет 3м, а с учетом масштаба расстояние от устья шпура до свободной поверхности на модели равна 50 мм.



Рисунок 3.1 – Формирование зарядной полости в блоке горной породы

Для соблюдения энергетического критерия подобия с учетом масштаба, была определена объемная концентрация энергии взрывчатого вещества, применяемого на производстве (Тован 25/75):

$$E_1 = \Delta_1 \cdot Q_1 \quad (58)$$

где Δ_1 - плотность заряжания, кг/м³; Q_1 - теплота взрыва, МДж/кг.

$$E_1 = 1200 \cdot 3,62 = 4344 \text{ МДж/м}^3 \quad (59)$$

Так как, критический диаметр «Тована» превышает диаметр скважины на физической модели, в качестве взрывчатого вещества используется тэн. Изменяя плотность тэна приводим объемную концентрацию к применяемому на производстве взрывчатому веществу.

Для заряда, соответствующего товану 25/75 она составляет:

$$\Delta_2 = \frac{E_1}{Q_2} = \frac{4344}{5,86} = 740 \text{ кг/м}^3 \quad (60)$$

Показатели масштабов подобия приведены в таблице 3.1

Таблица 3.1 – Показатели масштабов подобия для проведения лабораторных экспериментов

Показатели	Единицы измерения	Обозначение	Натура	Модель
Скорость продольной волны в среде	м/с	c	5730	5730
Радиус заряда	мм	r	125	2
Предел прочности на сжатие	МПа	$\sigma_{сж}$	118	118
Предел прочности на растяжение	МПа	$\sigma_{рас}$	22	22
Модуль упругости (Юнга)	ГПа	E	117	117
Коэффициент Пуассона	-	γ	0,24	0,24
Масштабы моделирования				
Расширенный геометрический	-	l_c	1	62,5
Скоростной	-	c_c	1	1

Таким образом, в монолитном блоке железистого кварцита был пробурен шпур диаметром 4мм, в который был помещен заряд тэна плотностью 0,74г/см³. Для создания условий разрушения, подобных взрыву на уступе карьера, модель зажималась в специальном приспособлении в соответствии с рисунком 3.2.

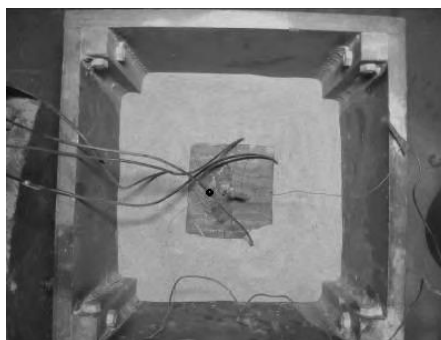


Рисунок 3.2 - Блок горной породы, подготовленный к эксперименту

Для оценки результатов испытаний необходимо сравнить характеристики, которые бы отображали действие взрыва на горную породу. Параметры движения, ускорение, скорость, а также возникающие при деформации среды

напряжения являются наиболее характерными физическими параметрами, отражающими реакцию среды на действие взрыва. [100].

Наибольшей универсальностью при измерении взрывных нагрузок обладает пьезоэлектрический метод измерений, диапазон измеряемых физических величин которого значительно перекрывает диапазон динамических и кинематических параметров среды при взрывных нагрузках. Для постановки и проведения лабораторных измерений были использованы деформационно-защищенные акселерометры, адаптированные к условиям горного производства [116].

Измерения проводились цифровым осциллографом TDS3034B. В результате экспериментальных взрывов были получены осциллограммы, представляющие собой зависимости радиального ускорения рудного тела от времени. Далее были получены значения величин скоростей смещений путем интегрирования акселерограммы по времени.

Для получения таких же данных, на численной модели были расположены характерные датчики. Местоположение датчиков на физической и численной модели определялось их координатами. Таким образом, мы можем объективно сравнить полученные результаты. В качестве еще одного критерия оценки сходимости результатов экспериментов используется анализ гранулометрического состава.

3.2 Моделирование взрыва скважинного заряда с учетом лабораторных экспериментов

Быстропротекающие процессы, такие как взрыв, исследуются с помощью численных расчетов, чтобы выявить важные механизмы событий. Математические программные комплексы для исследования распространения волн напряжений использовались в течение довольно длительного времени при выполнении расчетов множества нелинейных задач в динамике твердого тела, жидкости и газа. Для решения таких задач используются законы сохранения массы, импульса и энергии, а также начальные и граничные условия. Кроме того, поведение исследуемого материала должно быть смоделировано соответствующим образом. Для этого тензор полного напряжения в гидрокоде

разделяется на гидростатическое давление с одинаковым значением во всех направлениях и тензор девиаторного напряжения. Объемные изменения материала моделируются уравнением состояния (EOS), которое связывает давление с плотностью или удельным объемом. Сопротивление сдвиговым деформациям описывается с помощью модели прочности. Эту модель можно найти, используя значения тензора девиаторного напряжения при разрушении[147].

Для моделирования нелинейных динамических задач, таких как высокоскоростные ударные испытания и воздействие взрывных нагрузок на конструкции, используются различные коммерческие математические коды, из которых AUTODYN, ABAQUS и LS-DYNA широко используются многими исследователями.

Для решения поставленной задачи используется программный комплекс ANSYS/AUTODYN. Решатели на основе методов конечных разностей, конечных объемов, гидродинамики конечных элементов и сглаженных частиц (SPH) могут использоваться при решении зависящих от времени событий, как с геометрическими нелинейностями (например, большими деформациями), так и нелинейностями материала (например, разрушение). AUTODYN включает в себя обширную библиотеку моделей материалов для металлов, бетона, керамики, композитов и взрывчатых веществ. Уравнения состояний, прочности и модели повреждений могут быть объединены для моделирования сложной физической задачи. Кроме того, параллельные вычисления могут быть выполнены для ускорения вычислительного процесса. AUTODYN широко используется для моделирования взрыва [148].

Процесс разработки моделей и уравнений состояний для хрупких материалов, металлов и взрывчатых веществ и их реализация в числовых кодах сам по себе является сложной задачей. Хотя результаты, полученные на основе численных кодов, разработанных для моделирования взрыва, являются весьма перспективными, применимость реализованных моделей для прогнозирования результатов взрыва еще не проверена. Для калибровки существующих или

разработки новых моделей необходимо проводить эксперименты в аналогичных условиях на физических моделях. Примером таких экспериментов может служить работа Камянского В.Н.[117], в которой даны исчерпывающие пояснения общих принципов работы расчетных алгоритмов в программном комплексе ANSYS/AUTODYN.

Геометрия модели выполнена согласно линейным параметрам блока горной породы, на котором проводился модельный эксперимент (рис.3.3).

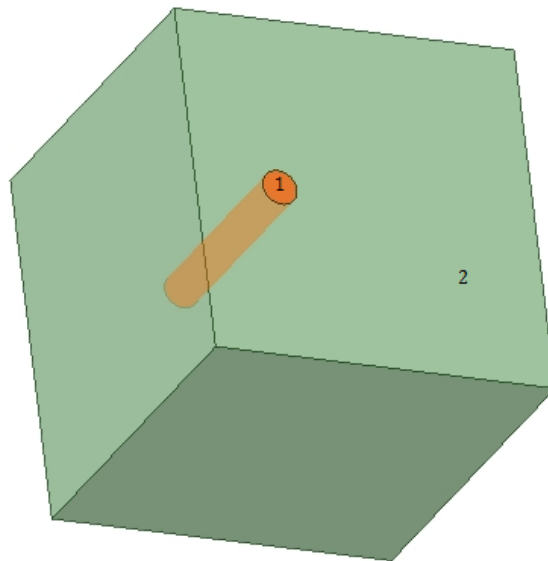


Рисунок. 3.3 - Геометрия численной модели разрушения блока породы взрывом
(1 – взрывчатое вещество; 2 – горная порода)

Для определения поведения взрывчатого вещества и продуктов детонации, используемого в инженерном расчете, требуется уравнение состояния, которое определяет взаимосвязь между параметрами состояния взрывчатого вещества. Для численного моделирования использовалось уравнение состояния Джонса-Уилкинса-Ли (JWL), поскольку может точно описывать поведение различных взрывчатых веществ. Формула для уравнения состояния JWL, которая определяет связь между давлением и удельным объемным отношением газообразных продуктов реакции детонации, представлена выражением 61.

$$P = A \exp - R_1 \nu + B \exp - R_2 \nu + C \nu^{-(w+1)} \quad (61)$$

где A, R_1, B, R_2, C, w - параметры уравнения состояния, вычисляемые эмпирическим путем [149].

Для того, чтобы описать поведение тэна с плотностью $0,74\text{г/см}^3$ необходимо установить константы для уравнения состояния JWL. Используя методику, предложенную в работе [147] на основании имеющихся в базе данных для PETN с четырьмя различными плотностями были извлечены константы из стандартной библиотеки AUTODYN для изучения применимых корреляций. Уравнения регрессии для них выглядят следующим образом:

$$A = -2.77 \cdot 10^3 + 1,05D - 9.96 \cdot 10^{-5} \cdot D^2 + 2.76 \cdot 10^{-9} \cdot D^3 \quad (62)$$

$$B = 3.56 \cdot 10^{-2} + 2,11P_{cj} - 4.8 \cdot 10^{-2} \cdot P_{cj}^2 \quad (63)$$

$$R_1 = 8.82 - 1.63\rho_{\text{вв}} - 4.91 \cdot 10^{-1} \rho_{\text{вв}}^2 \quad (64)$$

$$R_2 = 2.03 + 1.77 \cdot 10^{-1} \rho_{\text{вв}}^2 - 2.49 \cdot 10^{-1} \rho_{\text{вв}}^3 \quad (65)$$

$$w = 3.47 \cdot 10^{-2} + 2.7 \cdot 10^{-1} \rho_{\text{вв}} - 4.7 \cdot 10^{-2} \rho_{\text{вв}}^3 \quad (66)$$

где D - скорость детонации, м/с; P_{cj} - детонационное давление, кПа; $\rho_{\text{вв}}$ - плотность взрывчатого вещества (тэна), г/см^3 .

Результаты расчета параметров уравнения состояния сведены в таблицу 3.2

Таблица 3.2 - Параметры JWL EOS для тэна

Параметр JWL EOS	ТЭН
Плотность, г/см^3	0,74
Скорость детонации, м/с	4520
Давление, ГПа	4,1
A, ГПа	172,05
B, ГПа	7,88
R_1	7,34
R_2	2,02
w	0,21

Общая модель материала горной породы требует уравнений, которые связывают напряжение с деформацией и внутренней энергией (или температурой). В большинстве случаев тензор напряжений можно разделить на однородное гидростатическое давление (все три нормальных напряжения равны) и тензор девиатора напряжений, связанный с сопротивлением материала

деформации сдвига. Тогда связь между гидростатическим давлением, локальной плотностью (или удельным объемом) и локальной удельной энергией (или температурой) называется уравнением состояния [117]. В данной работе в качестве уравнения состояния описывающее поведение горной породы выбрано полиномиальное (67), которое включает в себя уравнение ударной адиабаты (68):

$$P = A_1\mu + A_2\mu^2 + A_3\mu^3 + (T_0 + T_1\mu) \cdot \rho_0 e \quad (67)$$

где μ - постоянная Ляме; e - удельная внутренняя энергия; ρ_0 - плотность горной породы, кг/м³.

$$U = c_0 + s \cdot u_p \quad (68)$$

где c_0 – скорость звука в породе, м/с; u_p – массовая скорость, м/с; s – эмпирическая константа.

Прочность горной породы описывается *ЖН-2* - моделью прочности (Johnson-Holmquist -II). Основываясь на своей первоначальной концепции, представленной в [150], модель *ЖН-2* добавляет характеристики разупрочнения. Общий обзор модели представлен в источниках 151 - 153. Общий обзор модели прочности представлен на рисунках 3.4 и 3.5. Методика расчета параметров уравнения состояния представлена в работе 154.

Основные параметры горной породы представлены в таблице 3.3.

Таблица 3.3 - Основные параметры горной породы, используемые для калибровки численной модели

Плотность, кг/м ³	3570
Скорость звука, м/с	5730
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	118
Предел прочности на сдвиг, МПа	32,5
Предел прочности на растяжение, МПа	22
Коэффициент поперечных деформаций	0,24
Модуль упругости, ГПа	117

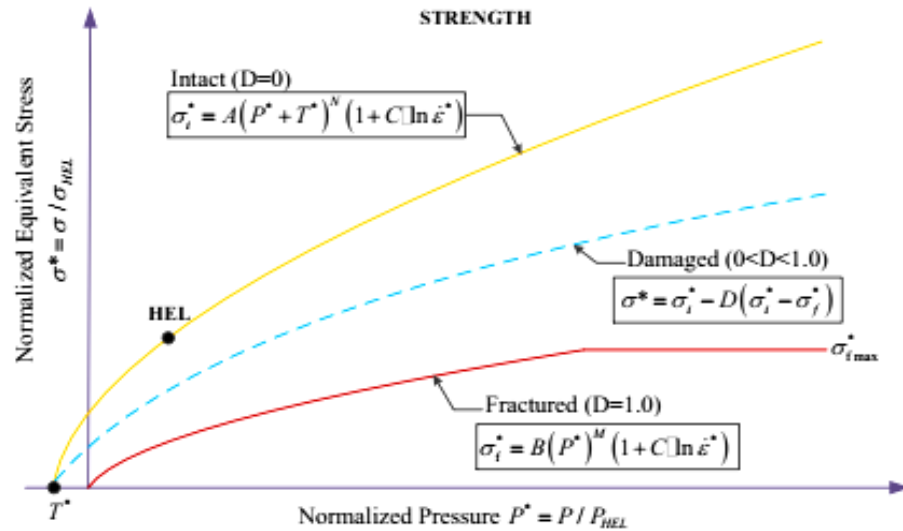


Рисунок 3.4 - Модель прочности JH-2

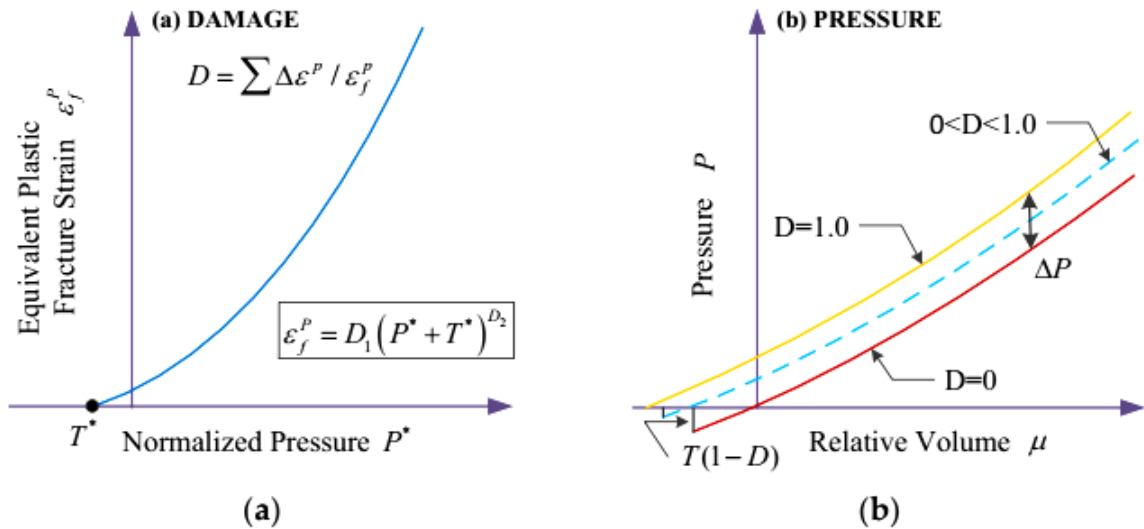


Рисунок 3.5 - Модель деформирования (а) и модель EOS (b) JH-2

3.3 Обработка результатов численного эксперимента

На первом этапе выполнялся численный расчет для сплошной конструкции заряда, с учетом условий соответствующих лабораторным экспериментам. Пример этапа численного расчета действия взрыва приведен на рисунках 3.6,3.7. Цветом показаны зоны эквивалентных напряжений и прохождение фронта детонации по взрывчатому веществу.

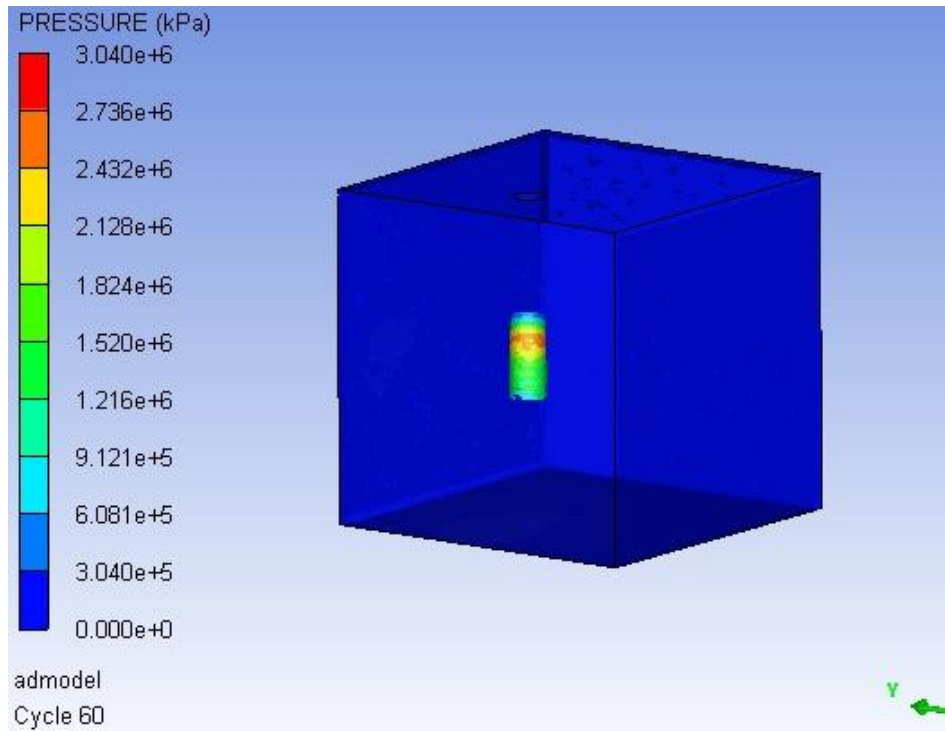


Рисунок 3.6 - Прохождение фронта детонации по ВВ

«При моделировании происходит расчет полного тензора напряжений, возникающих в массиве пород при взрыве скважинного заряда. Оценка напряженного состояния производится по эквивалентному напряжению фон Мизеса, учитывающему все три главные компоненты тензора напряжений.»[117]:

$$\sigma_s = \sqrt{\frac{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2}{2}}, \text{ Па} \quad (69)$$

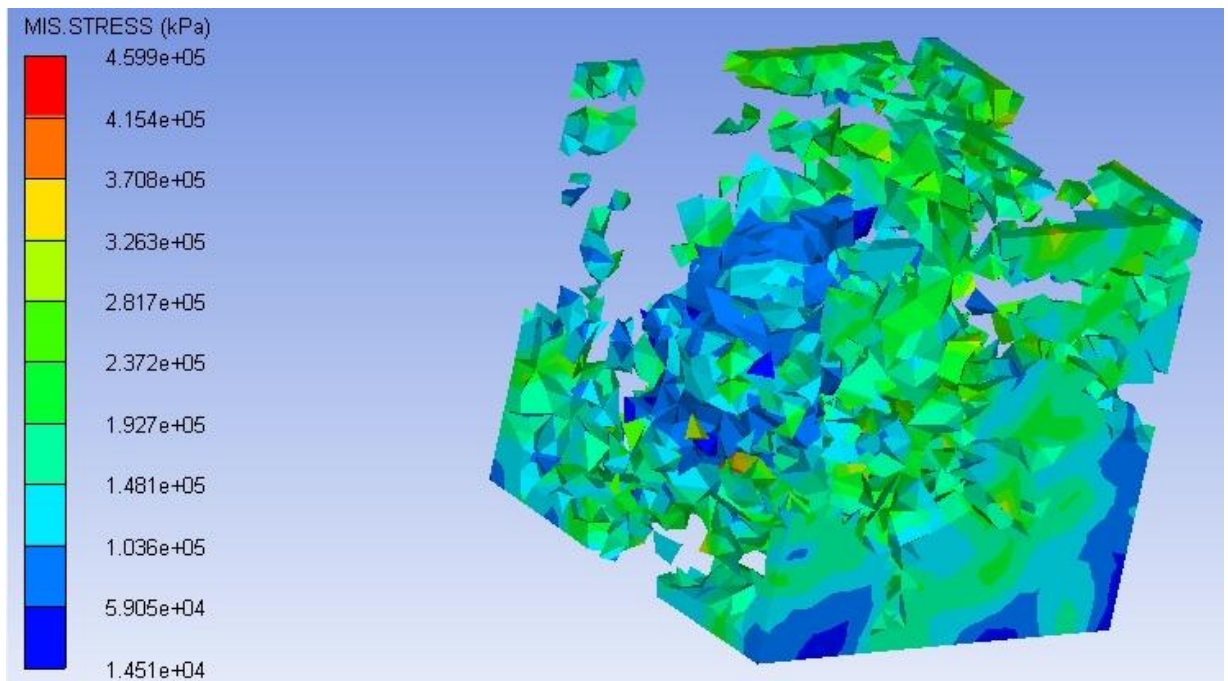


Рисунок 3.7 - Поле эквивалентных напряжений на фрагментированной модели

Как было отмечено ранее, оценка сходимости проводилась путем сравнения величин скоростей смещения рудного тела (рис.3.8) и по гранулометрическому составу, разрушенного блока (рис.3.9, 3.10).

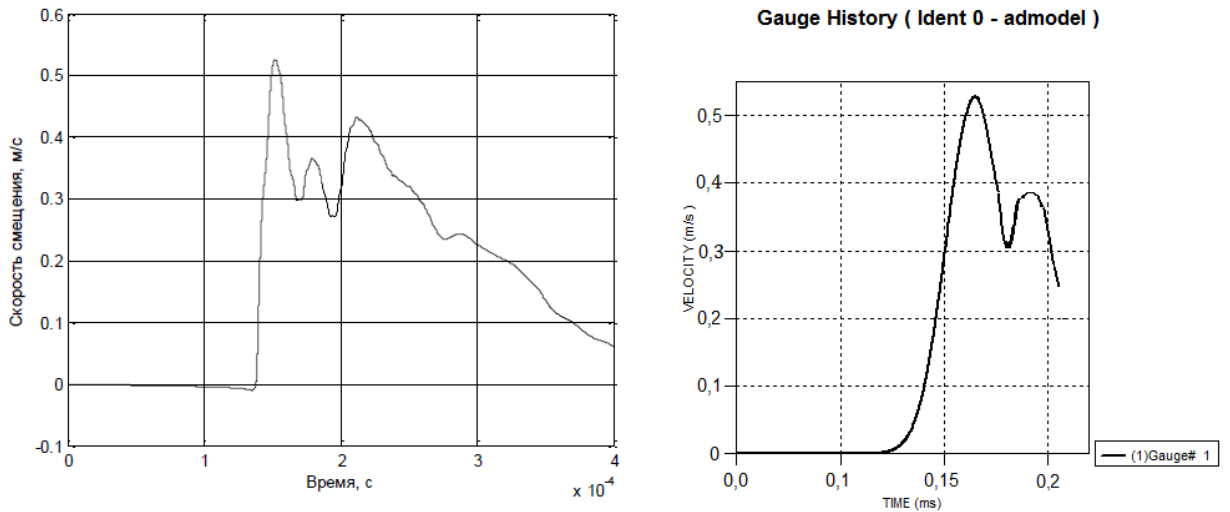


Рисунок 3.8 – Велосиграммы, полученные с модельного блока и с датчика на численной модели

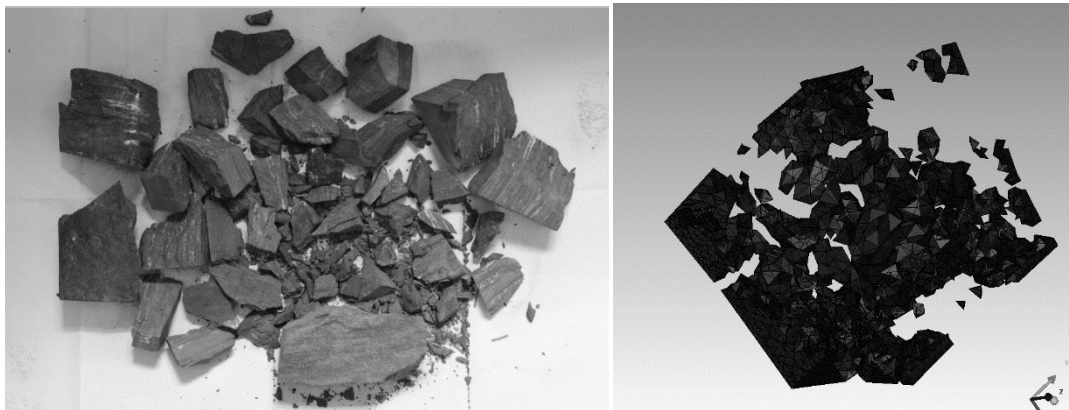


Рисунок 3.9 - Результаты испытания на блоке железистых кварцитов

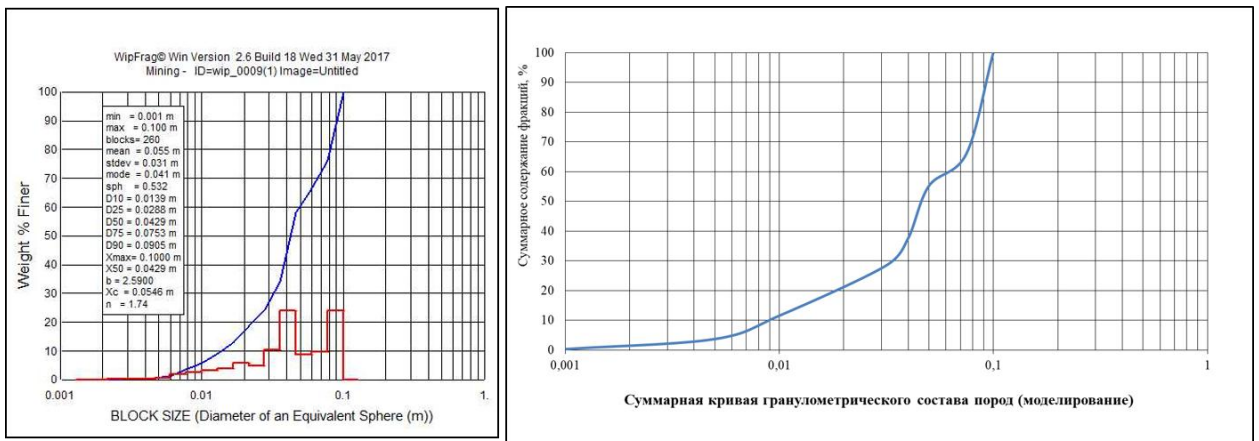


Рисунок 3.10 - Гранулометрический состав горной массы в результате (слева – натурального испытания, справа – моделирования)

Анализируя результаты, можно отметить достаточную сходимость результатов лабораторного и численного эксперимента, что позволяет использовать калиброванную модель для исследования скважинных зарядов различных конструкций (сплошной заряд; комбинированный заряд из двух разнотипных взрывчатых веществ; комбинированный заряд из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком). Конструкции зарядов представлены на рисунках 3.11-3.12.

При взрыве скважинного заряда с профилированным инертным промежутком, можно отметить, что максимальные разрушения формируются на уровне подошвы уступа (рисунок 3.13).

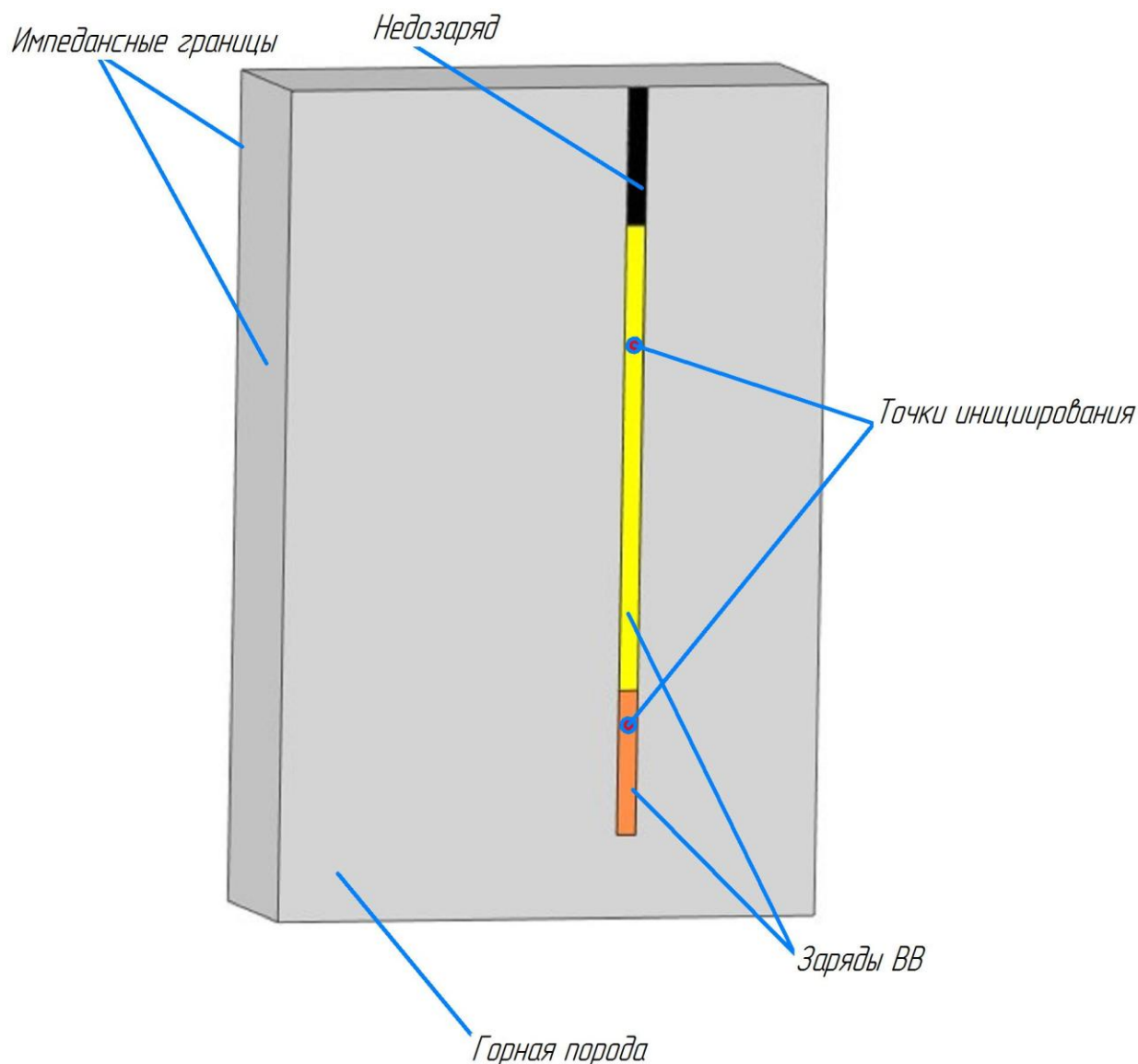


Рисунок 3.11 – Геометрия расчетной модели взрыва комбинированной конструкции скважинного заряда ВВ

В этом случае в качестве взрывчатого вещества в верхней части заряда используется согласно приведенной выше методике – тован 60/40, в нижней части заряда – гранулотол. Применение импедансных границ обусловлено постановкой физического моделирования [118].

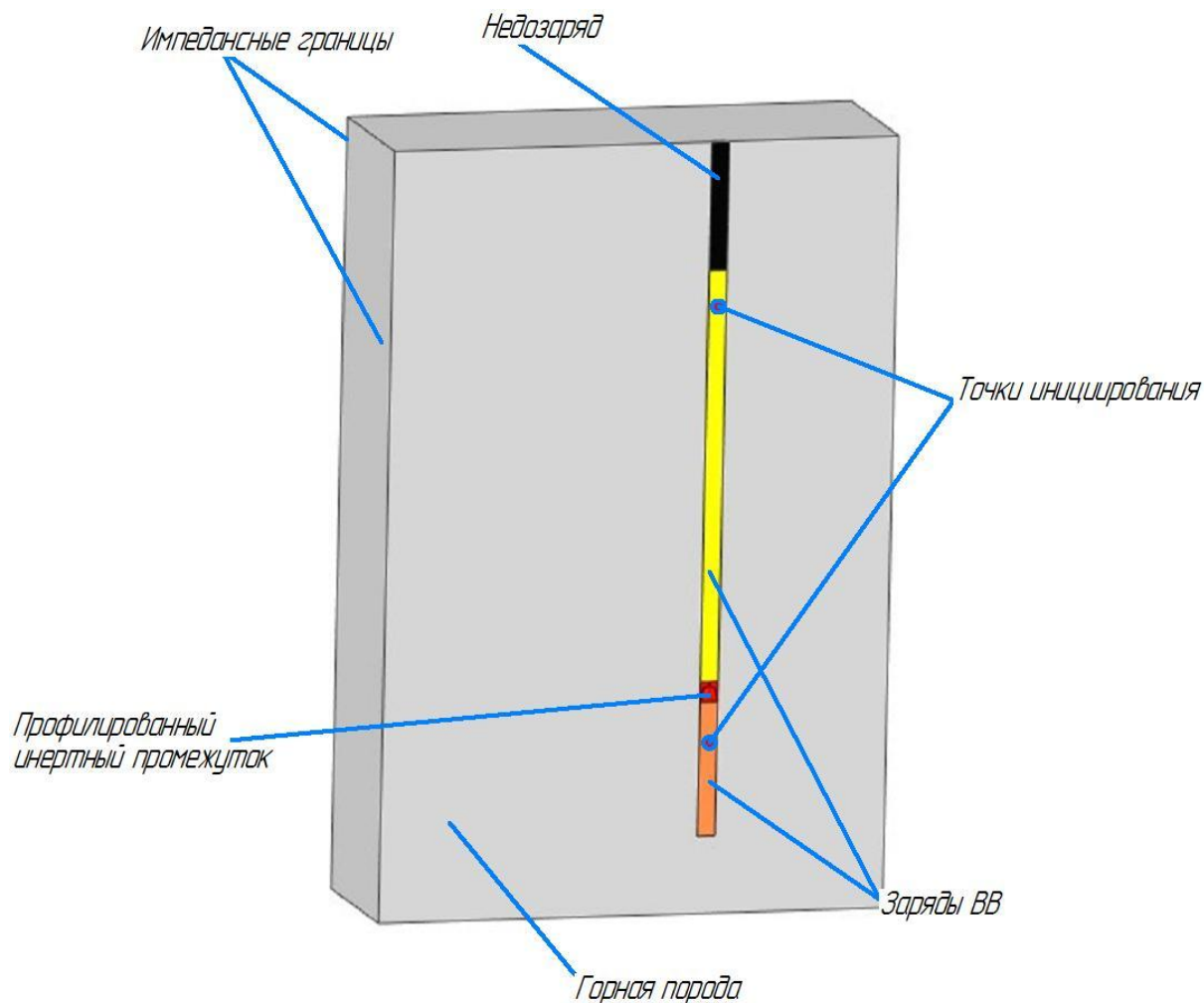


Рисунок 3.12 – Геометрия расчетной модели взрыва комбинированной конструкции скважинного заряда ВВ, разделенного профилированным инертным промежутком

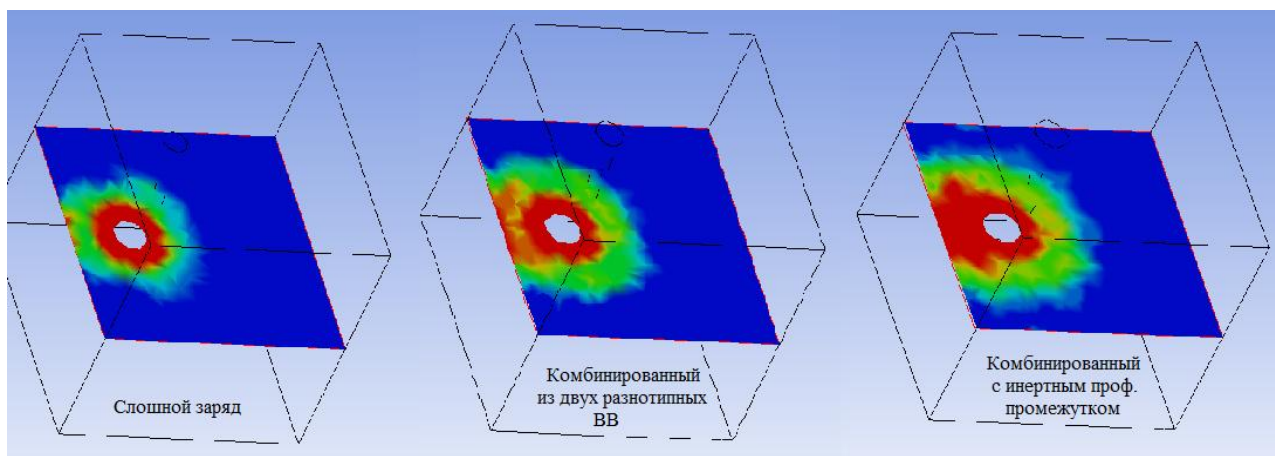
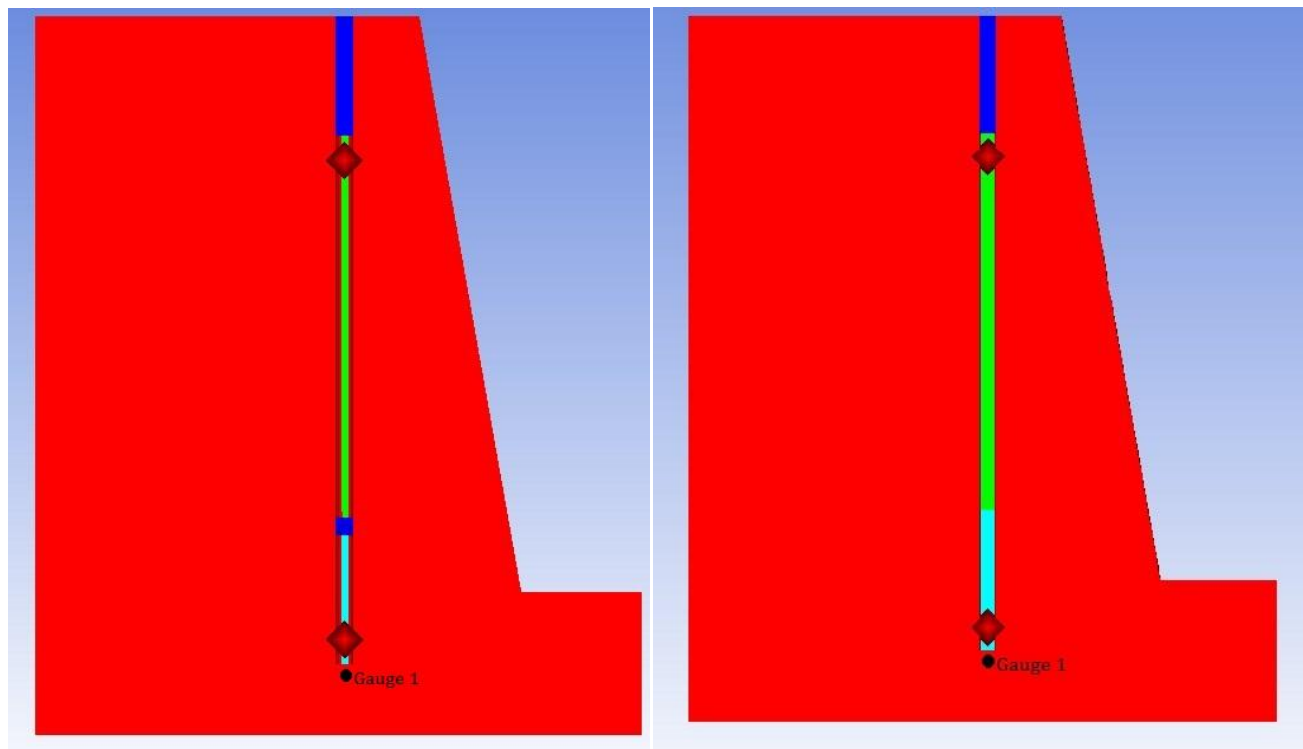


Рисунок 3.13 - Зоны разрушения массива горной породы (распределение эквивалентных напряжений)

На втором этапе в данном исследовании рассматривается изменение продолжительности динамического нагружения в донной части скважины в условиях 30 метрового уступа. Геометрия расчетных моделей представлена на рисунке 3.14.



На рисунках 3.15(а,б) приведены зависимости изменения давления от времени нагружения для разных конструкций скважинных зарядов.

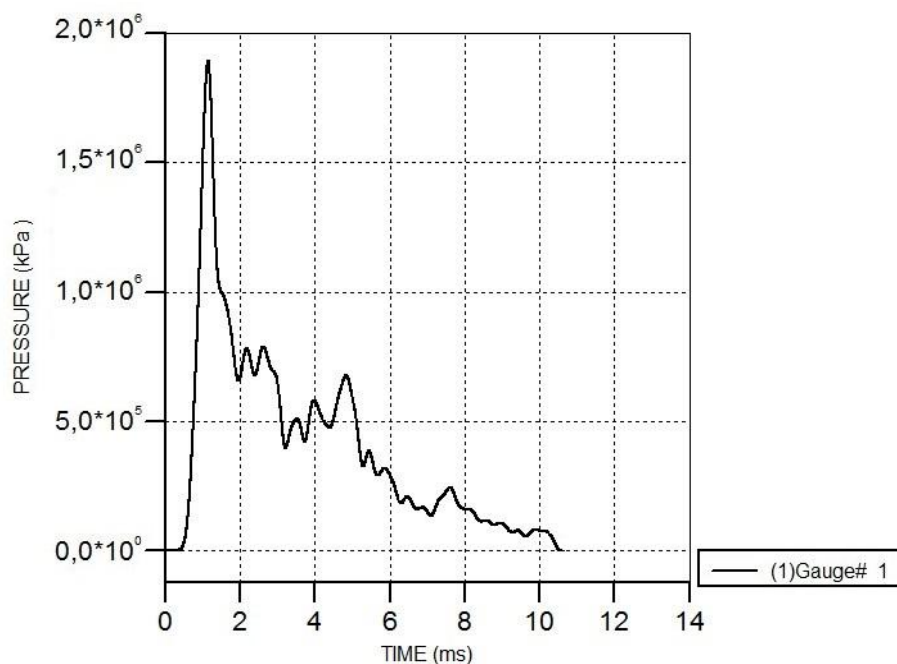


Рисунок 3.15а – Зависимости давления от времени в донной части скважины для комбинированной конструкции заряда с профилированным инертным промежутком

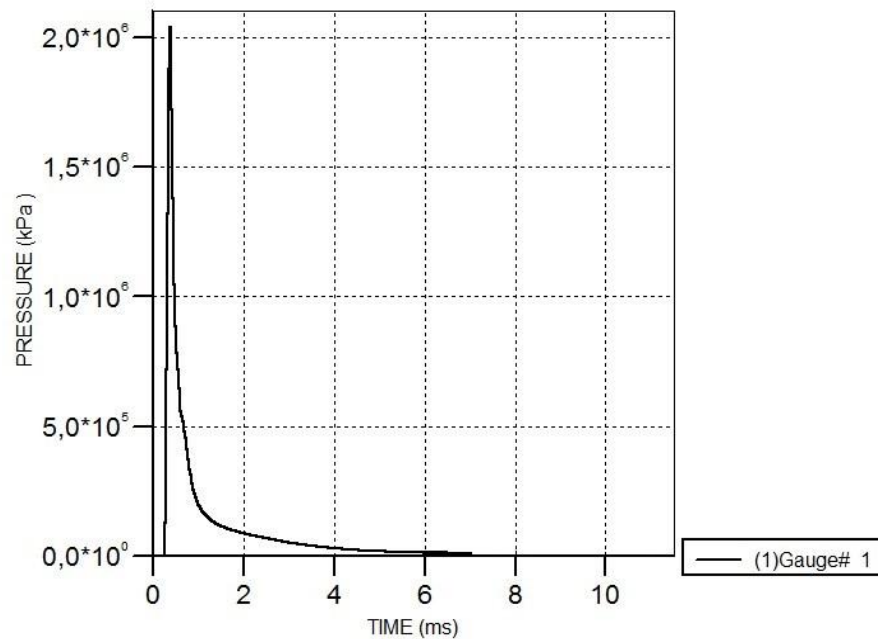


Рисунок 3.15б – Зависимости давления от времени в донной части скважины для сплошной конструкции заряда

Результаты численного моделирования показали, что разделение частей скважинного заряда профилированным инертным промежутком обеспечивает увеличение продолжительности динамического нагружения донной части скважины в 1,6 раза. Также стоит отметить, что в результате многократного отражения ударной волны от стенок скважины и внутреннего конуса профилированного инертного промежутка формируется зона интенсивного нагружения на разрушаемую среду, что в свою очередь создает условия для качественной проработки подошвы уступов (20-30м) на железорудных месторождениях.

3.4 Выводы по третьей главе

1. Разработана методика проведения численных экспериментов на основании лабораторных исследований разрушения блока горной породы взрывом удлиненного заряда взрывчатого вещества.

2. . Определены константы уравнения состояния продуктов детонации для исследования продолжительности нагружения донной части скважины методом численного моделирования.

3. На основе откалиброванной модели проведены численные исследования действия различных конструкций скважинных зарядов на уровне подошвы уступа;

4. Установлена зависимость изменения величины давления продуктов взрыва от длительности в зарядной камере сплошной и комбинированной конструкции заряда с профилированным инертным промежутком

5. Установлено, что разделение частей скважинного заряда профилированным инертным промежутком обеспечивает увеличение продолжительности динамического нагружения донной части скважины до 15 мс.

Глава 4 ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА И ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРИМЕНЕНИЯ РАЗРАБОТАННОЙ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА

4.1 Горно-геологические условия месторождения и физико-механические свойства слагающих его пород

Месторождение «Ильмениоки» располагается в Западном Приладожье, на территории Лахденпохского района Республики Карелии

Геология и гидрогеология

«В геоморфологическом отношении месторождение представляет собой вытянутую грядообразную возвышенность субмеридионального простирания и ряд мелких холмов, разделенных между собой узкими иногда слабозаболоченными низинами. Максимальные относительные превышения над окружающей местностью составляют 10-58м. В геологическом строении месторождения участвуют интрузивные образования куркиёкского норит-эндербитового и кузнеченского мигматит-гранитового комплексов. По своему минеральному составу и по структурно-текстурным особенностям гранитоиды этих комплексов очень близки между собой, четких геологических границ между ними ни в одном обнажении не установлено. Граниты кузнеченского мигматит-гранитового комплекса развиты в северо-восточной и южной части участка месторождения. Контакты с гранитоидами куркиёкского комплекса постепенные. Граниты по составу микроклиновые и плагиоклаз-микроклиновые, имеют светло-розовый, розовый, мясо-красный и кирпичный цвет; мелко-крупнозернистую и порфириовидную структуру; массивную текстуру, участками трахитоидную; по характеру цветного минерала относятся к биотитовым. Трахитоидность обусловлена субпараллельной ориентировкой табличек микроклина. Граниты состоят из микроклина (20-85%), кварца (10-40%), плагиоклаза (5-45%), биотита (1-15%); акцессорными минералами являются гранат, апатит, циркон. По результатам микроскопического изучения граниты характеризуются гипидиоморфнозернистой и бластокатакластической структурой.»[125]. «Трещиноватость

пород месторождения изучена по расчисткам и обнажениям коренных пород. По характеру трещиноватости, которая во многом определяет потребительские свойства природного камня, продуктивная толща месторождения сравнительно однородная. В обнажениях преобладают породы, разбитые разноориентированными трещинами с образованием естественных остроугольных блоков размером до 1 м^3 . Отдельные крупные обнажения и расчистки представлены фрагментами слаботрещиноватых пород, размер естественных блоков которых по визуальной оценке может достигать 3 и более м^3 . Четвертичными отложениями покрыто 70% площади месторождения. На вершинах и склонах возвышенностей мощность рыхлых отложений достигает 0,5-0,8м, резко возрастает у подножия крутых склонов и в низинах между холмами до 7м. Хорошо обнажены вершины и крутые склоны возвышенностей. Средняя мощность рыхлых отложений составляет 1,1м. Представлены они осадками ледникового генезиса. Ледниковые отложения покрывают вершины и склоны возвышенностей и представлены супесями с валунами и галькой. Окраска супеси буровато-серая. Содержание песчаной фракции около 60%, пылеватых и глинистых частиц до 20%, крупнообломочного материала до 20%. В долине р. Ильмениоки (вдоль восточной границы участка) и в пределах слабо заболоченной равнины вдоль западной границы участка месторождения распространены суглинки, по-видимому, водно-ледникового генезиса. Суглинки серого и темно-серого цвета с прослоями светло-серого песка мощностью до 2-3мм. С глубиной наблюдается постепенное уменьшение глинистых частиц и увеличение песчаных прослоек.» [125].

4.2 Методика проведения производственных экспериментальных взрывов

На характер разрушения массива горных пород значительное влияние оказывают форма и конструкция заряда взрывчатого вещества, и от них во многом зависит степень дробления горной массы[119]. В то же время, как известно, повысить эффективность взрыва скважинных зарядов можно за счет более качественного запираания продуктов взрыва в газовой полости. Поэтому, изменяя конструкцию заряда и используя профильный инертный промежуток,

осуществляется управление действием взрыва. Для изучения, разработанной конструкции скважинного заряда были проведены опытно-промышленные испытания[89].

Опытно – промышленные взрывы были осуществлены на карьере месторождения «Ильмениоки». Выбор этого месторождения для эксперимента обусловлен достаточно сложной совокупности физико-технических свойств горных пород и умеренной обводненности, что позволяет обобщить результаты экспериментальных взрывов для целого ряда месторождений с похожими физико-техническими свойствами горных пород. Коэффициент крепости гранитов равен 12. Предел прочности при сжатии и растяжении составляет соответственно - 120 Мпа и 12 МПа. Модуль упругости - $6,5 \cdot 10^4$ МПа. Модуль сдвига - $2,5 \cdot 10^4$ МПа. Гранитный блок обурен скважинами диаметром 115 мм, которые заряжались согласно типовому проекту. В качестве взрывчатого вещества использовался Fortis Advantage -100. Нижний боевик формировался двумя шашками Т-400Г общей массой 800гр, верхний – Senatel Powerfrag массой 500гр. Пять скважин по первому ряду – с применением комбинированного заряда без разделения его частей инертным промежутком, и еще пять - с применением комбинированного колонкового заряда из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком. В таблице 4.1 приведены характеристики исследуемых конструкций зарядов, а на рисунке 4.1 схематично представлены сами конструкции скважинных зарядов. Инертный профилированный промежуток в скважине размещался таким образом, что соотношение частей комбинированного заряда от высоты уступа составляло для: 1 скважины – 0,2:0,8; 2 скважины – 0,25:0,75; 3 скважины – 0,3:0,7; 4 скважины – 0,35:0,65; 5 скважины – 0,4:0,6.

В таблице 4.1 приведены характеристики исследуемых конструкций зарядов, а на рисунке 4.1 схематично представлены сами конструкции скважинных зарядов.

Таблица 4.1 - Характеристики исследуемых конструкций скважинных зарядов

Конструкция заряда	Взрывчатое вещество	Величина заряда	Иницирующий заряд
Сплошная (А)	Fortis Advantage - 100	90 кг	Один патрон боевика 800 гр.
комбинированная из двух разнотипных взрывчатых веществ (Б)	Fortis Advantage - 100	80 кг	Два патрона боевика: нижний - 800гр, верхний - 500гр.
	Гельпор ГП-Т	4 кг	
комбинированная из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком (В)	Fortis Advantage - 100	70 кг	Два патрона боевика: нижний - 800гр, верхний - 500гр.
	Гельпор ГП-Т	4 кг	

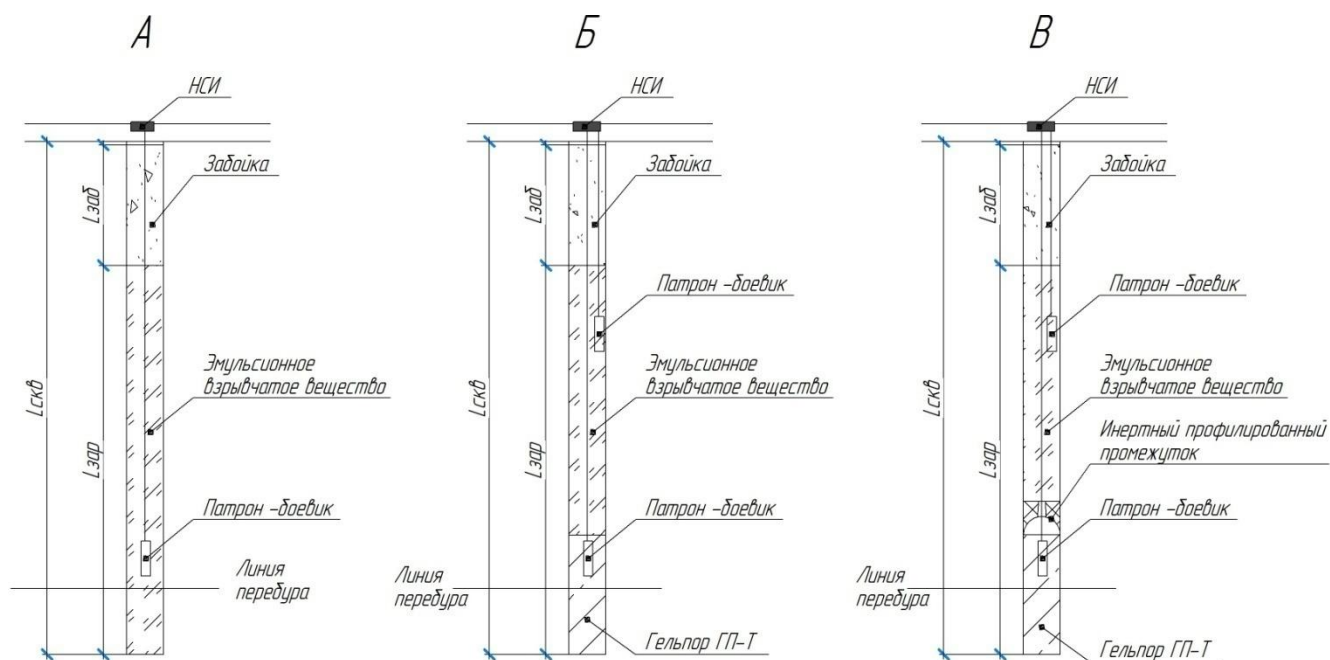


Рисунок 4.1 - Исследуемые конструкции скважинных зарядов

Обработка результатов испытаний

Для измерения скорости детонации использовались приборы DataTrapII VOD и MicroTrap. Принцип работы комплекса DataTrapII заключается в следующем. При перемещении фронта детонационной волны от патрона – боевика к устью скважины, проводник, помещенный в скважину, разрушается,

при этом по мере уменьшения длины проводника, меняется его электрическое сопротивление[120]. По мере разрушения проводника в скважине регистратор автоматически фиксирует точки – значения сопротивления проводника с установленной оператором частотой. Записанные прибором экспериментальные точки несут в себе данные о том, как изменяется сопротивление по колонке заряда, то есть, в определенный момент времени и известной длине автоматически рассчитывается скорость детонации[121].

Приборы размещались в укрытии на расстоянии 100м от места проведения взрывных работ. В качестве измерительного кабеля использовался PROBECABLE “GREEN”[122]. Измерительные кабели были соединены с патроном боевиком, расположенным в нижней части скважины и выведены на поверхность, после чего соединены с коаксиальными кабелями типа RG -58U. Результаты проведенного испытания указаны на рисунках 4.2-4.4.

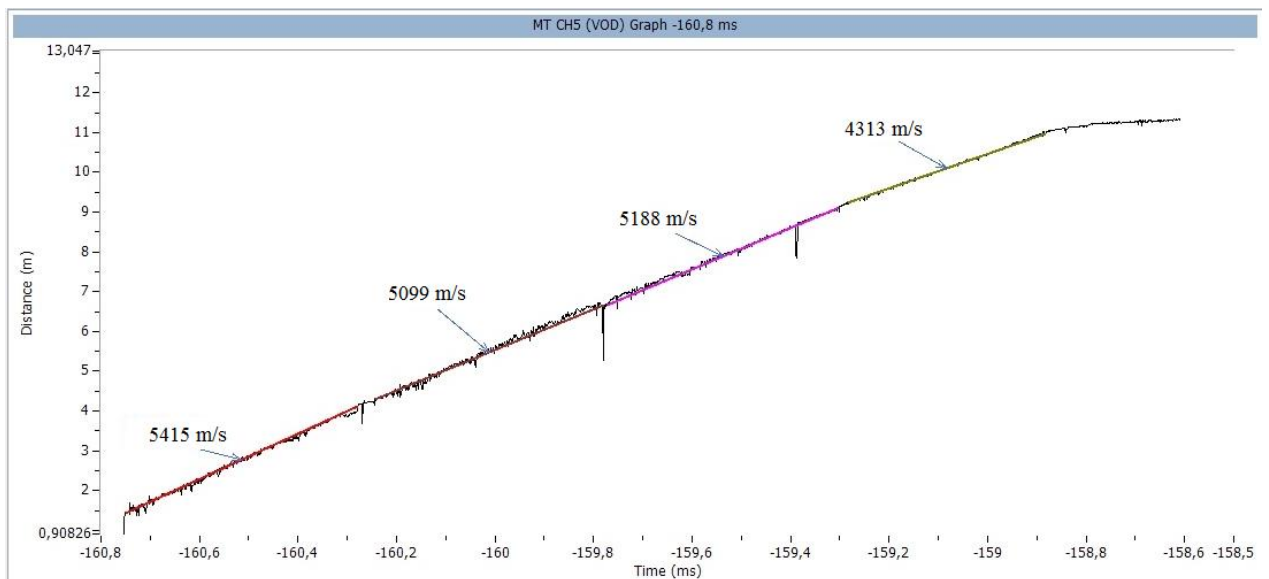


Рисунок 4.2 - График изменения скорости детонации по длине заряда конструкции А

На основании измеренных значений скорости детонации можно произвести расчет детонационного давления в точке Чепмена – Жуге. Детонационное давление в точке Чепмена – Жуге определяется по следующей формуле:

$$P_{ч-жс} = \rho D U, \quad (70)$$

где ρ - плотность взрывчатого вещества, кг/м³; D - измеренная скорость детонации в испытываемых скважинах, м/с; U - массовая скорость истечения

продуктов взрыва, м/с.

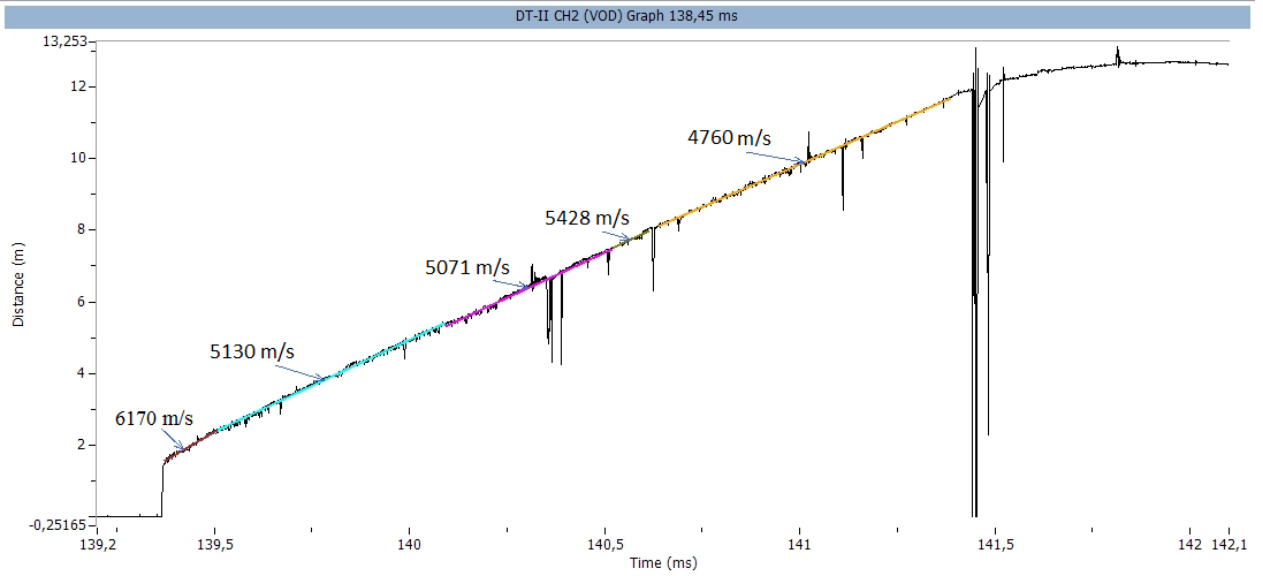


Рисунок 4.3 - График изменения скорости детонации по длине заряда конструкции Б

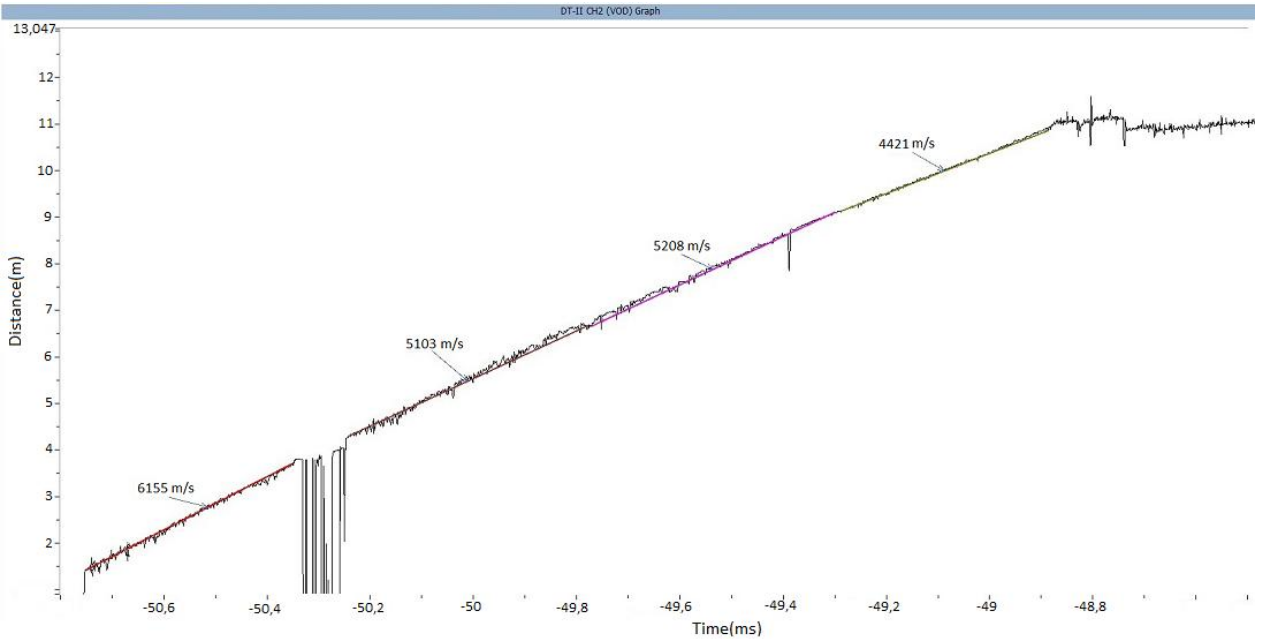


Рисунок 4.4 - График изменения скорости детонации по длине заряда конструкции В

Массовая скорость движения продуктов взрыва за фронтом детонации определяется из выражения:

$$U = \frac{D}{n+1}, \quad (71)$$

где n - показатель политропы (для большинства промышленных взрывчатых веществ показатель равен 3) [123].

В первом приближении, детонационное давление, действующее на стенки зарядной полости равно давлению в точке Чепмена – Жуге, следовательно,

воспользовавшись формулами (70) и (71) был произведен расчет детонационного давления для исследуемых конструкций скважинного заряда. Полученные значения приведены в таблице 4.2, зависимости давления от скорости детонации представлены на рисунке 4.5.

Таблица 4.2 - Результаты расчета детонационного давления на стенки зарядной полости для различных конструкций зарядов

Конструкция заряда	Тип ВВ		Плотность ВВ, кг/м ³		Скорость детонации, м/с		Детонационное давление, ГПа	
А	Fortis Advantage -100		1,1-1,14		4755-5122		6,21-7,47	
Б	Гельпор ГП-Т	Fortis Advantage - 100	1,46	1,09- 1,14	5855-	4796-	12,51-	6,26-
					6224	5102	14,13	7,41
В	Гельпор ГП-Т	Fortis Advantage - 100	1,46	1,1- 1,14	5886-	4781-	12,64-	6,28-
					6203	5124	14,04	7,48

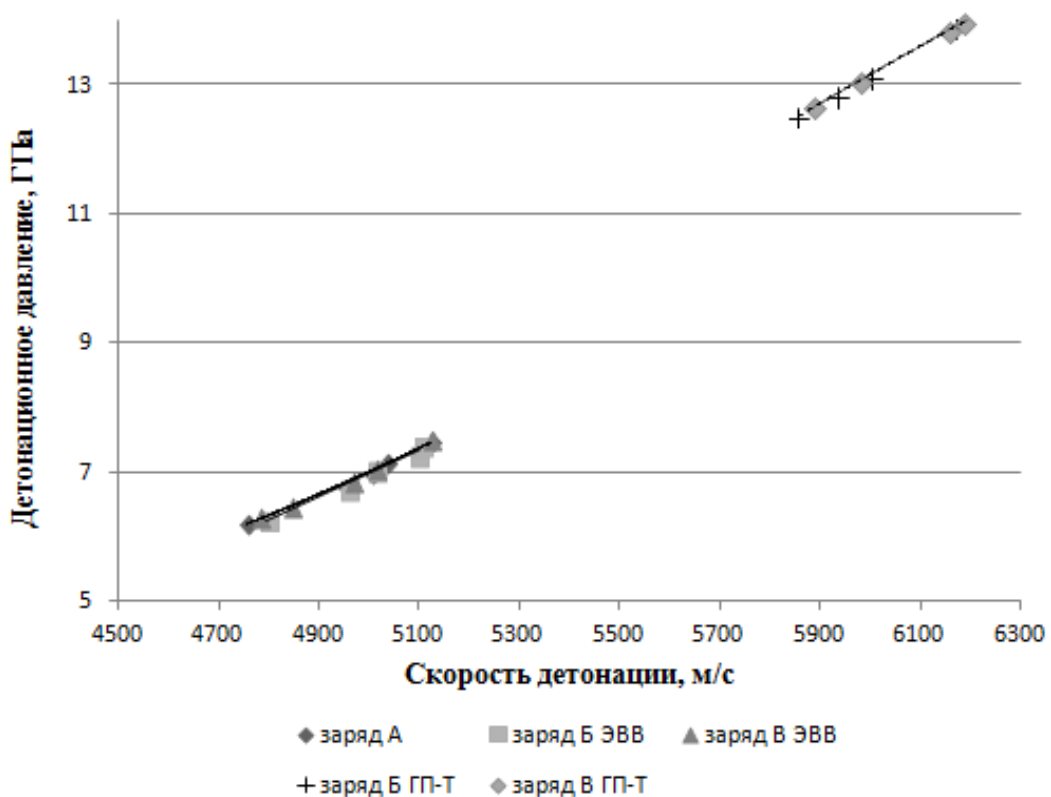


Рисунок 4.5 - Зависимость детонационного давления от скорости детонации

Оценка качества проработки подошвы выполнена с помощью маркшейдерской съемки (табл.4.3). Фрагментация породы может быть оценена

различными способами. В данном случае, использовался метод, основанный на анализе изображений развала горной массы с помощью программного обеспечения WipFrag(рисунки 4.6, 4.7) [124].

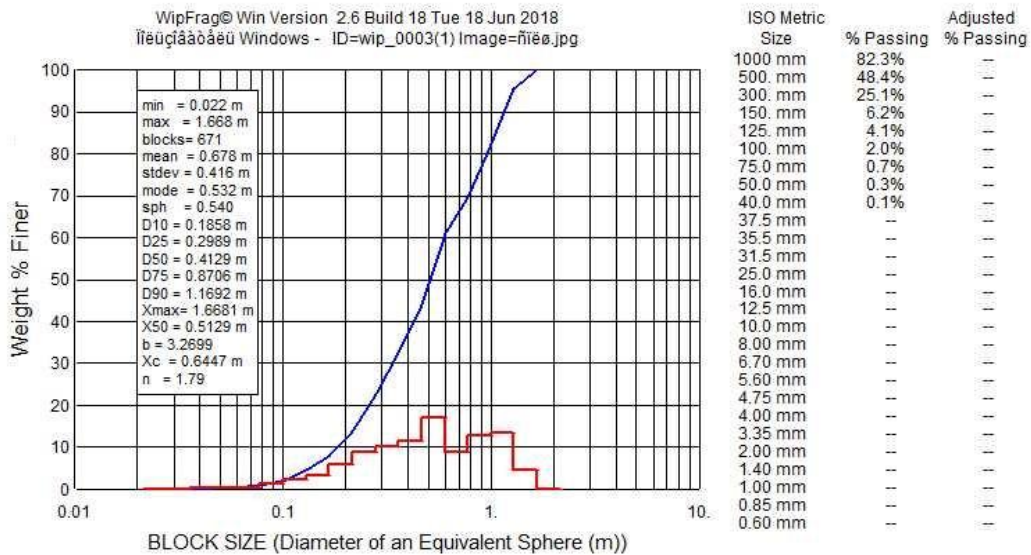


Рисунок 4.6 - Развал горной массы после взрыва и распределение грансостава (при применении сплошной конструкции заряда)

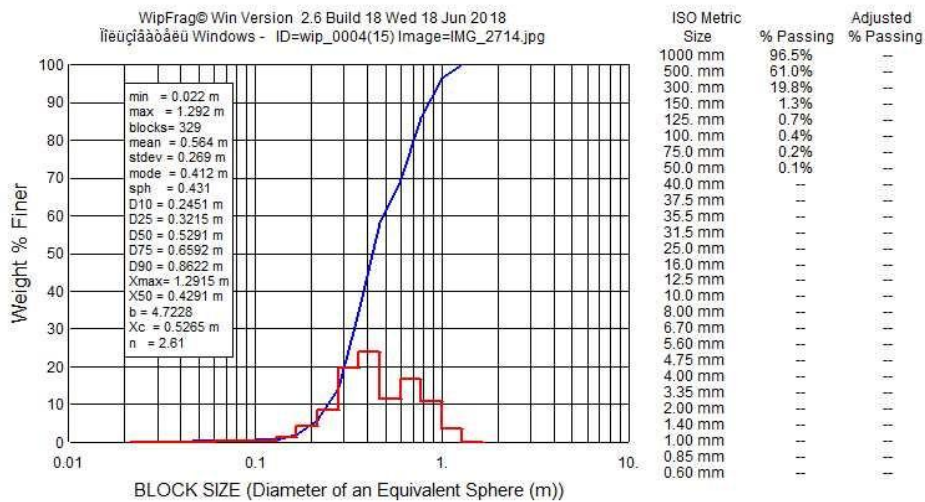


Рис. 4.7 - Развал горной массы после взрыва и распределение грансостава (в зоне применения комбинированной конструкции из разнотипных ВВ, разделенных профилированным инертным промежутком)

Таблица 4.3 – Результаты опытно – промышленных испытаний

Блок	Средняя высота уступа, м	Кол-во взрываемых скважин	Сопротивление по подошве уступа, м	Перебур, м	Используемая конструкция	%, негабарита	Превышение подошвы, м
42	15,1	74	7,0	2,0	а	11,2	+1,3
43	16,5	68	7,0	2,0	б	9,5	+0,9
44	16,4	56	7,0	2,0	в	9,1	-0,2

Таким образом, фотопланиметрический анализ показывает, что при применении комбинированной конструкции из разнотипных ВВ, разделенных

профилированным инертным промежутком выход негабаритных кусков ($d > 1000$ мм) уменьшился на 40% по сравнению с сплошной конструкцией скважинного заряда. На основании результатов измерений скорости детонации при использовании комбинированного заряда с профилированным инертным промежутком в донной части скважины формируется зона квазистатического давления, что приводит к качественной проработке подошвы и повышению полезного использования энергии взрыва. Так как скорости детонации взрывчатых веществ, образующих комбинированный заряд, отличаются, то, это приводит к увеличению начальной скорости смещения горного массива с существенным повышением интенсивности и равномерности дробления горной породы. Следует отметить, что наибольший эффект по проработке подошвы был достигнут при размещении частей комбинированного заряда в соотношении 0,3:0,7 от высоты уступа.

4.3 Техничко-экономическая оценка эффективности применения разработанной конструкции заряда на примере Лебединского ГОКа

Проведенные исследования применения комбинированных скважинных зарядов с профилированным инертным промежутком показали, что происходит улучшение проработки подошвы уступа, повышается степень разрушения горной породы взрывом. Например, в условиях Лебединского месторождения при проведении БВР с разработанной конструкцией скважинного заряда, уменьшился средний диаметр куска разрушенной горной массы от 1,18м до 0,96м, что привело к увеличению технической производительности экскаватора ЭКГ-8И на 10% (Приложение Б).

Определим экономический эффект достигаемый за счет повышения производительности экскаватора ЭКГ-8И.

Теоретическая (паспортная) производительность экскаватора:

$$Q_s^T = 3600 E / t_u, \text{ м}^3 / \text{ч} \quad (72)$$

где E – емкость ковша экскаватора, м^3 ; t_u – время цикла, ч.

Паспортные характеристики экскаватора карьерного гусеничного ЭКГ-8И, приведены в таблице 4.4.

для ЭКГ-8 $Q_{Э8}^T = 3600 \cdot 8 / 26 = 1107 \text{ м}^3/\text{ч}$,

Техническая (часовая) производительность экскаватора:

$$Q_3^Ч = Q_3^м \cdot k_{Ц} / k_n \cdot k_H / k_p \cdot k_{ГК} \cdot k_{yo}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (73)$$

где $k_{Ц}$ - коэффициент цикла (1,0 при 90°; 0,9 при 135° и 0,8 при 180°); k_n - коэффициент породы; k_{yo} - коэффициент (учета) удлиненного оборудования мехлопат (1,0 - для базовых моделей и 1,2 - для моделей с удлиненным оборудованием); k_n - коэффициент наполнения ковша (для вскрышных пород $k_n = 0,7$; для руды $k_n = 0,6$); $k_{ГК}$ - коэффициент геометрии копания (1,0 - для мехлопат и 1,25 - для гидравлических экскаваторов); k_p - коэффициент разрыхления породы в ковше (для скальных – 1,4).

Базовый вариант: $Q_{Э8}^{Ч1} = 356 \text{ м}^3/\text{ч}$,

С учетом внедрения: $Q_{Э8}^{Ч2} = 392 \text{ м}^3/\text{ч}$.

Таблица 4.4 - Основные параметры экскаваторов ЭКГ-8И

Показатели	Параметры
Марка экскаватора	ЭКГ-8И
Емкость ковша, м ³	8
Радиус черпания на горизонте установки экскаватора, м	12.2
Максимальный радиус черпания, м	18.2
Максимальная высота черпания, м	12.5
Высота разгрузки, м	6.1
Высота разгрузки при наибольшей высоте, м	9.2
Радиус разгрузки, м	14.7
Мощность сетевого двигателя, кВт	630
Время цикла, сек	26
Масса с противовесом, т	370
Радиус поворота хвостовой части, м	7.6

Сменная производительность экскаватора:

$$Q_3^Ч = Q_3^м \cdot k_{Ц} / k_n \cdot k_H / k_p \cdot k_{ГК} \cdot k_{yo}, \text{ м}^3/\text{ч} \quad (74)$$

где $T_{см} = 12 \text{ ч}$ - время смены; $k_{ук}$ - коэффициент управления качеством руд (0,6÷0,8 - для руд) k_{oo} - коэффициент основных операций (0,85÷0,9), принимаем 0,85; $k_{ис}$ - коэффициент использования рабочего времени.

Базовый вариант: $Q_{Э8}^{СМ1} = 356 \cdot 12 \cdot 0,6 \cdot 0,85 \cdot 0,7 = 1525 \text{ м}^3/\text{смен.}$,

С учетом внедрения: $Q_{Э8}^{CM2} = 392 \cdot 12 \cdot 0,6 \cdot 0,89 \cdot 0,8 = 2009 \text{ м}^3/\text{смен.}$

Месячная производительность экскаватора:

$$Q_{Э}^{Mec} = Q_{Э}^{CM} n_{CM} k_{TT} k_{CEZ} k_{TP}, \text{ м}^3/\text{мес.}, \quad (75)$$

где $n_{CM} = (30 \cdot 2) - 4 = 56$ смен - количество смен работы в месяц за вычетом дней для проведения БВР; k_{CEZ} - сезонный коэффициент (0,8 зимой и 1,0 летом, в среднем за год – 0,9); k_{TT} - коэффициент технической готовности (0,8-0,9 для нового и 0,55-0,65 для изношенного оборудования); k_{mp} - коэффициент транспорта (1,0 - для автотранспорта, 0,8 - для железнодорожного транспорта).

Базовый вариант: $Q_{Э8}^{Mec1} = 1525 \cdot 56 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 1,0 = 61,5 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{мес.},$

С учетом внедрения: $Q_{Э8}^{Mec2} = 2009 \cdot 56 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 1,0 = 81 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{мес.}$

Годовая производительность экскаватора:

$$Q_{Э}^{Год} = 12 Q_{Э}^{Mec} k_{TO}, \text{ м}^3/\text{ГОД} \quad (76)$$

где 12 - число месяцев работы в год; k_{mo} - коэффициент (учета времени) технического обслуживания (для ЭКГ-8И – 0,9).

Базовый вариант: $Q_{Э8}^{Год1} = 61,5 \cdot 10^3 \cdot 12 \cdot 0,9 = 565 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{год};$

С учетом внедрения: $Q_{Э8}^{Год2} = 81 \cdot 10^3 \cdot 12 \cdot 0,9 = 875 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{год}$

Снижение эксплуатационных затрат:

$$\Delta C = (C_B - C_{II}) \cdot Q_{II} \quad (77)$$

где C_B - себестоимость единицы добытого полезного ископаемого для базисного варианта; C_{II} - себестоимость единицы добытого полезного ископаемого с учетом внедрения;

$Q_{II} = 0,77 \cdot 10^6 \text{ м}^3$ - объем добытого полезного ископаемого, на который распространяется оцениваемое техническое решение.

$$C_B = \frac{C_{M.C.}}{P_1}; C_{II} = \frac{C_{M.C.}}{P_2} \quad (78)$$

где $C_{M.C.} = 14791,6 \text{ руб/смен.}$ - стоимость машино-смены экскаватора;

$P_1 = 1525 \text{ м}^3 / \text{смен}$ - годовая производительность экскаватора в базисном варианте; $P_2 = 2009 \text{ м}^3 / \text{смен.}$ - среднемесячная сменная производительность с учетом внедрения.

Годовая экономия составит:

$$\Delta C = \left(\frac{14791,6}{1525} - \frac{14791,6}{2009} \right) \cdot 0,77 \cdot 10^6 = 1,8 \text{ млн. руб} / \text{год.}$$

4.4 Выводы по главе 4

1. В результате проведенных опытно – промышленных испытаний разработанной комбинированной конструкции скважинного заряда с профилированным инертным промежутком установлено, что оптимальное действие по разрушению горной породы на уровне подошвы уступа с применением комбинированной конструкции скважинного заряда, части которого разделены профилированным инертным промежутком, достигается размещением частей заряда в соотношении 0,3 – (низ):0,7 – (верх) от высоты уступа.
2. При применении комбинированной конструкции из разнотипных ВВ, разделенных профилированным инертным промежутком выход негабаритных кусков ($d > 1000 \text{ мм}$) уменьшился на 40% по сравнению со сплошной конструкцией скважинного заряда.
3. Установлено, что за счет запираания продуктов взрыва увеличивается продолжительность воздействия квазистатического поля напряжений на массив горных пород. Это приводит к улучшению дробления, к снижению диаметра среднего куска на 9 - 14% и снижению выхода негабарита в 1,4 раза;
4. Разработанные рекомендации по использованию комбинированных скважинных зарядов с профильным инертным промежутком, обеспечивающим целенаправленную фокусировку и отражение ударной волны в донную часть скважины и создание максимально длительного по времени нагружения массива на уровне подошвы уступа, внедрены на предприятии АО «Лебединский ГОК». За счет этого подошва уступа проработана качественно (отсутствуют пороги), уменьшился средний диаметр куска разрушенной

горной массы от 1,18м до 0,96м, что в совокупности привело к увеличению технической производительности экскаватора ЭКГ-8И на 10%..

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Представленная диссертационная работа является законченным научным исследованием, которая содержит решение важной для железорудных карьеров задачи - повышения эффективности буровзрывных работ при отработке месторождений железной руды высокими уступами за счет применения разработанной конструкции скважинного заряда для повышения качества проработки подошвы уступа в сложных горно – геологических условиях.

Основные научные выводы и практические рекомендации, полученные в ходе выполнения данных исследований и внедрения разработок, заключаются в следующем:

1. Установлены размеры зон переизмельчения, дробления и отколообразования для различных зарядов с учетом физико-технических свойств горных пород;

2. Размещение комбинированного профилированного заряда взрывчатого вещества в нижней части скважины при взрывании 20-30 метровых уступов железных руд приводит к увеличению перехода энергии заряда в энергию волны напряжений до 7%;

3. Разделение частей скважинного заряда профилированным инертным промежутком обеспечивает увеличение продолжительности динамического нагружения донной части скважины до 15 мс.

4. Разработана методика проведения промышленных испытаний для исследования влияния конструкции скважинного заряда на эффективность проработки подошвы уступа скального массива;

5. Оптимальное действие по разрушению горной породы на уровне подошвы уступа с применением комбинированной конструкции скважинного заряда, части которого разделены профилированным инертным промежутком, достигается размещением частей заряда в соотношении 0,3 – (низ):0,7 – (верх) от высоты уступа.

6. Промышленными исследованиями установлено, что при использовании скважинных зарядов с разделением частей профильным инертным промежутком

за счет запираания продуктов взрыва увеличивается продолжительность воздействия квазистатического поля напряжений на массив горных пород. Это приводит к улучшению дробления, к снижению диаметра среднего куска на 9 - 14% и снижению выхода негабарита в 1,4 раза;

7. Разработанные рекомендации по использованию комбинированных скважинных зарядов с профильным инертным промежутком, обеспечивающим целенаправленную фокусировку и отражение ударной волны в донную часть скважины и создание максимально длительного по времени нагружения массива на уровне подошвы уступа, внедрены на предприятии АО «Лебединский ГОК». За счет этого подошва уступа проработана качественно (отсутствуют пороги), уменьшился средний диаметр куска разрушенной горной массы от 1,18м до 0,96м, что в совокупности привело к увеличению технической производительности экскаватора ЭКГ-8И на 10%.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Геологический атлас России // Под ред. А.А. Смылова; - СПб. - 1996.- 300с.
2. Павлов, А.И. Оценка перспектив развития предприятий железорудного комплекса России до 2015 г. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2005. – №10. – С.110-115.
3. Кантемиров, В.Д. Основные тенденции производства железорудного сырья в России / В.Д. Кантемиров, Р.С. Титов, А.М. Яковлев // «Горная Промышленность» – 2018. - №1 (137). - С. 72-75.
4. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2006 гг. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2007.- С.10-111.
5. Техничко-экономические показатели горных предприятий за 1990-2015 гг. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2016. .- С.15-119.
6. Арсентьев, А.И. Законы формирования рабочей зоны карьера. // А.И. Арсентьев. – Л.: Изд-во ЛГИ. – 1986. – 54 с.
7. Арсентьев, А.И. Определение главных параметров карьеров. // А.И. Арсентьев - М.: Недра. –1976. - 213с.
8. Яковлев, В.Л. Перспективное планирование технико-экономических показателей карьерного транспорта. / В.Л. Яковлев, В.С. Головин // Горнорудное производство. Совершенствование транспорта рудных карьеров. – Свердловск: ИГД МЧМ, 1978. – С. 19–23.
9. Горшков, Э.В. Исследование влияния глубины карьеров на эксплуатационные параметры технологического автотранспорта / Э.Ф. Горшков, П.И. Тарасов // Транспортирование горной массы с глубоких горизонтов карьеров. – Свердловск: ИГД МЧМ ,1984. – С. 39–44.
10. Дриженко, А.Ю. Новые технологические решения по разработке глубоких железорудных карьеров этапами. // Геотехнологические проблемы комплексного освоения недр: Сб. науч. трудов. Ин-т горн. дела УрО РАН. – Екатеринбург: Изд-во ИГД УрО РАН, 2004. – Вып. 2. – С.110-122.

11. Ржевский, В.В. Открытые горные работы.// В.В. Ржевский. – М.:Недра. - 1985. – 549 с.
12. Мельников, Н.В. Теория и практика открытых горных разработок // Н.В. Мельников - М.: Недра. – 1975. – 125с.
13. Новожилов, М.Г. Открытые горные работы // М.Г. Новожилов - М.: Госгортехиздат. – 1961. - 476с.
14. Ржевский, В.В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация. // В.В. Ржевский - М.: Недра. – 1985. - 550с.
15. Трубецкой, К.Н. Проектирование карьеров / К.Н. Трубецкой, Г.Л. Краснянский, В.В. Хронин, В.С. Коваленко - М.:Наука, 2009.- 694с.
16. Федотенко, В.С. Обоснование параметров и разработка технологии эффективного перехода к отработке мощных угольных месторождений высокими вскрышными уступами: автореф. дис. ... док. техн. наук: 25.00.21 / Федотенко Виктор Сергеевич – М., 2018.- 36 с.
17. Новожилов, М.Г. Высокие уступы на карьерах. / М.Г. Новожилов, А.Ю. Дриженко, В.И. Куценко // Горный журнал - М.: Недра,1984 - №7. - С.14-19.
18. Друкованный, М.Ф. Взрывание спаренных уступов на ГОКах Кривбасса / М.Ф. Друкованный, М.Г. Новожилов, Э.И. Ефремов и др // Metallургическая и горнодобывающая промышленность. – 1963. - №2. – С.10-33.
19. Козуб, А.В. Обоснование параметров взрывной подготовки двухступной выемки в карьерах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20 / Козуб Александр Васильевич – М., 2011. – 20 с.
20. Сытенков, В.Н. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР на руднике Мурунтау / В.Н. Сытенков, И.П. Бибик, С.С. Коломников // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - № 3. – С.39-46.
21. Куценко, В.И. Исследование технологии выемки скальных пород на глубоких карьерах: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.15.03. / Куценко Владимир Ильич – Днепропетровск, 1981. – 20 с.
22. Томаков, П.И. Интенсификация использования оборудования на карьерах // П.И. Томаков. - М.: Недра, 1980. - 219 с.

23. Васильев, М.В. Условия и перспективы применения драглайнов в железорудной промышленности / М.В. Васильев, Г.Г. Саканцев, А.Г. Нейфельд // Горный журнал. - М.: Недра, 1983. - №5. - С.15-17.

24. Селянин, В.Г. Интенсификация горных работ в глубоких карьерах // В.Г. Селянин. – М.: Недра, 1977.– 192 с.

25. Деревяшкин, И.В. Перспективы применения драглайнов на железорудных карьерах России // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – М.:Изд-во МГГУ, 2006. – №8. – 15с.

26. Кривда, В.В. Влияние эксплуатационно-технических параметров автосамосвала на параметры систем разработки глубокого железорудного карьера / В.В. Кривда // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. трудов.– Днепропетровск, 2014.– №115 .– С. 156–163.

27. Деревяшкин, И.В. Рациональные условия применения драглайнов при строительстве глубоких карьеров // Маркшейдерский вестник, 2009. – №2. – С. 14 - 20.

28. Васильев, М.В. Транспорт глубоких карьеров // М.В. Васильев. – М.:Недра, 1983. – 295с.

29. Пригунов, А.С. Современное состояние и перспективы применения циклично-поточной технологии открытой разработки в Кривбассе /А.С. Пригунов, И.Л. Гуменик // Горный журнал. – 2003. - № 4. – С. 62 - 65.

30. Домбровский, А.Н. Техничко-экономические преимущества применения кранлайнов для технического перевооружения карьеров / А.Н. Домбровский, И.А. Сидоренко, Н.П. Сеинов, М.Н. Котровский // «Горная промышленность». - 2000. - №2. [Электронный ресурс] (<https://mining-media.ru/ru/article/karertekh/1957-tekhnikoekonomicheskie-preimushchestva-primeneniya-kranlajnov-dlya-tekhnicheskogo-perevooruzheniya-karerov>)

Дата обращения: 16.09.2016 г.

31. Демидюк, Г.П. Регулирование степени дробления при взрывной отработке на уступах / Г.П. Демидюк, С.А. Смирнов // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1971. – №70/27. – С.15 - 19.

32. Замышляев, Б.В. Модели динамического деформирования и разрушения горных пород // Б.В. Замышляев, Л.С. Евтерев – М.: Наука, 1990 – С.32-75.
33. Зельдович, Я.Б. Теория детонации. / Я.Б. Зельдович, А.С. Компанец // Гостехиздат. – 1955. – 268с.
34. Селек, Д. Основные исследования в области взрывных работ в железистых кварцитах // Сб. «Разрушение и механика горных пород». – 1962.- 110с.
35. Крюков, Г.М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании // Г.М. Крюков – М.: Издательство «Горная книга», 2006. – Т.1. – 330с.
36. Петров, Н.Г. Взаимодействие зарядов при последовательном взрывании / Н.Г. Петров, С.В. Островидов // Сб. «Взрывное дело». – М.:Недра, 1960. – №45/2. – С.5 - 9.
37. Мосинец, В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах / В.Н. Мосинец // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1986. – №89/46. – С. 100-109.
38. Покровский, Г.И. Взрыв // Г.И. Покровский. – 1980. – 190с.
39. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. // Родионов В.Н.– М.:Изд-во ИГД АН СССР. – 1962. – 29с.
40. Власов, О.Е. Основы динамики взрыва // О.Е. Власов – М.: Издательство ВИА им В.В. Куйбышева, 1957. – 350с.
41. Покровский, Г.И. Действие удара и взрыва в деформируемых средах // Г.И. Покровский, И.С. Федоров – М.: Стройиздат, 1957. – 257с.
42. Мец, Ю.С. Элементы теории процесса взрывного разупрочнения горных пород // Ю.С. Мец, А.И. Олейников, А.Ю. Антонов – Кривой Рог, 1987. – 17 с.
43. Мельников, Н.В. Энергия взрыва и конструкция заряда // Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко – М.: Недра, 1964. – 186с.
44. Ханукаев, А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом // А.Н. Ханукаев – М.: Госгортехиздат, 1962. – 199с.

45. Клочков, В.Ф. Определение коэффициента передачи энергии на разрушение горного массива при взрыве колонкового заряда ВВ / В.Ф. Клочков, В.А. Чумаченко // Разработка рудных месторождений. – К.: Техника, 1990. – №49. – С. 46 – 48.
46. Демидюк, Г.П. О видимых проявлениях откольного механизма разрушения горных пород взрывом // В кн. Механизм разрушения горных пород взрывом. – Киев: Наук. думка, 1971. – С.8-11.
47. Механический эффект подземного взрыва. // Под ред. В.Н. Родионова. – М.: Недра, 1971. – 222с.
48. Разрушение твердых сред зарядами разного диаметра / Э.И. Ефремов, И.Н. Усик, В.Д. Петренко, И.И. Усик // Горный журнал. – 1987. – №9. – С. 59 – 63.
49. Исследование эффективности взрывания высоких уступов на карьерах НКГОКа / В.Д. Петренко, В.Ф. Джос, В.Д. Сиротенко, А.И. Капитоненко, Б.И. Дубсон // Акад. наук УССР, ин-т геотехнической механики. – Днепропетровск, 1987. – 18 с.
50. Друкованный, М.Ф. Пути дальнейшего совершенствования конструкций зарядов на карьерах / М.Ф. Друкованный, Э.И. Ефремов, В.М. Комир и др. // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1965. – №57/14. – С.55-59.
51. Акутин, Г.К. Степень дробления и высота уступа / Г.К. Акутин // Горный журнал. – 1977. – №7. – С.44-51.
52. Таран, Э.П. Взаимодействие удлиненных зарядов при различных режимах детонации ВВ / Э.П. Таран // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1986. – №88/45. – С.104 -111.
53. Кравцов, В.С. Определение рационального диаметра парносближенных скважинных зарядов / В.С. Кравцов, В.Д. Петренко, Н.Ф. Бородин // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1971 – №70/27. – С.268-271.
54. Кравцов, В.С. Распределение квазистатических напряжений в среде при взрыве парносближенных зарядов / В.С. Кравцов, Н.П. Рева, Ю.Е. Чернявский // Механика и разрушение горных пород. – Киев: Наук. думка, 1976. – С.54-60.

55. Шеленок, В.В. Особенности разрушающего действия взрыва парносближенных зарядов / В.В. Шеленок, Н.П. Рева // Механика и разрушение горных пород. – Киев: Наук. думка, 1975. – С.80-85.

56. Петренко, В.Д. Применение параллельно сближенных скважин на открытых и подземных разработках / В.Д. Петренко, В.С. Кравцов // Сб. науч. трудов – М.:ИГД, 1967. – С.17-56.

57. Мосин, А.Е. Параллельно сближенные скважины на карьерах строительных материалов / А.Е. Мосин, В.Л. Барон, Ф.И. Кучерявый // Нерудные строительные материалы. – 1970. – Вып.29. – С. 142-164.

58. Кутузов, Б.Н. Определение размера зоны регулируемого дробления при взрыве заряда в трещиноватом массиве / Б.Н. Кутузов, В.Н. Тюпин // Горный журнал. – 1979. – №8. – С.30 - 38.

59. Петренко, В.Д. Определение оптимального расстояния между парносближенными скважинами / В.Д. Петренко, В.С. Кравцов, Л.Ф. Петряшин // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1971. – №70/27. – С. 261-268.

60. Андриевский, А.П. Физико-техническое обоснование параметров разрушения горного массива взрывом удлиненных зарядов: автореф. дис. ... док. техн. наук: 25.00.20 / Андриевский Александр Порфиорович. – Красноярск, 2009. – 38с.

61. Комир, В.М. Управление действием взрыва при дроблении горных пород / В.М. Комир, В.Г. Афонин // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1977. – №77/34. –С.182-187.

62. Зверьков, С.Н. Опыт применения параллельно сближенных скважин на карьерах Ждановского ГОКа / С.Н. Зверьков, А.Р. Окунев // В сб. «Применение параллельно сближенных скважин на открытых и подземных разработках». – М.:ИГД, 1967. – С.6-11.

63. Друкованный, М.Ф. Совершенствование способов расположения и взрывания скважинных зарядов на железорудных карьерах Украинской ССР // М.Ф. Друкованный, И.Н. Усик, А.Г. Шостак – Киев: УкрНИИНТИ, 1971. – 80с.

64. Демидюк, Г.П. Исследование влияния элементов расположения

зарядов на эффективность взрывной отбойки // Г.П. Демидюк, С.А. Смирнов – М.: ИГД им. Скочинского А.А., 1968. – 33с.

65. Викторов, С.Д. Разрушение горных пород сближенными зарядами // С.Д. Викторов, В.М. Закалинский, Ю.П. Галченко – М.: Научтехлитиздат, 2006. – 267с.

66. Турута, Н.У. Эффективность наклонных скважинных зарядов для повышения качества подготовки горной массы / Н.У. Турута, А.Т. Галимуллин, В.А. Поплавский // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1974. – №73/30. – С.131-137.

67. Рубцов, С.К. Взрывание высоких уступов методом параллельно сближенных скважинных зарядов / С.К. Рубцов, В.П. Шеметов, И.П. Бирик // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2001. – №2. – С. 39-41.

68. Петросова, Ю.Э. Способ взрывания параллельно-сближенными скважинными зарядами взрывчатых веществ при взрывании высоких уступов на глубоких карьерах / Ю.Э. Петросова, Ш.А. Очиллов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2017. – №3. – С. 45-51.

69. Сухорученков, А.И. Взрывание высоких уступов на Сарбайском руднике / А.И. Сухорученков, А.Т. Калашников // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1974. – №73/30. – С.124-127.

70. Мосинец, К.Н. Применение параллельно сближенных зарядов на карьерах сложноструктурных месторождений / К.Н. Мосинец, С.К. Рубцов // Горный журнал. – 2002. – № 3. – С. 39-43.

71. Новожилов, М.Г. Взрывание в «зажатой» среде на карьерах // М.Г. Новожилов, М.Ф. Друкованный, В.И. Ильин – Киев: Наук. думка, 1966. – 122с.

72. Алексеев, Ф.К. Опыт работы ИнГОКа по взрыванию в зажатой среде высоких уступов / Ф.К. Алексеев // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1967. – № 62/19. – С. 244-248.

73. Новожилов, М.Г., Селянин В.Г. Совершенствование техники и технологии открытых разработок железорудных месторождений /

М.Г. Новожилов, В.Г. Селянин // «Высшая школа». – 1961. – С.22-31.

74. Боровиков, В.А. Техника и технология взрывных работ / В.А. Боровиков, И.Ф. Ванягин // Ленинград, ЛГИ – 1985. – 111с.

75. Разрушение горных пород энергией взрыва // Под ред. Э.И. Ефремова. – К.: Наук. думка, 1987. – 264 с.

76. Ленский, В.В. Установление формы скважинных зарядов при взрывании уступов высоких уступов на Сарбайском руднике / В.В. Ленский, А.П. Фролов, М.Ф. Ким // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1974 – №73/30. – С.119-122.

77. Попов, А.А. Исследование степени дробления среды взрывом в условиях Соколовского карьера ССГОЖа / А.А. Попов, В.М. Сенук // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1975 – №73/30. – С.127-129.

78. Рудской, Ю.М. Совершенствование буровзрывных работ / Ю.М. Рудской, В.М. Олименко // Горный журнал. – 2006. – №7. – С.33-36.

79. Викторов, С.Д. Дробление руды зарядами эмульсионных взрывчатых веществ / С.Д. Викторов, А.В. Козуб // Деформирование и разрушение материалов с дефектами, и динамические явления в горных породах и выработках: Материалы Юбилейной XX Международ. науч. школы. – Симферополь: Таврич. нац. ун-т, 2010. – 389с.

80. Викторов, С.Д. Сдвигение и разрушение горных пород // С.Д. Викторов, М.А. Иофис, С.А. Гончаров – М.: Наука, 2005. – 277с.

81. Гончаров, С.А. Термическое расширение взрывных скважин на карьерах / С.А. Гончаров // М.: Горная книга, 2002. – 89с.

82. Темний, В.П. О влиянии диаметра заряда на эффективность открытых горных работ / В.П. Темний, А.В. Шапуриин // Разработка рудных месторождений. – 2010. – Вып.93 – С.77-81.

83. Белоконь, М.П. Опыт взрывания скважинных зарядов переменного диаметра по высоте уступа / М.П. Белоконь, Е.В. Николенко // Вестник КДПУ.– 2006. – №6/41, ч.1. – С.93-96.

84. Жариков, Н.Ф. Эффективность разрушения горных пород зарядами

различных конструкций / Н.Ф. Жариков // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1986. – №89/46. – С. 31-42.

85. Петренко, В.Д. Исследование эффективности взрывания высоких уступов на карьерах НКГОКа / В.Д. Петренко, В.Ф. Джос // Акад. наук УССР, ин-т геотехнической механики. – Днепропетровск, 1987. – 18 с.

86. Безматерных, В.А. Влияние конструкции заряда на дробление породы / В.А. Безматерных, С.М. Петухов // Горный журнал. – 1986. – № 7 – С. 84 – 86.

87. Воробьев, В.Д. Обоснование параметров и эффективность инертных промежутков в скважинных зарядах взрывчатых веществ / В.Д. Воробьев, А.И. Кондратьев // Уголь Украины. – 1993. – №6. – С. 27-28.

88. Куринной, В.П. Влияние параметров промежутков из пористых низкоплотных материалов на эффективность взрыва скважинного заряда / В.П. Куринной, Е.Г. Баранов // Горный журнал. – 1990. – № 5. – С. 72 – 76.

89. Мысин, А.В. Совершенствование буровзрывных работ на железорудном карьере Открытого Акционерного Общества «Михайловский горно-обогатительный комбинат» / А.В. Мысин, Г.П. Парамонов, Ю.А. Миронов // Журнал «Маркшейдерский Вестник», 2017. - №6. - С.19-24.

90. Комир, В.М. Ресурсосберегающие технологии взрывного разрушения горных пород // В.М. Комир, Э.И. Ефремов, И.А. Краснопольский – К.: Техника, 1990. – 149с.

91. Пшеничный, В.И. Об управлении энергией взрыва скважинных зарядов ВВ в зоне перебура / В.И. Пшеничный, А.А. Корнеев, Р.А. Чакветадзе // Новая технология и техника для открытой добычи. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1985. – № 238. – С. 105-110.

92. Безматерных, В.А. Сравнение дробящего действия взрыва одиночных зарядов взрывчатых веществ разных конструкций / В.А. Безматерных, В.Г. Кузьмин // Горный журнал. – 1990. – № 9. – С. 70-73.

93. Баум, Ф.А. Физика взрыва // Ф.А. Баум, Л.П. Орленко, К.П. Станюкович – М.:Наука, 1975. – 704с.

94. Друкованный, М.Ф. Управление действием взрыва скважинных

зарядов на карьерах // М.Ф. Друкованный, В.С. Куц, В.И. Ильин – М: Недра, 1980. – 224с.

95. Беляев, Ф.А. Горение, детонация и работа взрыва конденсированных систем // Ф.А. Беляев – М.:Наука, 1968 – 255с.

96. Патент № 176467 Российская Федерация, МПК F42D 1/08 (2018.01). Комбинированный скважинный заряд: № 2017122886 : заявл. 27.06.2017 : опубл. 19.01.2018 / Парамонов Г.П., Миронов Ю.А., Мысин А.В.; заявитель СПГУ. – 4 с. : ил. – Текст: непосредственный.

97. Боровиков, В.А. Волны напряжений в обводненном и трещиноватом массиве / В.А. Боровиков, И.Ф. Ванягин, М.Г. Менжулин, С.В. Цирель // Уч. пособие. – Л., Изд. ЛГИ, 1989. – 121с.

98. Боровиков В.А., Ванягин И.Ф. Техника и технология взрывных работ. // Уч. пособие. – Л., Изд. ЛГИ. – 1985. – 133с.

99. Боровиков, В.А. К расчету параметров волны напряжений при взрыве удлиненных зарядов в горных породах / В.А. Боровиков, И.Ф. Ванягин // Сб. «Взрывное дело». – М.: Недра, 1976. – № 76/33. – С.22-31.

100. Федосеев, А.В. Обоснование размеров сетки скважинных зарядов при взрывном разрушении слоистых массивов железистых кварцитов: дис. ... к.т.н.: 25.00.20 / Федосеев Антон Владимирович – СПб., НМСУ «Горный», 2014. – 136 с.

101. Гончаров, С.А. Физико-технические основы ресурсосбережения при разрушении горных пород // С.А. Гончаров – М.: Изд-во МГГУ, 2007. – 211с.

102. Ялтанец И.М. Практикум по открытым горным работам // И.М. Ялтанец, М.И. Щадов – М.: Изд-во МГГУ, 2003. – 429 с.

103. Велесевич, И.В. Особенности строения и структурного состояния железистых кварцитов сложного состава / И.В. Велесевич, В.А. Винников, М.Г. Зильбершмидт, Е.И. Терещенко // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – №10. – С.79-86.

104. Абсатаров, С.Х. Особенности физико-механических свойств минеральных разновидностей железистых кварцитов Лебединского месторождения / С.Х. Абсатаров, В.В. Мосейкин // Горный информационно-

аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2008. – №9. – С.285-291.

105. Вохмин, С.А. Обзор существующих методик расчёта параметров зон разрушения породного массива / С.А. Вохмин, Г.С. Курчин, А.К. Кирсанов, Д.А. Грибанова // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 1-1. URL:<http://www.science-education.ru/ru/article/view?id=19369> (дата обращения: 16.03.18).

106. Кутузов, Б.Н. Новая теория и новые технологии разрушения горных пород удлинёнными зарядами взрывчатых веществ // Б.Н. Кутузов, А.П. Андриевский – Новосибирск: Наука, 2002. – 96с.

107. Ракишев, Б.Р. Определение размеров зон разрушения в массиве пород при скважинных зарядах дробления / Б.Р. Ракишев // Сб. «Взрывное дело». – М.: ИПКОН РАН, 2010. – № 103-60. – С. 53-65.

108. Казаков, Н.Н. Параметры процесса камуфлетного действия взрыва скважинного заряда конечной длины / Н.Н. Казаков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2013. – №1. – С.109-118.

109. Румянцев, А.Е. Повышение качества дробления горной массы на основе учета газодинамических процессов в зарядной полости применительно к гранитным карьерам ленинградской области : дис. ... к.т.н.: 25.00.20 / Румянцев Александр Евгеньевич – СПб., НМСУ «Горный», 2013. – 156 с.

110. Молдован, Д.В. Управление качеством взрывоподготовки горной массы на карьерах строительных материалов на основе оптимизации параметров БВР: автореф. дис. ... канд. техн. наук: 25.00.20 / Молдован Дмитрий Владимирович – СПб., СПГГИ(ТУ) им. «Г.В. Плеханова», 2006. – 20 с.

111. Юровских, В.А. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: дис. ... к.т.н.: 25.00.20 / Юровских Андрей Викторович – СПб., СПГГИ(ТУ) им. «Г.В. Плеханова», 2003. – 119 с.

112. Миронов, Ю.А. Разработка и исследование параметров скважинной забойки для снижения пылегазовых выбросов при взрыве: автореф. дис. ... канд.

техн. наук.: 05.15.11 / Миронов Юлий Альбертович – СПб., СПГГИ(ТУ) им. «Г.В. Плеханова», 1998. – 20 с.

113. Нифадьев, В.И. Управление разрушением горных пород на основе регулирования энергетических и детонационных характеристик ВВ: автореф. дис. ... док. техн. наук.: 05.15.11 / Нифадьев Владимир Иванович – М., 1993. – 39 с.

114. Нифадьев, В.И. Газодинамическая неустойчивость при взрыве рассредоточенного воздушными промежутками скважинного заряда как причина начальной сети трещин в породе / В.И. Нифадьев, В.А. Коваленко, М.А. Райымкулов и др. // Вестник Кыргызско-Российского Славянского Университета. – 2018. – Т.18, № 4. – С. 175-179.

115. Боровиков, В.А. Физическое моделирование действия взрыва и процесса разрушения горных пород взрывом. // В.А. Боровиков – Л., Изд. ЛГИ, 1984. – 106 с.

116. Нефедов, М. А. Направленное разрушение горных пород взрывом / М.А. Нефедов – СПб. – 1996. – 235с.

117. Камянский, В.Н. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при разновременном взрывании скважинных зарядов // [Электронный ресурс] <http://ипконран.рф/wp-content/uploads/2018/11/%D0%94%D0%B8%D1%81%D1%81%D0%B5%D1%80%D1%82%D0%B0%D1%86%D0%B8%D1%8F%20%D0%9A%D0%B0%D0%BC%D1%8F%D0%BD%D1%81%D0%BA%D0%BE%D0%B3%D0%BE%20%D0%92.%D0%9D.pdf> (дата обращения: 16.03.19).

118. Парамонов, Г.П. Численное моделирование разрушения блока горной породы взрывом с учетом лабораторных экспериментов / Г.П. Парамонов, В.Н. Ковалевский, А.В. Мысин // Сб. «Взрывное дело». – М.: ИПКОН РАН, 2019. – Вып.122/79. – С. 19-33.

119. Кутузов, Б.Н. Эмульсионные ВВ, Гранэммиты и ANFO: структура, инициирование, физико-технические основы создания // Б.Н. Кутузов, С.А. Горинов, Е.П. Собина – М.: «Горная книга», 2011. - 64 с.

120. Меньшиков, П.В. Определение детонационных характеристик эмульсионных ВВ, изготавливаемых в условиях горных предприятий / П.В. Меньшиков, В.А. Синицин, А.С. Маторин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). –2010. – №7. – С. 298-301.
121. Возгрин, Р.А. Повышение качества дробления горной массы при применении скважинных зарядов эмульсионных взрывчатых веществ уменьшенного диаметра: дис. ... к.т.н.: 25.00.20 / Возгрин Роман Александрович – СПб, 2015. – 133 с.
122. Руководство по использованию измерителя скорости детонации // DataTrap II DATA/VOD Recorder. Редакция 3.0. – MREL Group of Companies Limited. - Kingston, Canada, 2013. – 102 с.
123. Ландау, Л.Д. Определение скорости истечения продуктов детонации конденсированных взрывчатых веществ // Л.Д. Ландау– М.: Наука, 1969. – С. 499-503.
124. Парамонов, Г.П. Действие на массив горных пород скважинных зарядов различных конструкций / Г.П. Парамонов, В.Н. Ковалевский, А.В. Мысин // Сб. «Взрывное дело». – М.: ИПКОН РАН, 2019. – Вып.122/79. – С. 106-121.
125. Бабкин, Р.С. Снижение выбросов оксидов азота при ведении взрывных работ на месторождениях, разрабатываемых открытым способом дис. ... к.т.н.: 25.00.20 / Бабкин Руслан Сергеевич – СПб, 2018. – 121 с.
126. Smith S.F. Structural Stability, Support and Excavation Aspects of Mine Openings in Stratified Iron Ore Deposits. // PhD Thesis, University of Nottingham. - 1990 - 144pp.
127. World Steel Association, 2016, World steel short range outlook 2016–2017: Brussels, Belgium, World Steel Association, April 13. [Электронный ресурс] <https://www.worldsteel.org/media-centre/press-releases/2016/worldsteel-Short-Range-Outlook-2016-2017.html+&cd=1&hl=en&ct=clnk&gl=us>. Дата обращения: 16.09.2016 г.

128. U.S. Geological Survey minerals yearbook - 2015. [Электронный ресурс] https://www.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/iron_ore/index.html#mcs. Дата обращения: 10.09.2016 г.
129. US Geological Survey, 2014. Mineral Commodity Summaries, February 2014.
130. BHP Billiton Ltd., 2015, Annual report 2015: Melbourne, Australia, BHP Billiton Ltd., September 23, 324 p. [Электронный ресурс] (<http://www.bhpbilliton.com/-/media/bhp/documents/investors/annual-reports/2015/bhpbillitonannualreport2015.pdf?la=en>.) Дата обращения: 16.09.2016 г.
131. Metalloinvest, 2013. Annual report. [Электронный ресурс] <http://ar2017.metalloinvest.com/reports/metalloinvest/ann...gb/Russian/2080.html>
132. Rosskamp, M. Steinruchverhältnisse in den USA. / M. Rosskamp, W. Oerter // Naturstein ind. - 1973. - №1-2. - Pp.29-34.
133. Buki, P. Tightening the best on production cost / P. Buki, B. Nischk // II Pit and Quarry. – 1986.–№ 3. – Pp. 38–44.
134. Rock Fracture and Blasting: Theory and Applications. // Oxford: B-H/Elsevier Science, 2016. – 345p.
135. Djordjevic, N. Two-component of blast fragmentation / N. Djordjevic // Proceedings of the Sixth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast. – South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, South Africa, 1999. – Pp. 213–219.
136. Drukovanyi, M.F. Calculation of fracture zones created by exploding cylindrical charges in ledge rocks / M.F. Drukovanyi, V.S. Kravtsov, Y.E. Chernyavskii, V.V. Reva // Soviet Mining Science. – 1976. – №12(3). – Pp. 292–295.
137. Esen, S. Modeling the size of the crushed zone around a blasthole / S. Esen, I. Onederra, H.A. Bilgin // Int. J. Rock Mechs Min. Scis. – 2003. – V.40. – Pp. 485–495.

138. Mosinets, V.N. A seismological method of determining the parameters of the zones of deformation of rock by blasting / V.N. Mosinets, N.P. Gorbacheva // Soviet Mining Science. – 1972. – №8(6). – Pp. 640–647.
139. Szuladzinski, G. Response of rock medium to explosive borehole pressure. / G. Szuladzinski // Proceedings of the Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting-Fragblast-4. – Vienna, Austria. – 1993. – Pp. 17–23.
140. Olsson, M. What causes cracks in rock blasting? / M. Olsson, I. Bergqvist // Fragblast, 1999. – №6(2). – Pp. 221-233.
141. Ansys inc. Autodyn. Explicit software for non-linear dynamics: theory manual. // Ansys inc. – 2005. – 235 p.
142. Haghghi, R. Modelling gas pressure effects on explosive rock breakage / R. Haghghi, R.R. Britton, D. Skidmore // Int. J. Min. Geol. Eng. – 1988. – V.6,1. – Pp. 73-99.
143. Cho, S.H. Dynamic fracture process analysis of rock and its application to fragmentation control in blasting / Ph.D. Thesis. – Hokkaido University, Tokyo; Japan, 2003. – 133p.
144. Preece, D.S. Complete computer simulation of crater blasting including fragmentation and rock motion / D.S. Preece, L.M. Taylor // Proc. 5th Annual symposium on explosives and blasting research. – International Society of Explosives Engineers, 1989. – Pp. 53-62.
145. Mortazavi, A. Modelling the effects of discontinuity orientation, continuity, and dip on the process of burden breakage in bench blasting / A. Mortazavi, P.D. Katsabanis // Fragblast. – International Journal of Blasting and Fragmentation. – 2000. – Pp. 175-97.
146. Munjiza, A. Rock fracture and fragmentation model in coupled analysis of explosive induced rock fragmentation / A. Munjiza, J.P. Latham, K.R.F. Andrews // Proc. 6th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. – FRAGBLAST 6, (ed. Cunningham, C.), South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg. – 1999. – Pp. 187-190.
147. Badanaki, D.M.M. Stress-wave induced Fracture in Rock due to Explosive

Action / D.M.M. Badanaki // Department of Civil Engineering. – University of Toronto. – 2010. – 77p.

148. Century Dynamics Inc. AUTODYN theory manual. – 2005. – 601p.

149. Lee, E.L. Adiabatic expansion of high explosive detonation products // E.L. Lee, H.C. Hornig, J.W. Kury – Livermore, California, 1968 – No.41. – p. 97.

150. Johnson, G.R. A computational constitutive model for brittle materials subjected to large strains, high strain rates and high pressures / G.R. Johnson, T.J. Holmquist // In Shock Wave and High-Strain-Rate Phenomena in Materials. – CRC Press: Boca Raton, FL, USA. –1992. – Pp. 1075–1081.

151. Johnson, G.R. An improved computational constitutive model for brittle materials / G.R. Johnson, T.J. Holmquist // In AIP Conference of High-Pressure Science and Technology. – American Institute of Physics: Colorado Springs, CO, USA. – 1993. Volume 309. – Pp. 981–984.

152. Johnson G.R. Response of boron carbide subjected to large strains, high strain rates, and high pressures / G.R. Johnson, T.J. Holmquist // J. Appl. Phys. –1996. – № 85. – Pp.8060–8073.

153. Johnson G.R.; Holmquist T.J. Response of aluminum nitride (including a phase change) to large strains, high strain rates, and high pressures. / J. Appl. Phys. – 1997. – No 95. – Pp.1639–1646.

154. Wang, J. Johnson–Holmquist-II (JH-2) Constitutive Model for Rock Materials: Parameter Determination and Application in Tunnel Smooth Blasting / J. Wang, Y. Yin, C. Luo // Wang J. – Appl. Sci. – 2018. – Volume 8. – 1675p.

155. Mosin, A.E. On the damage zone surrounding a single blasthole. // Proceedings 2nd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting - 1986. - №.5 - Pp.22-34.

ПРИЛОЖЕНИЕ А**УТВЕРЖДАЮ:**Генеральный директор
ООО «Промстройвзрыв»
В.М. Губайдуллин

" _____ 2018 г.

**Акт**

проведения опытных испытаний комбинированного скважинного заряда
(патент РФ 176467) в условиях карьера ООО «Рубикон»
месторождения «Ильмениоки»

Мы, нижеподписавшиеся: генеральный директор ООО «Промстройвзрыв» В.М. Губайдуллин, профессор кафедры взрывного дела ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет» Г.П. Парамонов, аспирант кафедры взрывного дела ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет» А.В. Мысин, составили настоящий Акт в том, что в период с 13 июня по 15 июня 2018 г. были проведены опытно-экспериментальные работы по изучению действия на массив различных конструкций скважинного заряда взрывчатого вещества.

Объектом испытаний являлись различные конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ. Целью работы является исследование скорости детонации взрывчатого вещества в зарядах различных конструкций, и как следствие, определение величины детонационного давления на массив, обработки результатов и выбора рациональной конструкции заряда ВВ для качественной проработки подошвы уступа. Совокупное влияние конструкций скважинных зарядов на характер и скорость детонации качественно отражается на степени разрушения горной породы и проработки подошвы.

Исследуемые конструкции скважинного заряда представлены ниже.

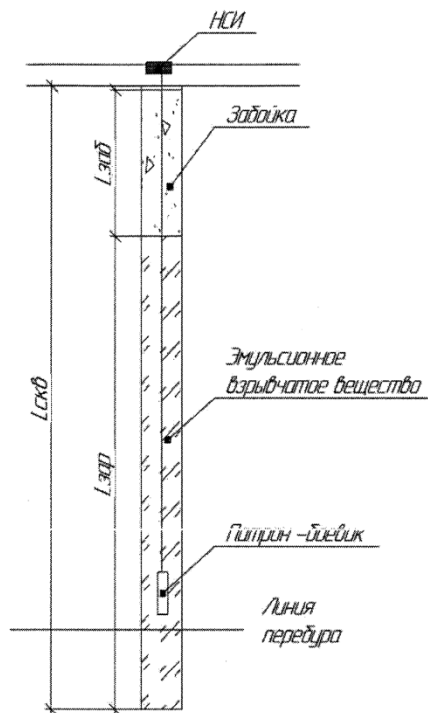


Рисунок 1. Конструкция сплошного колонкового заряда из однотипного взрывчатого вещества

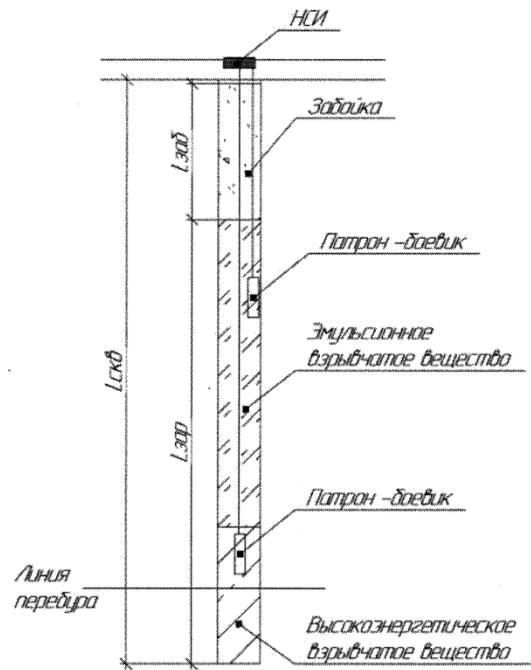


Рисунок 2. Конструкция комбинированного колонкового заряда из двух разнотипных взрывчатых веществ

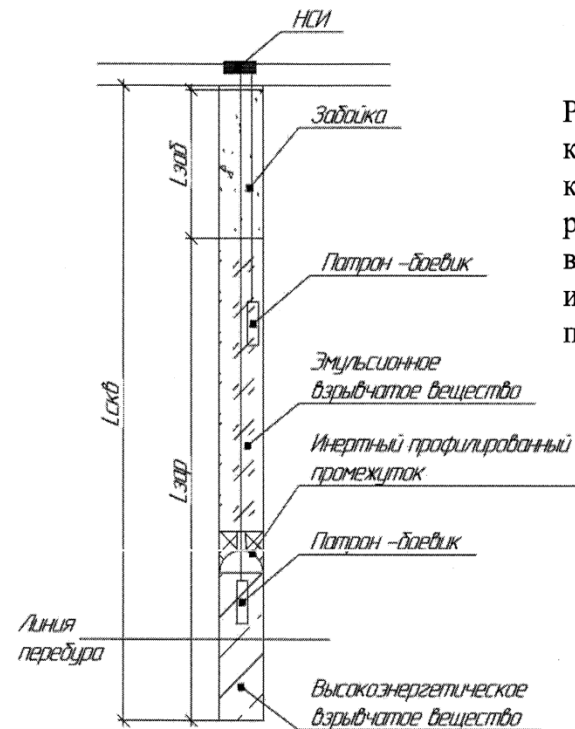


Рисунок 3. Конструкция комбинированного колонкового заряда из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком

УСЛОВИЯ ПРОВЕДЕНИЯ ИСПЫТАНИЙ

Испытания проводились на карьере ООО «Рубикон» месторождения «Ильмениоки», блоке №43, горизонт +48 м, в гранитах с коэффициентом крепости - 16.

При проведении первого испытания на блоке №43 весь обуренный блок заряжался согласно типовому проекту (вся незаряжаемая часть скважины заполнялась забоечным материалом из буровой мелочи). В качестве взрывчатого вещества использовался Фортис-Эдвантэдж-100. Нижний боевик состоял из двух шашек Т-400Г общей массой 800гр, верхний состоял из патрона Сенател Пауэрфраг массой 500гр. Схема взрывания – диагональная; для снижения сейсмического воздействия на охраняемые сооружения принималось короткозамедленное взрывание скважинных зарядов, которое осуществляется применением Искра-П с замедлением 25 и 42 мс.

Большая часть обуренного гранитного блока скважинами диаметром 115 мм заряжались согласно типовому проекту (вся незаряжаемая часть скважины заполнялась забоечным материалом из буровой мелочи), пять скважин по первому ряду – с применением комбинированного заряда без разделения его частей инертным промежутком, и еще пять - с применением комбинированного колонкового заряда из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком. При этом сетка скважин не изменялась. Ниже в таблице 1 приведены характеристики исследуемых конструкций зарядов.

Таблица 1. Характеристики исследуемых конструкций зарядов

Конструкция заряда	Используемое ВВ	Величина заряда	Иницирующий заряд
сплошная	Фортис Эдвантедж -100	90 кг	Один патрон боевик 800 гр
комбинированная из двух разнотипных взрывчатых веществ	Фортис Эдвантедж -100	80 кг	Один патрон боевик 800гр
	Гельпор ГП-Т	2 кг	
комбинированного из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком	Фортис Эдвантедж -100	70 кг	Два патрона боевика: нижний - 800гр, верхний - 500гр
	Гельпор ГП-Т	14 кг	

Схема взрывания – диагональная; для снижения сейсмического воздействия на охраняемые сооружения принималось короткозамедленное взрывание скважинных зарядов, которое осуществляется применением Искра-П с замедлением 25 и 42 мс.

ОБРАБОТКА РЕЗУЛЬТАТОВ ИСПЫТАНИЙ

Для измерения скорости детонации использовались приборы DataTrapII VOD и MicroTrap. Приборы размещались в укрытии на расстоянии 100м от места проведения взрывных работ. В качестве измерительного кабеля использовался PROBECABLE "GREEN". Измерительные кабели были соединены с патроном боевиком, расположенным в нижней части скважины и выведены на поверхность, после чего соединены с коаксиальными кабелями типа RG -58U. Результаты проведенного испытания указаны на рисунках 4-8.

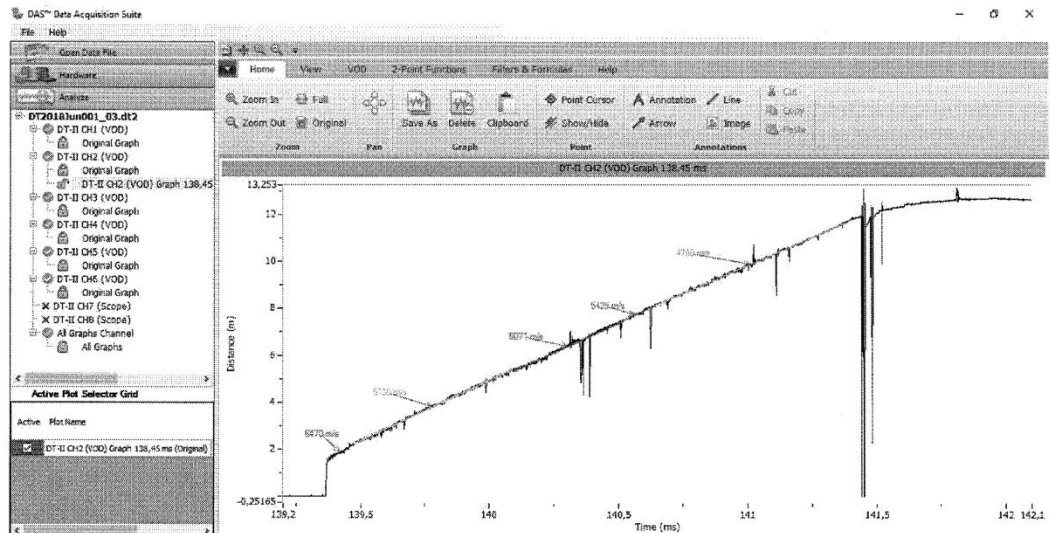


Рисунок 4. График изменения скорости детонации по длине заряда сплошной конструкции

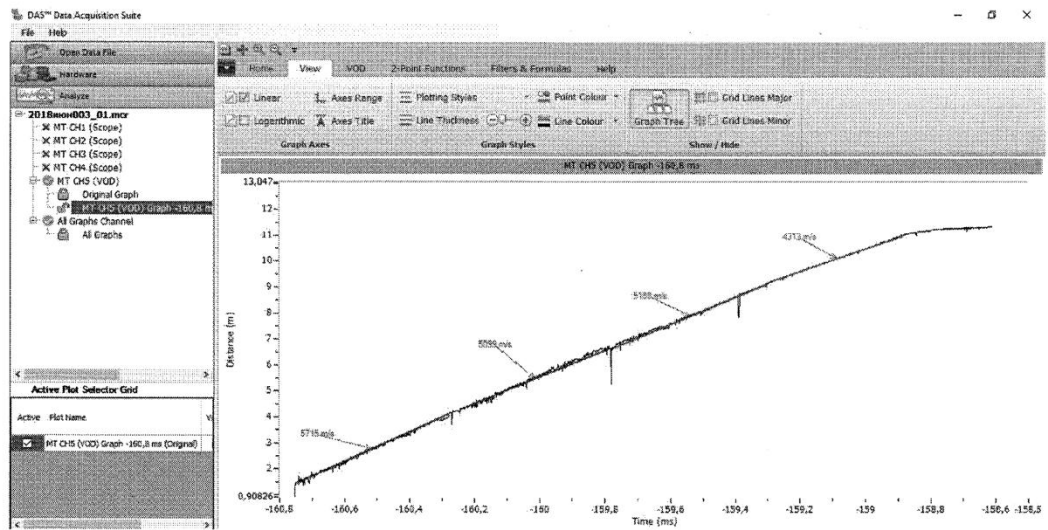


Рисунок 5. График изменения скорости детонации по длине заряда комбинированной конструкции из двух разнотипных взрывчатых веществ

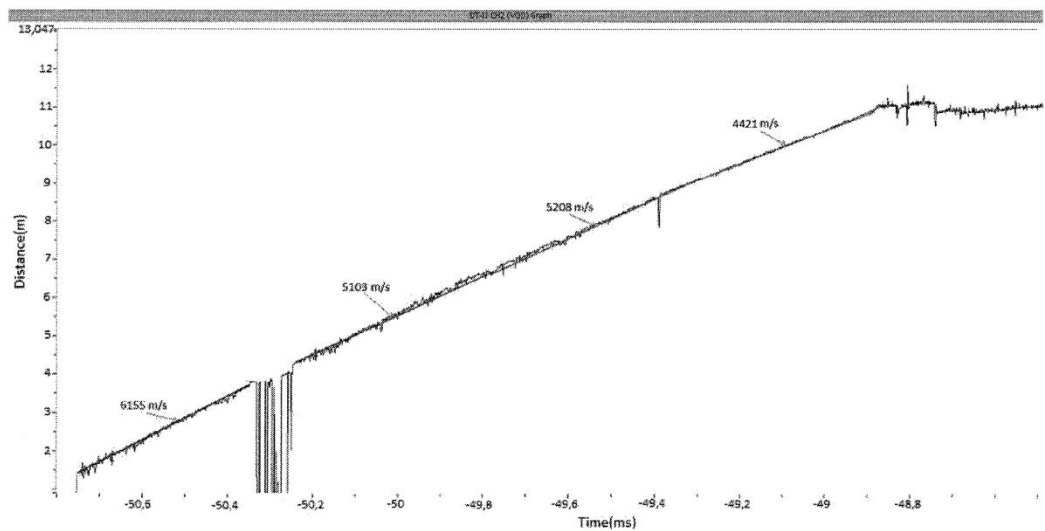


Рисунок 6. График изменения скорости детонации по длине заряда комбинированной конструкции из двух разнотипных взрывчатых веществ, разделенных инертным профилированным промежутком

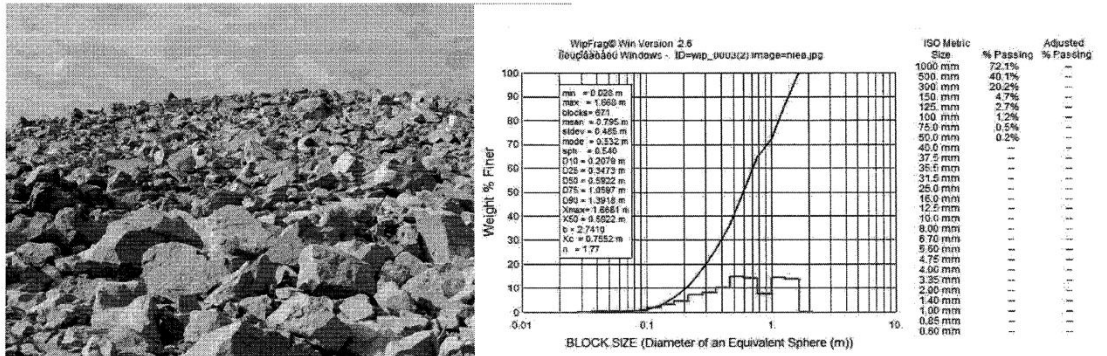


Рисунок 7. Развал горной массы после взрыва и распределение грансостава (в зоне применения сплошной конструкции заряда)

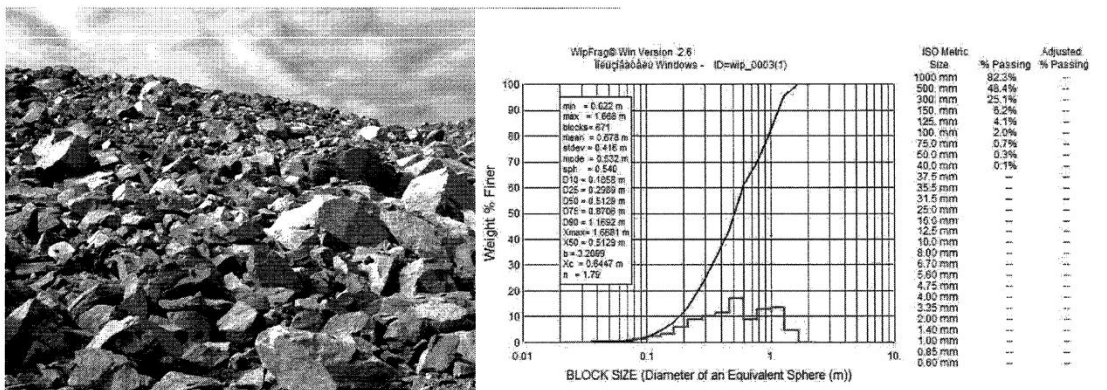


Рисунок 8. Развал горной массы после взрыва и распределение грансостава (в зоне применения комбинированной конструкции из разнотипных ВВ)

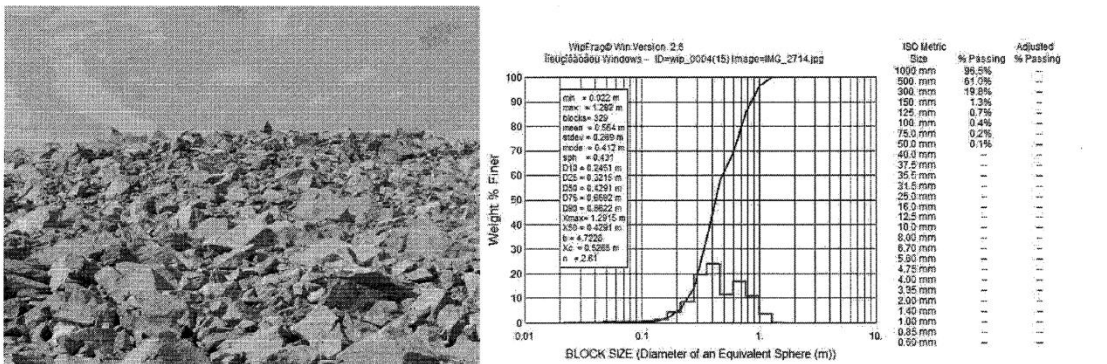


Рисунок 9. Развал горной массы после взрыва и распределение грансостава (в зоне применения комбинированной конструкции из разнотипных ВВ, разделенных профилированным инертным промежуток)

АНАЛИЗ РЕЗУЛЬТАТОВ ИСПЫТАНИЙ.

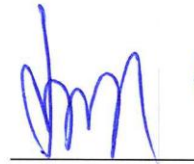
Фотопланиметрический анализ показывает, что при применении комбинированной конструкции из разнотипных ВВ, разделенных профилированным инертным промежутком выход фракций до 500 мм увеличился соответственно на 10-20 %, а выход негабаритных кусков ($d > 100$ см) уменьшился на 40% по сравнению с сплошной конструкцией скважинного заряда.

На основании результатов измерений скорости детонации при использовании комбинированного заряда с профилированным инертным промежутком в донной части скважины формируется зона квазистатического давления, что приводит к качественной проработке подошвы и повышению полезного использования энергии взрыва. Так как скорости детонации взрывчатых веществ, образующих комбинированный заряд, отличаются, то, это приводит к увеличению начальной скорости смещения горного массива с существенным повышением интенсивности и равномерности дробления горной породы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведенные опытно-промышленные взрывы показали, что отработки добычных уступов на месторождениях схожих по горно-геологическим условиям с «Ильмениоки» использование комбинированных зарядов из разнотипных ВВ с профилированным инертным промежутком может быть признано эффективным по проработке подошвы уступа, повышению степени дробления и снижению негабарита, и рекомендовано к промышленному использованию.

Генеральный директор
ООО «Промстройвзрыв»



В.М. Губайдуллин

Профессор кафедры взрывного дела
Санкт-Петербургского
горного университета, д.т.н



Г.П. Парамонов

Аспирант кафедры взрывного дела
Санкт-Петербургского
горного университета



А.В. Мысин

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

УТВЕРЖДАЮ:
Начальник Управления БВР
АО «Лебединский ГОК»
И.И. Борисов

АКТ ВНЕДРЕНИЯ

результатов диссертационной работы на тему:

«Разработка конструкции скважинного заряда для повышения эффективности буровзрывных работ при отработке месторождений железной руды высокими уступами»

Предприятие (использующее результаты) **АО «Лебединский Горно-обогатительный комбинат»**

в лице начальника БВУ Игоря Ивановича Борисова
ф. и. о. руководителя предприятия

настоящим актом подтверждает, что результаты диссертации «Разработка конструкции скважинного заряда для повышения эффективности буровзрывных работ при отработке месторождений железной руды высокими уступами» выполненной, в Санкт-Петербургском горном университете асп. Мысиным Алексеем Владимировичем за период с 2015 по 2018 г.г. внедрены на АО «Лебединский ГОК».

Форма внедряемых результатов диссертационной работы

Разработана конструкция комбинированного скважинного заряда взрывчатого вещества (патент РФ 176467), позволяющая на основе взаимодействия продуктов взрыва с профилированным инертным промежуток, сформировать в донной части скважины зону квазистатического давления, что приводит к качественной проработке подошвы и повышению полезного использования энергии взрыва.

Краткая характеристика внедренных результатов, в т.ч. социальный и экономический эффект (ожидаемый или фактический). На основе разработанных в диссертации рекомендаций, внедряется конструкция комбинированного скважинного заряда с целенаправленной фокусировкой и отражением ударной волны в донную часть скважины и созданием максимально длительного по времени нагружения массива на уровне подошвы уступа. За счет этого подошва уступа проработана качественно (отсутствуют пороги), уменьшился средний диаметр куска разрушенной горной массы от 1,18м до 0,96м, что привело к увеличению технической производительности экскаватора ЭКГ-8И на 10% и соответственно к экономии средств в денежном выражении на один экскаватор – 1,8 млн.руб.

От предприятия:

Начальник Управления БВР АО «Лебединского ГОКа»

Ответственный за внедрение

аспирант Санкт-Петербургского Горного Университета



(Handwritten signature of Igor Ivanovich Borisov)
(Handwritten signature of Alexey Vladimirovich Mysin)

ПРИЛОЖЕНИЕ В

