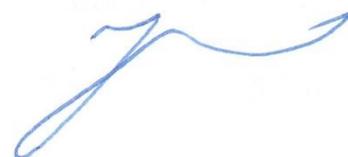


Горный институт – обособленное подразделение
Федерального государственного бюджетного учреждения науки
Федерального исследовательского центра
«Кольский научный центр Российской академии наук»

На правах рукописи



Камянский Виктор Николаевич

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКИ НА КАРЬЕРАХ
ПРИ РАЗНОВРЕМЕННОМ ВЗРЫВАНИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

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
С.А. Козырев

Москва – 2018

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ.....	11
1.1 Анализ исследований в области изучения механизма разрушения горных пород взрывом	11
1.2 Интервал замедления и схемы инициирования скважинных зарядов при короткозамедленном взрывании.....	20
1.3 Сейсмическое действие массовых взрывов на откосы уступов и методы его снижения	29
1.4 Технология ведения взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК»	33
ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 1	42
ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ВЗРЫВЕ	44
2.1 Теоретические основы и реализация расчетов при решении задач динамики	45
2.1.1 Общие принципы работы расчетного алгоритма	45
2.1.2 Лагранжево и эйлерово описание движения сплошной среды	49
2.2 Оценка влияния интервала замедления на степень проработки массива между скважинными зарядами	53
ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 2	65
ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ СЕЙСМОБЕЗОПАСНЫХ СХЕМ ВЗРЫВАНИЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ РУДНИКА «ЖЕЛЕЗНЫЙ».....	66
3.1. Анализ схем инициирования скважинных зарядов.....	66
2.1. Определение сейсмобезопасных схем взрывания	69

3.3	Результаты сейсмоизмерений при различных схемах взрывания	77
	ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 3	80
	ГЛАВА 4. ОЦЕНКА СЕЙСМОВЗРЫВНЫХ НАГРУЗОК В БЛИЖНЕЙ ЗОНЕ ВЗРЫВА ПРИ ПОСТАНОВКЕ УСТУПОВ В КОНЕЧНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ	81
4.1.	Особенности сейсмического действия взрыва отрезной щели	81
4.2.	Численное моделирование действия контурных зарядов.....	82
4.3.	Методы снижения сейсмического действия взрыва отрезной щели	88
	ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 4	106
	ЗАКЛЮЧЕНИЕ	107
	СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ.....	109
	ПРИЛОЖЕНИЕ 1	118
	ПРИЛОЖЕНИЕ 2	119
	ПРИЛОЖЕНИЕ 3	121
	ПРИЛОЖЕНИЕ 4	123

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. В горнодобывающей отрасли взрывные работы являются основным технологическим процессом, от качества выполнения которого, зависят все последующие процессы добычи и переработки полезного ископаемого.

В последние годы многие горнорудные предприятия страны начали интенсивно осваивать новую технологию взрывных работ с использованием как неэлектрических (НСИ), так и электронных систем инициирования (ЭСИ). Использование НСИ за счет комбинирования поверхностных соединительных блоков с различными номиналами замедления и программируемого времени замедления инициирования зарядов при использовании ЭСИ позволяет разработать множество схем монтажа взрывной сети и реализовать любые схемы взрывания. При этом в целях снижения сейсмического действия практически используется раздельное поскважинное короткозамедленное взрывание зарядов взрывчатых веществ на массовом взрыве. Поскольку переход к поскважинному инициированию значительно меняет процесс нагружения массива энергией взрыва, то для эффективного применения данной технологии необходимы подходы, базирующиеся на более глубоком изучении механизма разрушения при взаимодействии зарядов.

Изучением механизма разрушения горных пород и разработкой методов управления действием взрыва занималось большое количество исследователей, среди которых стоит отметить работы: В.В. Адушкина, В.А. Боровикова, И.В. Бригадина, С.Д. Викторова, О.Е. Власова, Г.П. Демидюка, М.Ф. Друкованного, Э.И. Ефремова, В.М. Закалинского, Н.Н. Казакова, С.А. Козырева, В.М. Комира, Б.Н. Кутузова, С.В. Лукичева, Э.О. Мендели, В.Н. Мосинца, И.Ф. Оксанича, Г.П. Парамонова, Г.И. Покровского, В.В. Ржевского, В.А. Фокина, А.Н. Ханукаева и др.

К настоящему времени сложились различные взгляды относительно эффективности дробления массива при реализации поскважинного

инициирования зарядов в схемах короткозамедленного взрывания (КЗВ). Так, большинство исследователей отмечает, что при переходе от порядного к поскважинному инициированию повышается качество взрывоподготовки горной массы к экскавации, уменьшается развал отбитой породы, происходит снижение сейсмического эффекта взрыва, повышается безопасность производства взрывных работ в целом. Другие исследователи и практики наоборот отмечают ухудшение степени дробления из-за отсутствия взаимодействия смежных зарядов в отбиваемом ряду, уменьшение подвижки массива, в результате чего последующие ряды взрываются в большем зажиме.

К тому же, в настоящее время не выработана единая методика для определения интервала замедления при поскважинном взрывании, а все разработанные ранее методические рекомендации более подходят к порядному взрыванию. В связи с этим, не до конца остаются решенными вопросы выбора оптимального интервала замедления между скважинными зарядами, наиболее предпочтительных схем взрывания, параметров контурного взрывания при постановке уступов в конечное положение.

Комплексное рассмотрение данной проблемы, а именно, обоснование оптимального интервала замедления и схем взрывания при поскважинном инициировании зарядов в схемах КЗВ, а также параметров контурного взрывания в совокупности с углубленным изучением взаимного влияния скважинных зарядов друг на друга и на окружающий массив при взрыве является весьма актуальной научной и технологической задачей.

Цель работы. Обоснование оптимального интервала замедления и схем взрывания, при одновременном взрывании скважинных зарядов в ряду, а также параметров контурного взрывания для повышения интенсивности дробления и снижения сейсмического эффекта массовых взрывов на массив пород за проектным контуром отбойки на карьерах.

Идея работы заключается в учете взаимодействия полей напряжений, возникающих при взрыве, и динамики развития зон разрушения между смежными

скважинными зарядами при применении технологии поскважинного взрывания зарядов ВВ.

Задачи работы:

1. Анализ изученности вопроса в области исследования механизма разрушения горных пород взрывом.
2. Оценка влияния интервала замедления на степень проработки массива между скважинными зарядами.
3. Обоснование наиболее сейсмобезопасных схем взрывания, минимизирующих нарушения массива за проектным контуром отбойки.
4. Оценка сейсмовзрывных нагрузок от взрывных работ при постановке уступов в конечное положение.

Научная новизна работы:

1. На основе численного моделирования в трехмерной упругопластической постановке выявлены особенности разрушения массива горных пород системой скважинных зарядов при различных интервалах замедления между ними и обоснованы их оптимальные значения на основе учета взаимодействия полей напряжений, возникающих при взрыве, и динамики развития зон разрушения между смежными скважинными зарядами при применении технологии поскважинного взрывания зарядов ВВ.
2. Дано теоретическое обоснование технологии производства взрывных работ на карьерах при использовании разновременного взрывания скважинных зарядов, позволяющей уменьшить сейсмическое действие взрыва на массив пород за проектным контуром отбойки и повысить степень дробления горной массы.

Научные результаты работы:

1. На основе численного моделирования в трехмерной упругопластической постановке произведена оценка поля напряжений и развития трещин в массиве, а также получены аналитические зависимости изменения эквивалентных напряжений от времени при взрыве скважинных зарядов с различными интервалами замедления между ними.

2. Определено, что повышение степени дробления горной массы, при реализации поскважинного взрывания зарядов в схемах КЗВ, обеспечивается за счет выбора интервала замедления 15 мс в диагонали, при котором взаимодействие волн напряжений от взрывов смежных зарядов обеспечивает условия многократного воздействия на зону трещинообразования.

3. Установлено, что снижение интенсивности сейсмозрывного воздействия на массив горных пород за проектным контуром отбойки, при производстве массовых взрывов с использованием разновременного взрывания скважинных зарядов, обеспечивается за счет выбора диагональной схемы взрывания с углом наклона диагоналей $105 - 120^\circ$ по отношению к проектному контуру отбойки, при этом максимальное векторное смещение, скорость и ускорение снижаются в 1,7; 2,6 и 1,8 раза соответственно по сравнению с поперечными схемами взрывания.

4. По результатам моделирования и натурных наблюдений выявлено, что взрывание контурной щели на высоту одного уступа позволяет уменьшить сейсмическое действие за проектным контуром отбойки в 1,7 раза по сравнению с отбойкой спаренными уступами.

5. Выявлено, что при взрыве отрезной щели возможно нарушение сплошности массива за проектным контуром отбойки на расстоянии до 40-50 радиусов контурного заряда от щели, при этом большее воздействие оказывает взрыв щели с водяным радиальным зазором в скважинах.

Защищаемые научные положения:

1. Повышение степени дробления горных пород при КЗВ обеспечивается при интервалах замедления между скважинами в ряду, при которых достигается максимальное разрушение при взаимодействии зарядов за счет дополнительного воздействия волн напряжений последующего заряда на зону трещинообразования предыдущего и увеличения продолжительности взрывного воздействия на массив горных пород.

2. Минимизация сейсмозрывных нагрузок и разрушений массива за проектным контуром отбойки при производстве взрывных работ на карьерах

достигается за счет выбора диагональной схемы взрывания с углом наклона диагоналей $105 - 120^\circ$ по отношению к проектному контуру отбойки.

3. Снижение сейсмического действия на массив пород за проектным контуром отбойки при постановке откосов уступов в конечное положение методом предварительного щелеобразования обеспечивается путем уменьшения высоты отрезной щели с выбором расстояния между контурными скважинами в зависимости от вида применяемого заполнителя радиального зазора, и поэтапной отработки сдвоенных уступов.

Достоверность научных положений и результатов работы подтверждается значительным объемом проанализированной исходной информации по применению технологии поскважинного взрывания на карьерах, применением передовых средств численного моделирования, достаточным объемом проведенных вычислительных экспериментов, использованием современной измерительной аппаратуры при проведении сейсмометров, удовлетворительной сходимостью результатов моделирования полученным на практике результатам.

Методы исследований. При выполнении работы использовался комплексный метод, включающий анализ и обобщение научных и практических результатов ранее проведенных исследований, применение средств численного моделирования, статистическую и аналитическую обработку данных моделирования, статистическую обработку результатов сейсмоизмерений.

Практическая значимость работы:

1. Определено, что оптимальный интервал замедления между смежными зарядами в диагонали при отбойке массива скважинами диаметром 250 мм и наиболее распространенной для них сетке скважин 6×6 метров в условиях рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» составляет 15 мс.

2. Предложен вариант перехода при производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» от поперечных схем взрывания к диагональным с ориентировкой отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки под углом $105-120^\circ$.

3. Предложен вариант снижения сейсмического действия взрыва отрезной щели путем разбивки сдвоенного уступа на подступы с дополнительной бермой минимальной ширины, обеспечивающей безопасность работ.

Реализация результатов работы. Результаты, полученные при выполнении диссертационной работы, послужили основой для разработки рекомендаций по повышению интенсивности дробления горной массы и снижению интенсивности сейсмозрывного воздействия на массив пород за проектным контуром отбойки при производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК».

Научные и практические материалы работы используются в образовательном процессе при проведении занятий по дисциплинам «Основы компьютерного моделирования технологических процессов в рудниках», «Технология и безопасность взрывных работ» в ФГБОУ ВО «Мурманский арктический государственный университет» (приложение 1).

Личный вклад автора заключается в сборе и анализе литературных источников по проблеме изученности вопроса теории короткозамедленного взрывания, постановке целей и задач исследований, разработке расчетных моделей взрывания скважинных зарядов, обобщении и анализе полученных результатов, обработке полученных данных на ЭВМ.

Апробация работы. Основные положения диссертации докладывались и обсуждались на международных и российских конференциях: VII Школе молодых ученых в рамках V международной конференции «Горнодобывающая промышленность Баренцева Евро-Арктического региона» (г. Апатиты, 2015 г.); VIII Школе молодых ученых в рамках VI международной конференции «Горнодобывающая промышленность Баренцева Евро-Арктического региона» (г. Апатиты, 2016 г.); X Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург-Апатиты, 2016 г.); XIII Международной школе молодых ученых и специалистов «Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых» (г. Москва, 2016 г.); XIV Всероссийской Ферсмановской научная сессия (г. Апатиты, 2017 г.);

Всероссийской научно-технической конференции «Информационные технологии в реализации экологической стратегии развития горнодобывающей отрасли» (г. Апатиты, 2017 г.); XIV Международной Конференции пользователей ANSYS/CADFEM (г. Санкт-Петербург, 2017 г.); IX школе молодых ученых в рамках VII международной конференции «Горнодобывающая промышленность Баренцева Евро-Арктического региона» (г. Апатиты, 2017 г.); XII Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург-Апатиты, 2018 г.); На заседаниях Горной секции и Ученого совета ГоИ КНЦ РАН.

Публикации. По теме диссертационной работы опубликовано 12 научных работ, в том числе 5 работ в изданиях, рекомендованных ВАК.

Объем и структура работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав основной части работы и заключения, изложенных на 123 страницах машинописного текста и содержит 55 рисунков, 12 таблиц, 4 приложения и список использованных источников из 101 наименования.

Автор считает своим долгом выразить благодарность научному руководителю работы доктору технических наук С.А. Козыреву за помощь в постановке проблемы и руководство исследованиями, доктору технических наук С.В. Терещенко за помощь в интеграции материалов работы в образовательный процесс, а также сотрудникам лаборатории «Технологических процессов при добыче полезных ископаемых» ГоИ КНЦ РАН за обсуждение результатов исследований.

ГЛАВА 1. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ТЕОРИИ И ПРАКТИКИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА КАРЬЕРАХ

1.1 Анализ исследований в области изучения механизма разрушения горных пород взрывом

Начальным этапом промышленной разработки месторождений полезных ископаемых является отделение части горных пород от вмещающего массива. В виду того, что месторождения Кольского полуострова сложены горными породами от средней крепости до весьма крепких, то единственно возможным и рентабельным на сегодняшний день способом отделения их от массива – это применение способа взрывной отбойки.

В последние десятилетия технология ведения буровзрывных работ получила бурное развитие. Появление новых технологий затрагивает весь спектр буровзрывных работ от внедрения высокопроизводительных буровых станков до перехода на более безопасные эмульсионные взрывчатые вещества и применение новых средств инициирования зарядов.

Развитие средств инициирования привело к тому, что при производстве взрывных работ на карьерах стала применяться технология поскважинного взрывания зарядов взрывчатых веществ (ВВ), основанная на использовании в схемах поверхностной взрывной сети неэлектрических либо электронных систем инициирования.

Основные особенности данной технологии заключаются в возможности регулирования последовательностью взрывания скважинных зарядов посредством различной коммутации взрывной сети, а также быстрое и простое изменение интервалов замедлений между зарядами, что максимально повышает управляемость процессом разрушения массива.

Поскольку переход к поскважинному инициированию зарядов значительно меняет процесс нагружения массива энергией взрыва, то для эффективного

применения данной технологии необходимы подходы, базирующиеся на более глубоком изучении механизма разрушения при взаимодействии зарядов.

Изучением механизма разрушения горных пород и разработкой методов управления действием взрыва занималось большое количество исследователей, среди которых стоит отметить работы: В.В. Адушкина, В.А. Боровикова, С.Д. Викторова, О.Е. Власова, Г.П. Демидюка, М.Ф. Друкованного, Э.И. Ефремова, В.М. Закалинского, Н.Н. Казакова, С.А. Козырева, В.М. Комира, Б.Н. Кутузова, С.В. Лукичева, Э.О. Мендели, В.Н. Мосинца, И.Ф. Оксанича, Г.П. Парамонова, Г.И. Покровского, В.В. Ржевского, В.А. Фокина, А.Н. Ханукаева и др.

Несмотря на то, что до настоящего времени выполнен большой объем исследований в области изучения механизма разрушения горных пород, единого представления о механизме разрушения среды нет, что связано, главным образом, с многообразием, сложностью и скоротечностью явлений, сопровождающих взрыв [1,2].

К числу основных явлений при взрыве, согласно работе [3] относятся: детонация заряда, расширение зарядной полости, истечение продуктов детонации, механическое взаимодействие продуктов детонации со средой, формирование и распространение ударных воздушных волн, распространение и взаимодействие волн напряжений в твердой среде, разрушение среды, сдвигание разрушенного материала и разлет осколков. Как отмечено в работах [1,3,4], существует большое количество гипотез, объясняющих физическую сущность процесса разрушения.

В работах Г.И. Покровского [5,6] изложено общепризнанное в настоящее время представление качественной картины действия взрыва в твердой среде. Из работ следует, что при взрыве порода, непосредственно примыкающая к заряду, на незначительный промежуток времени сильно сжимается, в дальнейшем ее частицы получают движение по радиальным направлениям и смещаются вслед за фронтом волны деформаций. В результате вокруг заряда образуется зона сильно деформированной породы. В этой зоне возникает поле высоких растягивающих напряжений, превосходящих временное сопротивление пород на разрыв, что приводит к появлению радиальных трещин; по мере удаления от заряда

напряжения ослабевают, и новые трещины не образуются. В результате увеличения полости, занимаемой зарядом, и снижения температуры газа давление газообразных продуктов взрыва падает и сильно сжатая порода вблизи заряда начинает перемещаться к центру полости, обуславливая возникновение концентрических трещин. Когда волна сжатия доходит до открытой поверхности, находящиеся вблизи поверхности частицы свободно смещаются в ее сторону. Интенсивное движение породы в сторону открытой поверхности передается все более удаленным от нее слоям среды, внутрь породы распространяется волна разрежения, вызывающая растягивающие напряжения. Поскольку сопротивление горных пород растяжению на порядок меньше сопротивлению сжимающим нагрузкам, то волна растяжения вызывает большие разрушения, чем волна сжатия. Трещины, образующиеся под действием волны разрежения, развиваются перпендикулярно к направлению ее распространения. Волна разрежения, возникающая вблизи открытой поверхности среды, распространяется так, как если бы она шла от заряда, представляющего собой зеркальное отражение реального заряда.

Описанный Г.И. Покровским механизм действия взрыва на среду и разрушение ее при взрыве многократно подтвержден экспериментально как в лабораторных, так и в промышленных условиях.

В работе О.Е. Власова [7] принято допущение о мгновенности передачи энергии взрыва и о не сжимаемости среды. В этих условиях энергия взрыва передается среде в виде кинетической, а среда в этот момент ведет себя как не сжимаемая идеальная жидкость, поведение которой описывается уравнениями гидродинамики. О.Е. Власов разработал основы расчета дробления горных пород взрывом, позволяющие методами классической механики определить расчетный гранулометрический состав взорванной массы и приближенно оценить дробящее действие взрыва не только сферических, но и цилиндрических зарядов.

По мнению А.Ф. Суханова [8] взрывное разрушение сопровождается отделением части разрушаемого массива по боковой поверхности воронки взрыва и преодолением силы тяжести взрывающей породы с одновременным расходом

части энергии на дробление. Схема отделения от массива призмы выброса является приближенной к реальному процессу разрушения при взрыве.

На основании значительного количества экспериментальных исследований А.Н. Ханукаевым [9] было выявлена зависимость механизма разрушения горных пород взрывом от свойств среды, при этом он выделяет три группы пород: разрушающиеся под действием отраженных от открытых поверхностей массива волн (породы с большой акустической жесткостью); разрушающиеся под непосредственным воздействием расширяющихся продуктов взрыва (грунтовые массивы); разрушающиеся как под действием прямой и отраженной волн, так и в результате расширения газов (массивы крепких пород, разбитые сетью густых трещин).

При распространении волн напряжений в породах первой группы разрушения происходят преимущественно в момент, когда у открытой поверхности возникают растягивающие напряжения, превышающие предел прочности породы на разрыв, при этом форма и длина взрывной волны определяют величину и характер разрушения. На поверхности среды зачатки разрушений в виде радиальных трещин наблюдаются в момент соприкосновения фронта волны с открытой поверхностью, возникающие трещины развиваются вглубь массива по мере движения отраженной волны к центру взрыва. На поверхности среды образуется откольная воронка. При этом волна небольшой амплитуды и продолжительности образует небольшую воронку; при большой амплитуде волн может образоваться несколько последовательных отколов.

В породах второй группы разрушение начинается непосредственно у заряда, вокруг которого (при сферической его форме) образуется полость в виде правильного шара; впоследствии, как только начинает сказываться влияние открытой поверхности, полость вытягивается в сторону линии наименьшего сопротивления, принимая форму эллипсоида. Разрушение, вызванное действием падающей и отраженной волны на открытую поверхность незначительно.

Породы третьей группы разрушаются как от центра заряда, так и от открытых поверхностей.

По мнению В.А. Боровикова [10] механизм деформаций и разрушений пород не удалось однозначно обосновать параметрами взрывных волн. Волновая теория дала хорошее представление о первичном воздействии взрыва, в акустическом приближении позволила подойти к решению многих задач, но не нашла применения для определения основных параметров зарядов в практике взрывных работ.

В работе Г.П. Демидюка [11] учтено не только волновое, но и квазистатическое действие продуктов детонации. По мнению автора лишь небольшая часть энергии, выделяющейся при взрыве, и необходимой для разрушения взрываемого массива, переходит в ударную волну, при этом большая часть энергии связана с газообразными продуктами детонации, которые обладают способностью производить работу. В результате давления газов на стенки трещин происходит не только развитие и расширение трещин, но и смещение породы [3].

В работах Х. Куттера [12] и Э.И. Ефремова [13] установлено, что в процессе трещинообразования принимают участие как волны напряжений, так и поршневое действие продуктов детонации. Основным фактором силового воздействия считается квазистатическое действие продуктов детонации, поскольку роль ударной волны ограничивается образованием зоны радиальных трещин, объем которой составляет 20-30 % общего объема разрушения при взрыве заряда.

В работе М.А. Кука [14] утверждается, что характер разрушения трещиноватых пород существенно зависит от параметров естественной трещиноватости массива, в особенности от степени раскрытости трещин и их ориентировки относительно взрывных скважин. Особенностью действия взрыва в таких породах является то, что энергия волны напряжения, проходящей по массиву с трещинами, уменьшается за счет отражения её от их поверхностей. Давление продуктов детонации, проникающих в трещины быстро падает, что сокращает длительность их активного действия на породу, что в итоге ведет к ухудшению дробления [15].

Многие исследователи [16-19] значительную роль в процессе разрушении массива отводят соударению отдельностей. При этом эффективность дробления

зависит от массы отдельных, интенсивности воздействия, определяемого массой заряда, его диаметром и типом, а также свойств материала, заполняющего трещины.

Согласно [19] энергия взрыва в трещиноватой породе передается последовательным соударениям отдельных. При этом энергия упругих деформаций, накопленная отдельностью в процессе прохождения волны напряжений и давления продуктов детонации, преобразуется в кинетическую энергию движения, которая носит характер удара.

А.А. Черниговский [20], рассматривая закономерности дробления трещиноватых пород, отмечает, что в трещиноватой породе волна сжатия быстро затухает и механизм разрушения породы, основным фактором которого является ударный сдвиг, перестает действовать. В этом случае в породе распространяется волна уплотнения, за которой большинство трещин смыкаются. При столкновении этой движущейся массы породы с отдельными кусками, расположенными впереди фронта волны, происходит неупругий удар и их разрушение.

В работе [21] установлено, что величина раскрытия трещин в породах, разрабатываемых на карьерах, достигает 5-20 мм. Такое раскрытие обеспечивает экранирование волн напряжений вблизи заряда. В связи с чем, дробление наиболее удаленных отдельных происходит за счет соударения, которое обеспечивается квазистатическим давлением продуктов детонации [16, 21-23].

В работе [24] отмечается, что важнейшим вопросом при изучении механизма разрушения трещиноватых сред является исследование особенностей формирования и распространения поля напряжений, а также расчет величины критической ширины трещины между естественными отдельностями, при которой передается энергия волн напряжений. В случаях, когда ширина трещин между смежными отдельностями меньше критической ширины, либо равна ей, энергия волн напряжений передается за счет деформации отдельностей и смыкания трещин. При этом имеет место волновой механизм передачи энергии напряжений. В случае, когда ширина трещин между смежными отдельностями

больше критической ширины, передача энергии волны напряжений осуществляется за счет прохождения ее через материал заполнителя трещин, а также путем откола и соударения кусков. При этом имеет место волновой механизм передачи энергии за счет ее генерирования в отколовшемся куске.

По мнению Ф.И. Кучерявого [25] общая величина напряжений при взрыве является результатом взаимодействия только двух смежных зарядов, поскольку энергия полей напряжений остальных зарядов значительно рассеивается с увеличением расстояния и существенно не влияет на процесс разрушения.

Анализ работ показывает, что в процессе взрывного разрушения горных пород важную роль играет как волновое, так и газодинамическое действие взрыва. Одним из главных факторов, влияющих на процесс разрушения является естественная нарушенность массива, которая в значительной мере определяет механизм разрушения. Мнения исследователей разделяются, в основном, в вопросе оценки доли разрушения, производимого волновым и квазистатическим действием взрыва.

Согласно [26] с конца 50-х гг. XX века с целью снижения сейсмических воздействий массовых взрывов стало применяться короткозамедленное взрывание (КЗВ), суть которого заключается во взрыве группы зарядов в определенной последовательности с определенными интервалами замедления, измеряемыми миллисекундами. Однако в дальнейшем было установлено, что при короткозамедленном взрывании значительно улучшается дробление горной массы и открываются широкие возможности управления действием взрыва.

Представления о механизме разрушения массива горных пород при короткозамедленном взрывании, как и вообще при разрушении пород взрывом, разнообразны и к настоящему времени разработано несколько гипотез, основными из которых, согласно [26-28] являются следующие:

1. Гипотеза интерференции волн напряжений, по которой участок массива горных пород в сфере действия зарядов ВВ первых ступеней замедления не получает смещения до момента взрыва зарядов последующих ступеней. Эффективность КЗВ по данной гипотезе объясняется усилением импульса

предыдущего взрыва взрывом последующих соседних зарядов ВВ. Интервалы замедлений при этом не превышают времени начала сдвижения взрываемого массива. В работе Ю.П. Булича [29] возможность интерференции волн напряжений была принята за основу при объяснении эффекта лучшего дробления. Более поздними исследованиями ставится под сомнение возможность интерференции волн напряжений при КЗВ, так как оптимальные интервалы замедлений значительно превышает длительность волны, и интерференция фактически может происходить только при мгновенном взрывании зарядов ВВ;

2. Гипотеза отраженных волн напряжений от дополнительных обнаженных поверхностей. Сторонники этой гипотезы [5,9,25] объясняют улучшение дробления горной массы образованием дополнительных обнаженных поверхностей при взрыве зарядов ВВ первых ступеней замедления и, вследствие этого, созданием благоприятных условий для зарядов ВВ последующих взрывов. Ширина щели 8—10 мм считается достаточной для образования дополнительной обнаженной поверхности и обеспечения возможности отражения прямой волны напряжения в сторону заряда ВВ. При меньшей ширине щели количество энергии в отраженной волне уменьшается и приводит к ухудшению эффекта взрыва;

3. Гипотеза суммированных остаточных напряжений во взрываеом массиве [30-33] объясняет эффективность при КЗВ тем, что при взрыве зарядов ВВ первых ступеней замедления в массиве горных пород под действием волн напряжений создается система трещин с последующим квазистатическим воздействием газообразных продуктов взрыва. При взрывании зарядов ВВ последующих ступеней замедления массив горных пород дополнительно подвергается воздействию волн напряжений. Интервалы замедлений в этом случае должны быть меньше времени начала смещения породы, чтобы последующие заряды взрывались после того, как в массиве пройдет волна напряжений и начнется разрушение породы;

4. Гипотеза соударения движущихся масс породы [16-19] объясняет улучшение дробления горной массы возможностью дополнительного дробления в результате столкновения движущихся кусков породы от взрыва зарядов ВВ

предыдущих и последующих ступеней замедления. Предполагается, что скорость движения кусков от предыдущих взрывов меньше, чем от последующих. Возникающее одновременно с этим взаимодействие масс породы позволяет улучшить дробление и обеспечивает возможность управления движением и смещением взорванной породы.

Представления о механизме разрушения пород при КЗВ не только разнообразны, но и противоречивы. Так, первыми двумя гипотезами исключаются две последующие, и наоборот. При оценке существующих представлений о механизме разрушения пород при КЗВ следует учитывать историю нагружения массива, по которой деформация в данный момент времени зависит от характера изменения напряжения в предшествующие моменты времени, или, что напряжение в данный момент времени зависит от предыдущего процесса деформирования, что на порядок усложняет задачу.

Механизм разрушения горных пород при совместном взрывании нескольких зарядов значительно сложнее, чем при взрывании одиночных, что обуславливается взаимодействием и наложением полей напряжений от каждого заряда в отдельности. Именно этот вопрос требует тщательного исследования и своевременного решения, поскольку взаимодействие полей напряжений при взрыве играет одну из ключевых ролей в процессе трещинообразования.

Вопросу исследования взаимодействия зарядов посвящены работы [34-39], в которых предложены и разработаны основные методы управления действием взрыва. Основными из них являются: применение отбойки парно – сближенными скважинами; использованием при отбойке массива дополнительных скважин между скважинами основной сетки; применение технологий ведения взрывных работ, при которых часть скважин остается незаряженными и т.д.

Практикой ведения горных работ установлено увеличение интенсивности степени дробления горной массы при использовании данных методов, и они находят широкое применение в производственных условиях. Главным недостатком данных методов являются большие производственные затраты, связанные с бурением дополнительных скважин, а также увеличение расхода

взрывчатых веществ и средств инициирования, что в свою очередь ведет к чрезмерному удорожанию буровзрывных работ.

В связи с этим весьма актуальным является рассмотрение вопросов, связанных с повышением степени дробления на основе регулирования главных параметров КЗВ – интервала замедления и схем взрывания скважинных зарядов.

1.2 Интервал замедления и схемы инициирования скважинных зарядов при короткозамедленном взрывании

Одним из главных параметров, обеспечивающих высокую эффективность КЗВ, является правильно подобранный интервал времени замедления между скважинными зарядами. Для эффективного использования КЗВ интервал замедления необходимо выбирать таким образом, чтобы взрыв последующих зарядов происходил в момент, когда процесс разрушения массива горных пород от предыдущих взрывов еще не закончился.

Обеспечение оптимального времени замедления благоприятно сказывается на равномерности распределения энергии взрыва в массиве, уменьшает количество зон компенсирующих напряжений, улучшая динамику разрушения между скважинными зарядами, что в свою очередь ведет к снижению выхода негабаритных фракций и повышению интенсивности дробления массива в целом.

Повышение интенсивности дробления массива на основе выбора оптимального интервала замедления не предусматривает дорогостоящего бурения, связанного с изменением сетки расположения скважин на уступе, бурения дополнительных скважин, между скважинами основной сетки, а также увеличения расхода взрывчатых веществ и средств инициирования.

В виду того, что на сегодняшний день существует множество гипотез объясняющих механизм разрушения пород при короткозамедленном взрывании, определение оптимального интервала замедления производится на основании результатов опытных взрывов и регистрацией выхода негабаритных фракций. В производственных условиях это трудоемко, поэтому методики расчета интервала

замедления и количественные зависимости строятся, как правило, из теоретических предпосылок. Изложим основные аналитические зависимости по определению интервала замедления согласно работе [27].

Ю. Лангефорсом и др. [40-41], являющимся сторонником гипотезы интерференции сейсмозрывных волн предложена эмпирическая зависимость вида:

$$\tau = 3,3 \cdot K \cdot W \quad (1.1)$$

где K – коэффициент, зависящий от свойств пород ($K=1$ для крепких пород, $K=2$ – для слабых пород);

W – линия наименьшего сопротивления, м.

Согласно Г.И. Покровскому [42] интервал замедления определяется по ряду формул, учитывающих расстояние между зарядами, расстояние от заряда до свободной поверхности и скоростью распространения деформаций в породах в зависимости от назначения короткозамедленного взрывания:

а) для снижения сейсмического действия взрыва предложена формула вида:

$$\tau = \frac{L}{v} + \frac{\sqrt[3]{q}}{2000} \quad (1.2)$$

б) для увеличения эффективности дробления породы взрывом:

$$\tau = \frac{\sqrt{L^2 + 4W^2}}{v} \quad (1.3)$$

в) для увеличения эффективности действия взрыва на выброс породы:

$$\tau = \frac{L + 2B}{v} \quad (1.4)$$

где L – расстояние между зарядами, м;

q – вес заряда, взрываемого в первую очередь, кг;

v – скорость распространения деформаций в породе, м/с;

W – глубина заложения, заряда или ЛНС, м;

B – расстояние первого ряда заряда от свободной поверхности при двухрядном взрывании, м.

А.Н. Ханукаевым [9] предложена более сложная формула, основанная на условии, что интервал замедления должен соответствовать времени, необходимому для образования новых поверхностей:

$$\tau = \tau_1 + \tau_2 + \tau_3 = \frac{2W}{C_p} + \frac{W}{C_{тр}} + \frac{S}{v_{ср}} \quad (1.5)$$

где W – ЛНС, м;

C_p – скорость звука в среде, м/с;

$C_{тр}$ – скорость роста трещин в породе, м/с;

$v_{ср}$ – скорость метания среды, м/с;

S – ширина трещины, м.

А.Ф. Белаенко, Ю.В. Гаек и др. [43], исходя из условий образования дополнительной обнаженной поверхности, создающей возможность интерференции прямой и обратной волны, предлагают формулу:

$$\tau = \tau_1 + \frac{W}{v_{тр} \cdot \mu \cdot \cos \beta / 2} + \frac{T \cdot W^2 \cdot \gamma \cdot \operatorname{tg} \beta / 2}{d} \quad (1.6)$$

где τ_1 – продолжительность эффективного воздействия прямого поля напряжений (принимается 5-7 мс);

W – ЛНС, м;

$v_{тр}$ – скорость развития трещин в сплошном массиве при заданном удельном расходе ВВ, м/с;

μ – коэффициент трещиноватости среды, ед.;

β – угол раскрытия призмы выброса, град.;

T – временной коэффициент, определяемый эмпирическим путем (в среднем $2 \cdot 10^{-6}$ с);

γ – средний удельный вес пород в уступе, кг/м³;

d – диаметр скважин, м.

Л.В. Баранов [44] предлагает следующую зависимость:

$$\tau = \frac{Z}{Q} K \quad (1.7)$$

где Z – глубина скважин, м;

Q – величина заряда, кг;

K – коэффициент пропорциональности.

Ф.А. Баум [45] для определения времени образования свободной поверхности (щели) приводит следующую аналитическую зависимость:

$$\tau = \frac{2\alpha}{D} \sqrt{\frac{2M}{m} \left(1 - \frac{\alpha_0^2}{\alpha^2}\right)} \quad (1.8)$$

где D – скорость детонации, м/с;

m – масса ВВ, кг;

M – масса выброшенной породы, кг;

α_0 – условная толщина слоя ВВ, приходящаяся на 1 м^2 породы, м;

α – толщина слоя газообразных продуктов взрыва после смещения массива на величину ΔZ , м.

Н.Д. Евстропов [46] предлагает формулу:

$$\tau = K \frac{2W}{C_p} \quad (1.9)$$

где W – ЛНС, м;

K – коэффициент ($1 \leq K \leq 2$);

C_p – скорость звука в среде, м/с.

Приведенными зависимостями не исчерпывается все многообразие аналитических зависимостей по определению интервала замедления в условиях открытой отработки месторождений. Практически все зависимости построены на концепции образования дополнительной свободной поверхности, обеспечивающей благоприятные условия для разрушения массива.

По мнению П.А. Донченко [47] эффективный режим взаимодействия зарядов, соответствующий наилучшему дроблению массива достигается, когда интервал замедления между смежными зарядами составляет от 2,2 до 5 мс, в зависимости от диаметра заряда и высоты уступа.

Исследованиями Э.О. Миндели и др. [48] установлено, что взрывание зарядов с задержкой увеличивает симметрию действия зарядов. При этом максимум потока энергии при взаимодействии волн напряжений смещается в сторону заряда, взрывающегося с замедлением. Поэтому наиболее рациональным, с

точки зрения вероятного разрушения массива является взрывание с задержками в интервале от a/c до $2a/c$, где a – расстояние между зарядами, c – скорость звука в горной породе, что в реальных условиях составляет 3 – 8 мс.

Согласно [49] оптимальный интервал замедления при взрыве смежных зарядов с учетом коэффициента крепости пород и их структурных особенностей находится в пределах 15-20 мс.

По данным [50] оптимальный интервал замедления лежит в диапазоне 67-100 мс, при этом обеспечивается режим независимой работы зарядов, при котором происходит перераспределение энергии взрыва каждого из зарядов с увеличением ее доли на дробящее действие.

Как правило, расчетные значения интервала замедления в редком случае совпадают с экспериментальными данными, к тому же, значения, рассчитанные по разным зависимостям, могут отличаться на порядок, что указывает на отсутствие единых представлений о физической сущности процессов, протекающих при КЗВ.

Существенное влияние на эффективность взрывных работ, кроме величины применяемого интервала замедления между скважинными зарядами или их серий, оказывает последовательность взрывания этих зарядов или схемы взрывания. При разработке схем взрывания учитывается число вновь образуемых поверхностей и возможность соударения кусков движущейся массы при взрыве. Эти факторы значительно влияют на величину разлета породы и на качество дробления. При выборе схем взрывания учитывается ЛНС, расстояние между скважинами в ряду, условия заложения зарядов ВВ, физико-механические свойства пород, их напластование и слоистость [26].

Равномерность и интенсивность дробления горных пород взрывом зависят не только от объема горной массы, приходящейся на одну скважину, но также и от схемы взрывания скважинных зарядов [51].

До настоящего времени нет единого мнения по выбору основного геометрического параметра, отражающего взаимное расположение смежных скважин по отношению к свободной поверхности – коэффициента сближения

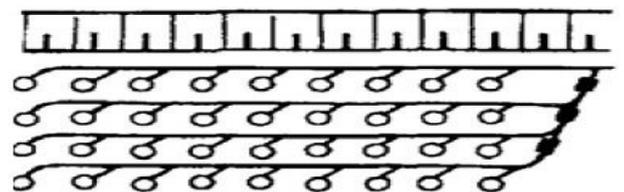
зарядов m , представляющего собой отношение расстояния между зарядами в ряду к расстоянию между их рядами [4, 51-53].

Величины эффективного значения коэффициента сближения зарядов изменяются в широких пределах. Согласно [54-56] взрывные работы необходимо вести при коэффициенте сближения $m = 1,0 - 1,4$. По мнению Г.П. Демидюка, В.М. Сенюка и др. [57-59] наиболее заметное улучшение дробления происходит при увеличении m до $3,5 - 4,0$. По данным работы [60] наилучшие показатели взрывания обеспечиваются при $m = 8$.

Значительное расхождение в абсолютных значениях m (1 - 8) связано в первую очередь с высокой изменчивостью физико-механических свойств пород и их трещиноватостью, а также недостаточной изученностью физических процессов, происходящих в массиве при взрыве нескольких зарядов вблизи свободной поверхности.

На практике, обрушение взрывных блоков на карьерах происходит по квадратной либо шахматной сетке, при этом схемы коммутации взрывной сети могут быть различными [51,61]. Согласно классификации К.Н. Трубецкого и др. [61] все схемы взрывания, в зависимости от ориентации отбиваемого слоя породы относительно линии уступа подразделяются на продольные, поперечные и диагональные. На рис. 1.1-1.3 приведены примеры основных схем взрывания при инициировании зарядов детонирующим шнуром.

а)



б)

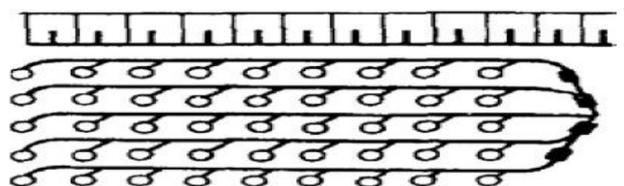
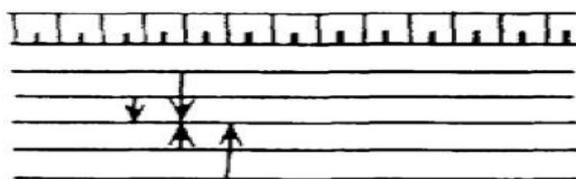


Рисунок 1.1 – Продольные схемы: а - порядно-последовательная;

б - порядно-врубная

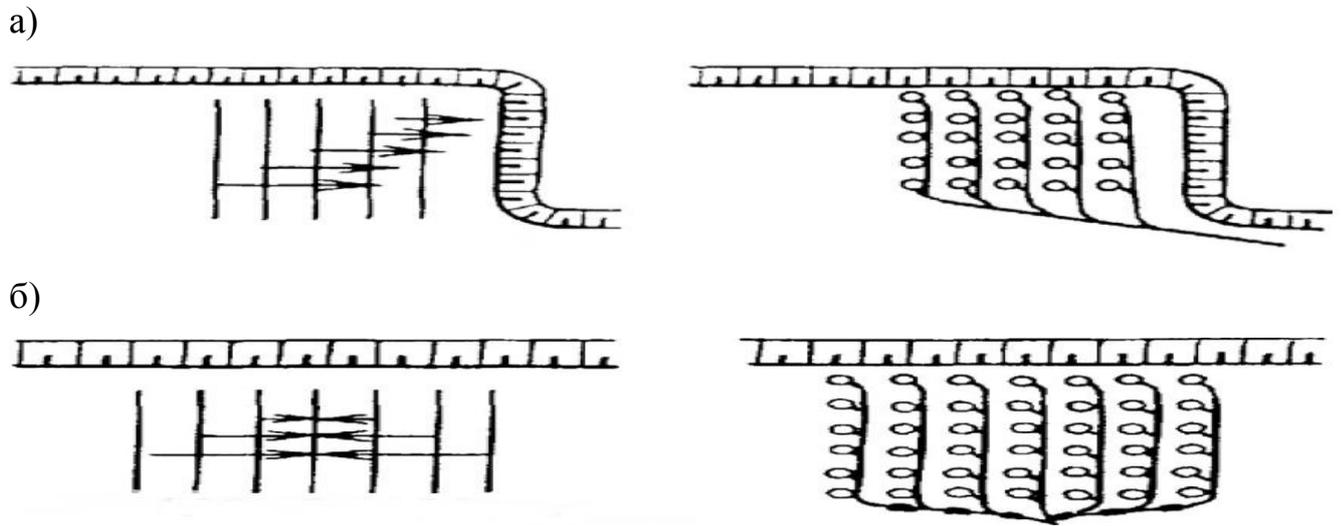


Рисунок 1.2 – Поперечные схемы: а - порядно-последовательная;
б - порядно-врубная

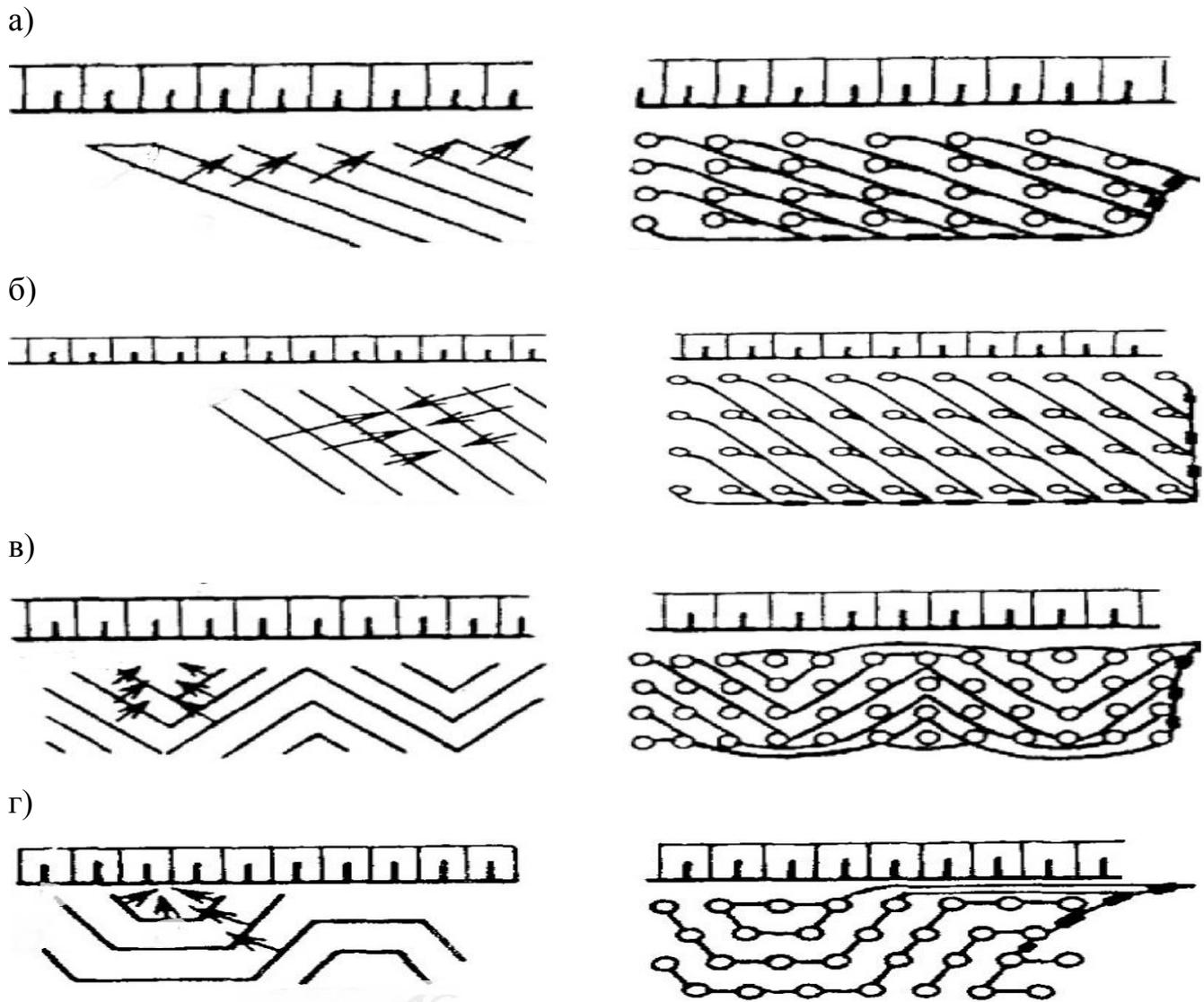
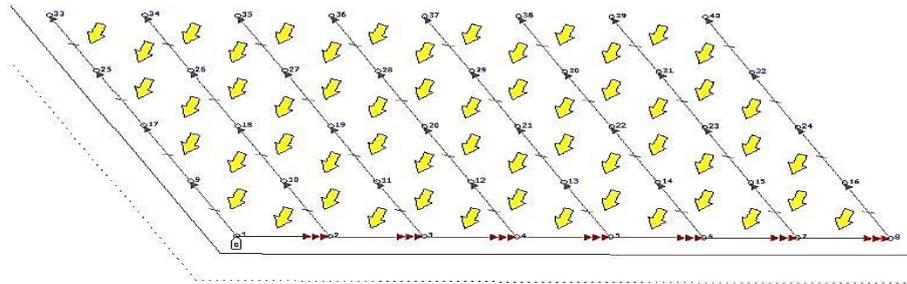


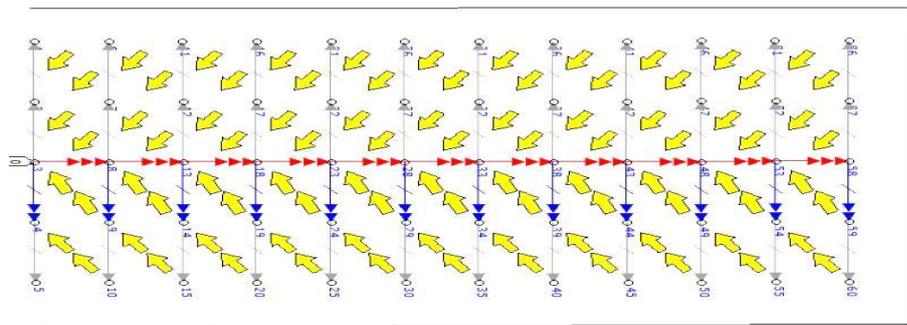
Рисунок 1.3 – Диагональные схемы: а - порядно-последовательная; б - порядно-врубная; в – треугольная; г - трапециевидная

Иницирование скважинных зарядов по приведенным схемам также имеет место и при ведении взрывных работ с использованием в поверхностной взрывной сети НСИ и ЭСИ. На практике схемы взрывания с использованием НСИ и ЭСИ несколько видоизменяются и основными являются диагональные и поперечные (рис. 1.4-1.5).

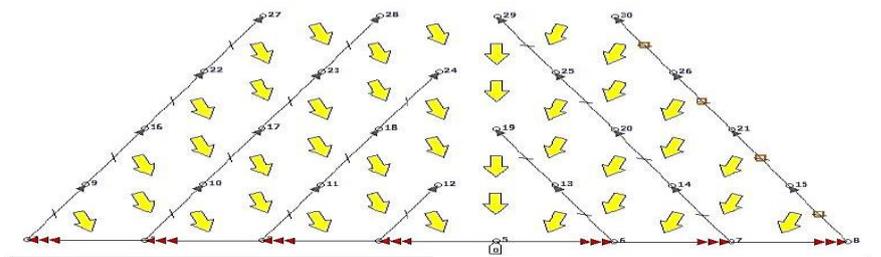
а)



б)



в)



г)

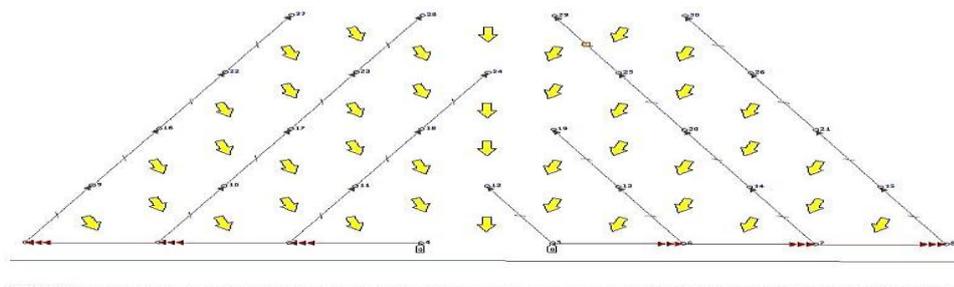
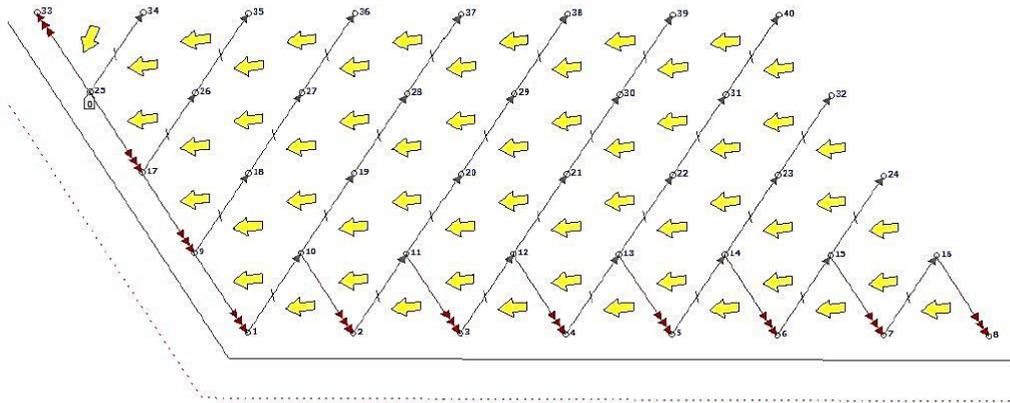


Рисунок 1.4 – Диагональные схемы: а – порядно-последовательная; б – врубная траншейная; в – врубная клиновья; г – трапециевидная

а)



б)

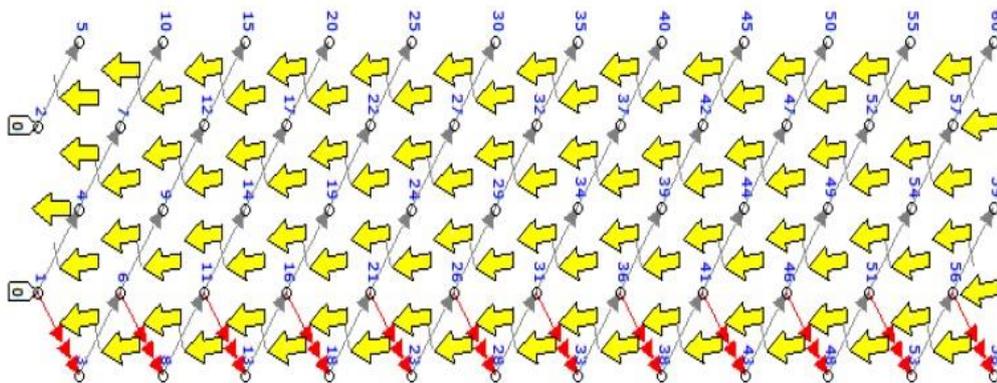


Рисунок 1.5 – Поперечные схемы: а – порядно-последовательная;
б – порядно-последовательная траншейная

Выбор схемы коммутации скважинных зарядов зависит главным образом от конкретных условий отработки выемочных блоков: направления и угла отбойки, категории пород по крепости и взрываемости. Так, по данным [51] врубовые схемы более приемлемы при взрывании в крепких однородных горных породах, а порядные более эффективны в породах со сложной текстурой, с меняющейся крепостью по высоте уступа.

Немаловажным фактором при выборе схем взрывания является ширина развала отбитой породы. При использовании поперечных схем ширина развала меньше, чем при диагональных, что связано с уменьшением угла между линией отбиваемого слоя и линией уступа. Из работы Гребеньковой В.Г. [62] следует, что взрывание по диагональным клиновидным и трапецевидным схемам по сравнению с порядной схемой сокращает ширину развала на 30 % и более.

Использование НСИ за счет комбинирования поверхностных соединительных блоков с различными номиналами замедления и программируемого времени замедления инициирования зарядов при использовании ЭСИ позволяет разработать множество схем монтажа взрывной сети. С помощью таких схем монтажа возможна реализация практически любых схем взрывания, чем обеспечивается высокая управляемость процессом разрушения массива, что на практике ведет к значительному повышению качества производства взрывных работ.

1.3 Сейсмическое действие массовых взрывов на откосы уступов и методы его снижения

На крупных горных предприятиях, отрабатывающих запасы полезных ископаемых открытым способом, весьма остро стоят вопросы обеспечения устойчивости откосов уступов в рабочем состоянии. Одним из главных факторов, отрицательно сказывающихся на устойчивость уступов, являются высокие сейсмозрывные нагрузки, возникающие в результате взрывной отбойки массива.

Сейсмозрывные нагрузки на массив пород не однозначно проявляются в различных зонах действия взрыва. В пределах ближней зоны действия взрывов происходит изменение состояния и свойств массива, в частности, происходит раскрытие первоначально сомкнутых естественных трещин, нарушение связности по поверхностям структурных неоднородностей, наблюдается смещение структурных блоков относительно друг друга. В результате этих явлений прочность скального массива и устойчивость откосов в нем существенно снижаются. При этом зона влияния динамических воздействий от взрывных нагрузок может достигать до 30-40 и более метров. В пределах этой зоны выделяются дополнительно три зоны: зона трещинообразования, граница которой определяется радиусом зоны трещинообразования от взрыва скважин последнего ряда; зона нарушения сплошности пород, с расстоянием от скважин до 20-25 м, и далее зона микродеформаций [59].

В более удаленных от взрыва зонах колебания имеют упругий характер, которые также способны вызывать изменение начального состояния уступов за счет действия инерционных сил. В условиях многократно повторяющихся массовых взрывов эти явления протекают еще более интенсивно.

В результате действия сейсмозрывных нагрузок от взрывных работ происходит нарушение и ослабление массива горных пород за контуром взрываемого участка. В результате этого сцепление пород уменьшается, при этом силы трения по ослабленным поверхностям значительно снижаются, что в итоге может привести к катастрофическим последствиям. Так, например, производство взрывных работ, хоть и не являлось единственной причиной, но способствовало сходу участка борта карьера на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» в августе 2015 г., объем обрушенных пород составил $\approx 100\,000\text{ м}^3$ (рис.1.6). В связи с этим, при производстве взрывных работ на карьерах необходимо использовать способы снижения сейсмозрывных нагрузок.



Рисунок 1.6 – Обрушение участка борта карьера на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК»

Согласно [63-66], с точки зрения снижения сейсмического действия взрывов КЗВ является наиболее эффективным способом, и при использовании технологии поскважинного взрывания, позволяет свести сейсмический эффект взрыва к воздействию массы ВВ, приходящейся на одну скважину. При этом согласно В.Ф. Богацкому и А.Г. Фридману [64], резкое снижение интенсивности сейсмозрывного воздействия достигается при взрывании зарядов через постоянный интервал замедлений.

Поскольку отбойка массива идет по определенным схемам взрывания, то влияние их на сейсмичность взрыва вызвано общим перераспределением его энергии на возбуждение упругих колебаний, разрушение и перемещение горной массы. Оно связано с изменениями ЛНС в блоке, угла свободного действия зарядов, наличия и образования свободных поверхностей при взрыве. Практикой взрывных работ выявлено, что взрывание по диагональным схемам ведет к снижению сейсмического действия взрывов [63].

В гораздо большей степени, можно регулировать сейсмический эффект взрыва изменением схем коммутации зарядов с учетом изменения направления фронта волны. В работах П.С. Миронова, В.Н. Мосинца и др. [65, 67-70] отмечается, что значительное снижение сейсмoeffекта обеспечивается за счет изменения направления инициирования зарядов ВВ во взрываемом блоке в направлении от объекта защиты. В случае расположения объектов с обоих флангов, направление инициирования зарядов должно быть встречное.

К весьма эффективному способу снижения сейсмического действия взрыва относится применение зарядов с воздушными промежутками. Согласно работе Н.В. Мельникова и Н.Л. Марченко [38] данный способ обеспечивает снижение сейсмического действия в 1,3 – 1,8 раза.

Одним из наиболее разработанных и перспективных способов, снижающих сейсмическое действие взрывов, является применение предварительного щелеобразования [59, 67-71]. Данный способ также является основным при постановке бортов карьеров в конечное положение. Суть способа заключается во взрыве в ненарушенном массиве близко расположенных скважин малого

диаметра, расположенных параллельно друг другу в плоскости, соответствующей проектной поверхности откоса уступа в его конечном положении. После взрыва зарядов в массиве образуется щель служащая преградой, экранирующей волны напряжений от взрывов основных зарядов.

Как правило, разделку отрезной щели ведут на высоту 1-2 уступов с применением КЗВ, но с разбивкой на группы по 2 – 15 скважинных заряда на одно замедление.

Эффективность применения отрезной щели в значительной степени зависит от ширины ее раскрытия и расстояния от щели до взрываемого блока. При значительном расстоянии от взрываемых зарядов ВВ до щели, волны напряжений огибают ее без существенных изменений.

Исследованиями В.Н. Мосинца [69] установлено, что максимальная эффективность экранирования возможна на расстояниях, где продольные и поперечные волны движутся совместно, не разделяясь на отдельные фронты. Так, при взрыве заряда массой 2500 кг на расстоянии 40 м от отрезной щели происходит практически шестикратное снижение сейсмозрывных нагрузок на законтурный массив. По данным работы [64] разделка отрезной щели снижает сеймонагрузку в среднем в 2-3 раза. Из работы Г.В. Кузнецова, В.А. Малых [72] следует, что предварительное трещинообразование позволяет снизить воздействия взрыва на законтурный массив в 1,5-2 раза.

Согласно исследованиям Е.А. Деева, В.П. Макарьева и др. [73] на эффективность поглощения энергии при прохождении взрывного импульса через щель, существенно влияет конструкция зарядов. При разделке отрезной щели зарядами с продольной кумулятивной выемкой эффективность экранирования возрастает в 1,7 раза.

Применение технологии поскважинного взрывания зарядов ВВ безусловно ведет к снижению сейсмозрывных нагрузок на законтурный массив, но не решает проблему полностью. Высокая изменчивость горно-геологических условий, увеличение глубины разработки, неправильный выбор параметров БВР и схем взрывания ведет к тому, что не до конца остаются решенными вопросы

выбора оптимального интервала замедления, наиболее предпочтительных схем взрывания, а также параметров контурного взрывания при постановке уступов в конечное положение, что весьма актуально для глубоких карьеров, ведущих отработку запасов на протяжении многих десятилетий.

1.4 Технология ведения взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК»

Производство взрывных работ в карьере рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» осуществляется методом скважинных зарядов с применением короткозамедленного взрывания, которое реализуется использованием неэлектрических систем инициирования производства фирма Orica C.I.S. – «Exel», представляющих собой средства инициирования с одинаковым временем замедления внутрискважинных детонаторов и изменяющимся замедлением поверхностных детонаторов. В основу действия этих систем положена передача инициирующего импульса по трубке-волноводу с линейной плотностью ВВ менее 0,2 г/пог. м.

Для взрывной отбойки на руднике применяются вертикальные и наклонные скважины Ø 250,8; Ø 244,5; Ø 200 и Ø 165 мм. Обустройство взрывных блоков происходит по шахматной и квадратной сетке расположения скважин на уступе.

Зарядка скважин осуществляется эмульсионными ВВ – эмульитами марок ВЭТ-700 и ВЭТ-300, а также гранулированными ВВ заводского изготовления, допущенными к применению на открытых горных работах (в основном гранулотол и граммонит 79/21). Транспортирование к местам производства взрывных работ невзрывчатых компонентов, и изготовление в процессе зарядки скважин ЭВВ марок ВЭТ осуществляется смесительно-зарядными машинами «Трейдстар», «Flexitruk», АСЗС-684.

На руднике «Железный» применяется конструкция скважинного заряда со сплошной колонкой заряда ВВ. Заряд в скважине может быть комбинированным

– может состоять из комбинации эмульсионных ВВ и ВВ заводского изготовления в различных сочетаниях.

В скважинах глубиной более 10 метров устанавливаются два промежуточных детонатора (ПД). Основной (нижний) ПД располагается в 0,5 м от забоя скважины. Дублирующий (верхний) ПД устанавливается в верхней части заряда. Разница во времени замедления между основным и дублирующим ПД составляет 25 мс. В скважинах с короткой колонкой заряда устанавливаются 2 ПД с одним замедлением в нижней части скважины. Один ПД устанавливается в нижней части скважины при её глубине менее 10 м (вторичное взрывание, ликвидация козлов, порогов, стенок и т.п.).

Основными схемами взрывания скважинных зарядов приняты диагональная и поперечная схемы. Используются также различные диагонально-врубные схемы. Для зарезки новых горизонтов при проведении траншейных взрывов могут использоваться схемы взрывания с трапециевидным врубом. Конкретный выбор схемы взрывания определяется конфигурацией блока, заданным направлением отбойки и другими условиями.

Соединения скважин при монтаже взрывной сети производятся по сторонам ромбов шахматной сетки. При установке по сторонам ромба поверхностных соединительных блоков с одинаковым замедлением получаются диагональные и поперечные схемы взрывания. При установке по сторонам ромба поверхностных блоков с различным временем замедления получаются схемы взрывания с разновременным взрыванием скважин.

При использовании НСИ в поверхностной взрывной сети важным является обеспечение опережающего инициирования поверхностных замедлителей, которое реализуется за счет больших внутрискважинных замедлений. При этом поверхностные элементы успевают проработать до того, как начнется подвижка горной массы, что практически исключает риск их подбоя и повреждение поверхностной сети.

Интервал замедления между скважинными зарядами определяется по формуле, предложенной В.А. Фокиным [74,75]:

$$\tau = a \cdot b \sqrt{\frac{\gamma}{8 \cdot \rho \cdot g \cdot U_{\text{уд}}} \frac{k-1}{\gamma_0-1} \left(\frac{\gamma_{\text{ВВ}}}{373}\right)^k} \quad (1.10)$$

где a – расстояние между скважинами в ряду:

$$a = \sqrt{3} \sqrt{\frac{1}{\pi} \frac{\rho}{q_{\text{др}}}}, \text{ м};$$

b – расстояние между соседними рядами скважин:

$$b = 1,5 \sqrt{\frac{1}{\pi} \frac{\rho}{q_{\text{др}}}}, \text{ м};$$

γ – удельный вес породы, кг/м³;

ρ – линейный вес скважинного заряда, кг/м;

$q_{\text{др}}$ – удельный расход на дробление, кг/м³;

g – ускорение силы тяжести, м/с²;

$U_{\text{уд}}$ – удельная энергия ВВ, кгм/кг ($U_{\text{уд}} = 427Q_{\text{т}}$, где $Q_{\text{т}}$ – удельная теплота взрыва, ккал/кг; 427 – механический эквивалент тепловой энергии, кгм/ккал);

$\gamma_{\text{ВВ}}$ – объемный вес ВВ, кг/м³;

γ_0 – начальный показатель адиабаты расширения высокоплотных продуктов детонации, ед.;

k – показатель адиабаты расширения равновесной части продуктов детонации в рамках модели идеального газа ($k=1,4$), ед.

В настоящей работе не приводятся формулы для расчета основных параметров БВР, применяемых в условиях Ковдорского месторождения. Подробный расчет параметров БВР приведен в работе [75].

Исследования, выполненные Московским горным институтом в период 1968-1972 гг. и Горной лабораторией предприятия, показали, что дробимость горных пород Ковдорского месторождения при взрыве определяется в основном их трещиноватостью. Физико-механические свойства пород, такие как прочность и плотность имеют второстепенное значение. Трещиноватость пород оценивается по шкале Межведомственной комиссии по взрывному делу, представленной в таблице 1.1.

Классификация массивов скальных пород по степени трещиноватости и содержанию крупных кусков

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами, м	Удельная трещиноватость	Содержание % в массиве отдельных размером, мм		
				+ 300	+ 700	+1000
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	до 0,1	более 10	до 10	близко к нулю	нет
II	Сильно трещиноватые (среднеблочные)	0,1 - 0,5	2 - 10	10-70	до 30	до 5
III	Средне трещиноватые (крупноблочные)	0,5 - 1,0	1-2	70-100	30-80	5-40
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0 - 1,5	1 - 0,65	100	80-100	40-100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	свыше 1,5	менее 0,65	100	100	100

Все руды и породы месторождения разделены в зависимости от их сопротивляемости разрушению при взрыве на категории.

III категория взрываемости – среднетрещиноватые вмещающие породы III категории трещиноватости с коэффициентом крепости $f = 10-15$. Расстояния между трещинами в породах данной категории 0,5-1,0 м.

III/IV категория взрываемости – средне- и малотрещиноватые вмещающие породы III – IV категории трещиноватости с $f = 13-17$; средне- и малотрещиноватые апатит-силикатные маложелезистые руды с $f = 6-8$. Расстояния между трещинами составляет 0,75-1,25 м.

IV категория взрываемости – плотные среднетрещиноватые апатит-форстерит-магнетитовые руды III категории трещиноватости и плотные малотрещиноватые апатит-силикатные маложелезистые руды IV категории трещиноватости с $f = 6-9$; плотные малотрещиноватые и практически монолитные вмещающие породы IV категории трещиноватости с $f = 15-20$. Расстояние между

трещинами в массиве апатит-форстерит-магнетитовых руд составляет 0,5-1,0 м. Расстояние между трещинами в апатит-силикатных рудах и вмещающих породах 1,0-1,5 м.

IV/V категория взрываемости – плотные среднетрещиноватые и малотрещиноватые апатит-форстерит-магнетитовые руды III-IV категории трещиноватости $f = 9-12$; плотные малотрещиноватые апатит-кальцит-магнетитовые руды IV категории трещиноватости и $f = 6-9$. Расстояние между трещинами составляет 0,5-1,5 м; плотные малотрещиноватые и практически монолитные апатит-силикатные маложелезистые руды IV – V категории трещиноватости. Расстояние между трещинами составляет 1,25-1,75 м.

V категория взрываемости – плотные малотрещиноватые апатит-форстерит-магнетитовые и апатит-кальцит-магнетитовые руды IV категории трещиноватости. Расстояние между трещинами 1,0-1,5 м; плотные, практически монолитные апатит-форстерит-магнетитовые руды V категории трещиноватости и крепостью 9-12; практически монолитные апатит-силикатные маложелезистые руды с ксенолитами ийолитов V категории трещиноватости с $f = 8-10$. Расстояние между трещинами – свыше 1,5 м.

V/VI категория взрываемости – апатит-форстерит-магнетитовые и апатит-кальцит-магнетитовые руды IV и V категории трещиноватости. Расстояние между трещинами составляет 1,25-1,75 м.

Рассчитанные по формуле (1.10) интервалы замедления, с учетом основных категорий пород по взрываемости, приведены в таблице 1.2.

Расчетные значения интервала замедления при производстве взрывных работ на руднике «Железный»

Диаметр скважин, мм	Категория взрываемости	Сетка скважин, м	Взрывчатое вещество	Интервал замедления, мс
250	III	8,2 x 7,1	ВЭТ-700	107
200		6,5 x 5,7		85
165		5,4 x 4,7		70
250		7,5 x 6,5	ВЭТ-300	86
200		6,0 x 5,2		69
165		4,9 x 4,3		57
250	IV	7,1 x 6,1	ВЭТ-700	80
200		5,7 x 4,9		64
165		4,7 x 4,0		52
250		6,5 x 5,6	ВЭТ-300	65
200		5,2 x 4,5		52
165		4,3 x 3,7		43
250	V	6,3 x 5,4	ВЭТ-700	64
200		5,1 x 4,4		51
165		4,2 x 3,6		42
250		5,8 x 5,0	ВЭТ-300	51
200		4,6 x 4,0		40
165		3,8 x 3,3		33

Из таблицы следует, что расчетный интервал замедления для скважин различного диаметра лежит в диапазоне 33-107 мс. На практике, для большинства схем инициирования, применяются поверхностные детонаторы с номинальным временем замедления 42, 67 и 109 мс. По данным работы [76], разброс времени срабатывания применяемых детонаторов составляет от 2 до 7 мс в зависимости от номинального замедления, что может привести к еще большим задержкам.

С учетом вышеизложенного можно сделать вывод о том, что при используемых интервалах замедления взаимодействие полей напряжений при взрыве смежных зарядов – минимально, поскольку за время 42 мс и более, напряжения в массиве от взрыва предыдущего заряда практически полностью затухают и каждый скважинный заряд работает независимо от остальных, что уменьшает эффективность дробления.

В условиях карьера рудника «Железный» постановка бортов в конечное положение предусмотрена с использованием 24 метровых уступов в верхней части карьера, а в остальной части – 30 метровых уступов с различными углами откосов. Отработка приконтурных блоков и заоткоска уступов предполагает выполнение предварительного щелеобразования.

В качестве зарядов для скважин отрезной щели используются гирляндовые заряды ЗКВ-Г, заряды ЗКВ-Б и заряды ШЗ-4 сплошной колонковой конструкции, а также заряды из насыпного гранулолита в пластиковых трубах. Диаметр контурных скважин – 134-140 мм. Иницирование скважинных зарядов осуществляется неэлектрическими системами иницирования, обеспечивающими достаточно широкий интервал замедлений.

Одним из основных факторов, определяющих степень устойчивости как отдельных уступов, поставленных в конечное положение, так и прибортовой части породного массива в целом, является степень их сохранности после производства буровзрывных работ в приконтурной зоне карьера.

Степень сохранности породного массива зависит от его геолого-структурных особенностей и интенсивности динамического воздействия массовых взрывов, которая определяется количеством одновременно взрываемого взрывчатого вещества, интервалами замедлений и направлением взрывной отбойки блока.

При производстве взрывных работ в приконтурной зоне карьера придерживаются принципа, разработанного В.А. Фокиным [74,75], и заключающимся в постепенном снижении сейсмозрывных нагрузок на массив

путем уменьшения диаметра взрывных скважин по мере приближения к конечному контуру карьера. Наглядно данный принцип показан на рисунке 1.7.

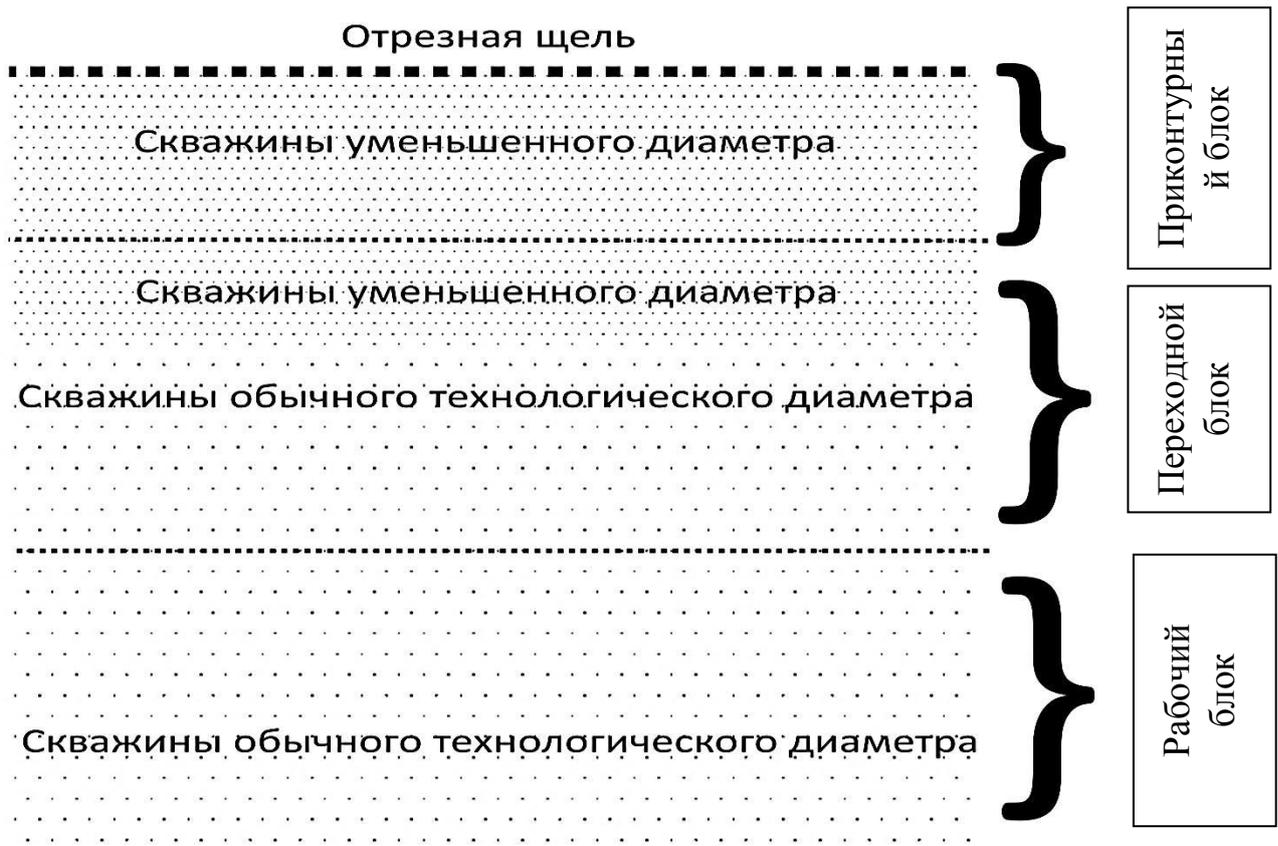


Рисунок 1.7 – Пояснительная схема обработки блоков

Рабочий блок проектной ширины обуривается долотами диаметром 244,5 – 250,8 мм.

В переходном блоке шириной 30 – 50 м бурятся скважины обычного технологического диаметра 244,5 – 250,8 мм, а в его приконтурной части шириной не менее 10 м – скважины уменьшенного диаметра 165 мм.

В приконтурном блоке шириной не более 20 м бурятся скважины уменьшенного диаметра 165 – 171,4 мм.

Формирование контурной (отрезной) щели производится одновременно с взрывом переходного блока, либо одновременно с взрывом приконтурного блока (при наличии ранее сформированной щели), но с опережением по фронту не менее 20 м.

При принятой технологии постановки бортов в конечное положение законтурный массив дважды подвергается динамическим воздействиям.

Первоначально от взрыва отрезной щели, затем от взрыва приконтурного блока через сформированную отрезную щель.

Регулярное производство массовых взрывов в приконтурной зоне карьера отрицательно сказывается на несущих характеристиках массива, особенно в неблагоприятных геолого-структурных и гидрогеологических условиях. С учетом того, что постановка бортов карьера в конечное положение ведется с использованием 24-х и 30-ти метровых уступов, то обеспечению их устойчивости необходимо уделять повышенное внимание.

В условиях крупномасштабных горных работ в карьере рудника «Железный» при разработке мероприятий по обеспечению длительной устойчивости уступов, особенно при постановке их в предельное положение, даже с применением контурного взрывания, сейсмическое действие взрывов следует учитывать, как в ближней, так и дальней зонах.

Исследованиям интенсивности динамического воздействия взрыва отрезной щели на законтурный массив при постановке уступов в конечное положение на руднике «Железный» не дано должное развитие, в том числе не установлены факторы, влияющие на величину сейсмозрывных нагрузок в ближней зоне взрыва.

В связи с тем, что в настоящее время отсутствуют общепризнанные методики расчета интервала замедления, воздействия на массив контурных зарядов, а также остается открытым вопрос выбора схем взрывания, то для выявления закономерностей разрушения массива горных пород системой скважинных зарядов при различных интервалах замедления между ними в ряду и обоснования технологии производства взрывных работ на карьерах при использовании разновременного взрывания скважинных зарядов, позволяющей уменьшить сейсмическое действие взрыва на массив пород за проектным контуром отбойки и повысить интенсивность дробления горной массы, целесообразно применение такого метода научных исследований как математическое моделирование.

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 1

1. Анализ литературных источников по проблеме исследования показал, что до настоящего времени, единая точка зрения о механизме разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании не выработана. Вместе с тем недостаточно полно изучены процессы, связанные с взаимодействием зарядов ВВ при взрыве. Данный вопрос требует тщательного исследования и своевременного решения, поскольку взаимодействие полей напряжений играет одну из ключевых ролей в процессе разрушения массива энергией взрыва;

2. Повышение степени дробления массива на основе взаимодействия зарядов ВВ может быть реализовано путем выбора одного из главных параметров КЗВ – интервала замедления. Анализ существующей технологии производства взрывных работ на руднике «Железный» показал, что применяемые интервалы замедления не отвечают условиям взаимодействия полей напряжений при взрыве смежных зарядов, что ведет к снижению качества взрывоподготовки горной массы, в связи с этим необходима углубленная оценка влияния интервала замедления на степень проработки массива между скважинными зарядами;

3. Вследствие действия высоких сейсмозрывных нагрузок от взрывных работ происходит значительное разупрочнение и нарушение массива пород за проектным контуром отбойки, что ведет к необходимости использования способов снижения сейсмического эффекта взрыва. Одним из наиболее перспективных способов является изменение направления отбойки. С учетом того, что отбойка массива пород на руднике «Железный» ведется по различным схемам взрывания, то требуется обоснование наиболее сейсмобезопасных схем, минимизирующих нарушения массива за проектным контуром отбойки;

4. Одной из главных задач при производстве массовых взрывов в карьерных условиях является обеспечение долговременной устойчивости породных уступов, поставленных в конечное положение. Регулярное производство массовых взрывов в приконтурной зоне карьера приводит к постепенному разупрочнению прибортовой части породного массива и снижению

его несущих характеристик, особенно в неблагоприятных геолого-структурных и гидрогеологических условиях. В связи с тем, что исследованиям динамического воздействия массовых взрывов на массив пород за проектным контуром отбойки при постановке уступов в конечное положение методом предварительного трещинообразования не дано должное развитие, то необходимо проведение дополнительных работ с целью определения сейсмозрывных нагрузок в ближней зоне взрыва при разделке отрезной щели.

ГЛАВА 2. МОДЕЛИРОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ ВЗРЫВЕ

Одним из перспективных методов изучения механизма разрушения горных пород взрывом является применение математического моделирования, в основе которого положен метод конечных элементов (МКЭ).

В настоящее время МКЭ – один из наиболее разработанных методов, позволяющих моделировать явления и процессы с максимальным их приближением к реальности. Теоретические основы МКЭ хорошо освещены в работах зарубежных исследователей, среди которых стоит отметить труды К.-Ю. Бате, Е. Вилсона, Р. Галлагера, О. Зенкевича, Л. Сегерлинда и др. [77-81].

Применение средств численного моделирования позволяет исследовать процессы и явления, изучение которых на практике, в силу тех или иных причин, не представляется возможным или экономически нецелесообразно, а также минимизировать затраты, уточнять теорию, проверять выводы и получать более полное наглядное представление о сути происходящих явлений.

Несмотря на всю развитость математического аппарата и компьютерных технологий, на сегодняшний день существует не так много верифицированных программных продуктов, позволяющих с высокой степенью достоверности моделировать процессы, происходящие при взрыве. Лидером в области разработки программных решений является компания Ansys с программными продуктами LS-Dyna и Autodyn.

В настоящей работе для моделирования процесса взрывного разрушения массива горных пород скважинными зарядами использовалось лицензионное программное обеспечение системы инженерного анализа Ansys – Autodyn. Разработка моделей взрывания скважинных зарядов в Ansys Autodyn велась по ряду причин:

1. Компания Ansys является одним из мировых лидеров в области компьютерного моделирования, в основе которого положен метод конечных элементов, а её пользовательские продукты являются хорошо

верифицированными в различных отраслях производства и находят свое применение на многих передовых предприятиях промышленности и научных учреждениях.

2. Autodyn является относительно простым в освоении, а его пользовательский интерфейс дает возможность в сжатые сроки редактировать элементы модели и получать наглядные результаты.

3. Среди аналогов модулю Autodyn практически нет равных по расчетным возможностям, которые наиболее полно, при всех прочих равных условиях, отражают физику исследуемого явления, что многократно подтверждено накопленным мировым опытом в использовании данного продукта.

2.1 Теоретические основы и реализация расчетов при решении задач динамики

2.1.1 Общие принципы работы расчетного алгоритма

Ansys Autodyn – это специализированный аналитический инструмент, служащий для моделирования сложной нелинейной динамики твердых тел, жидкостей и газов, а также их взаимодействия [82]. Данный программный продукт находит свое применение в решении задач динамики конструкций, быстропротекающих нестационарных течений, задач из области физики взрыва и удара, отклика конструкций на ударно-волновое воздействие.

Моделирование физических процессов в Ansys Autodyn реализуется посредством численного решения системы дифференциальных уравнений в частных производных, представляющей собой совокупность законов сохранения энергии, импульса и массы, а также дополнительных уравнений, которые решаются с применением различных алгоритмов, именуемых «решателями». Для осуществления процесса моделирования в Autodyn реализовано четыре типа решателей: лагранжев, эйлеров, произвольный лагранжево-эйлеровый, а также бессеточный решатель SPH (гидродинамика сглаженных частиц). Основными

являются лагранжевы и эйлеровы. Согласно [82,83] в таблице 2.1-2.2 приведены законы сохранения для лагранжевого описания движения сплошной среды, а также дополнительные уравнения.

Таблица 2.1

Законы сохранения для лагранжевого описания движения сплошной среды

Закон сохранения	Формула
Массы	$\rho = \frac{\rho_0 V_0}{V} = \frac{m}{V}$ (2.1)
Импульса	$\rho \ddot{x} = \frac{\partial \sigma_{xx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_{xy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_{xz}}{\partial z}$ $\rho \ddot{y} = \frac{\partial \sigma_{yx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_{yy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_{yz}}{\partial z}$ $\rho \ddot{z} = \frac{\partial \sigma_{zx}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_{zy}}{\partial y} + \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial z}$ (2.2)
Энергии	$\dot{e} = \frac{1}{\rho} (\sigma_{xx} \dot{\varepsilon}_{xx} + \sigma_{yy} \dot{\varepsilon}_{yy} + \sigma_{zz} \dot{\varepsilon}_{zz} + 2\sigma_{xy} \dot{\varepsilon}_{xy} + 2\sigma_{yz} \dot{\varepsilon}_{yz} + 2\sigma_{zx} \dot{\varepsilon}_{zx})$ (2.3)

Таблица 2.2

Дополнительные уравнения

Тензор напряжений	$\sigma_{ij} = -(p + q) + s_{ij}$ (2.4)
Уравнения состояния	$p = f(\rho, e)$ (2.5)
Модели прочности	$s_{ij} = g(\varepsilon_{ij}, \dot{\varepsilon}_{ij}, E, D)$ (2.6)

где ρ – плотность, кг/м³;

m – масса;

V_0 – начальный объем;

V – конечный объем;

x, y, z – компоненты перемещения, м;

σ_{ij} – компоненты тензора напряжений, Па;

s_{ij} – компоненты тензора-девиатора напряжений, Па;

ε_{ij} – компоненты тензора деформаций;

$\dot{\varepsilon}_{ij}$ – скорость деформаций, 1/с;

p – давление, Па;

e – удельная внутренняя энергия;

q – искусственная вязкость, Па;

D – поврежденность материала, ед.;

E – внутренняя энергия, Дж.

Уравнения, представленные в таблицах 2.1 и 2.2, решаются одновременно. Численными методами решения данных уравнений являются – метод конечных элементов, метод конечных объемов, метод конечных разностей. Последний метод используется для решения задач в двухмерной постановке.

Основополагающим этапом моделирования является задание моделей материалов взаимодействующих сред, которое основано на том предположении, что полный тензор напряжений, действующих в элементарном объеме, может быть разложен на составляющие – шаровый тензор, который описывает изменение объема и тензор-девиатор, описывающий изменение формы тела. Уравнения, в которых взаимоувязываются компоненты данных тензоров, известны как уравнение состояния и критерии прочности (модели прочности).

Уравнение состояния – представляет собой зависимость между давлением, плотностью и удельной энергией материала.

Модель прочности (критерий прочности) – характеризует сопротивление материала сдвигу/ растяжению. Посредством данного уравнения описываются поведение и предельные состояния вещества при приложении внешних сил. Предельные состояния выражаются через упругие и пластические режимы деформирования, критерием перехода между режимами является, главным образом, предел текучести – напряжение, при котором начинают развиваться пластические деформации.

Моделирование разрушения среды осуществляется на основе удовлетворения в данных уравнениях заранее определенного критерия разрушения. Вводится в модель материала, поскольку материал не может

выдерживать растягивающие/сдвиговые напряжения сверх своего предела прочности на растяжение/сдвиг. Определяет момент начала трещинообразования.

Таким образом, для описания поведения жидких и газообразных сред используется только уравнение состояния. Для описания твердых тел могут использоваться все три уравнения.

Методология решения уравнений основана на явном их интегрировании по времени. В процессе дискретизации расчетной области дифференциальные уравнения заменяются набором алгебраических. Используемым методом дискретизации является метод Уилкинса. Данный метод основан на явной центральной конечно-разностной схеме второго порядка точности [84]:

$$\frac{\partial u}{\partial t} = \frac{u_{i+1} - u_{i-1}}{2\Delta t}$$

$$\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = \frac{u_{i+1} - 2u_i + u_{i-1}}{\Delta t^2} \quad (2.7)$$

где Δt – шаг по времени;

u_{i+1} – значение функции на последующем временном шаге;

u_{i-1} – значение функции на предыдущем временном шаге;

u_i – значение функции на настоящем временном шаге.

Кроме представленной схемы используются левые и правые конечно-разностные схемы:

$$\frac{\partial u}{\partial t} = \frac{u_i - u_{i-1}}{\Delta t}; \quad \frac{\partial u}{\partial t} = \frac{u_{i+1} - u_i}{\Delta t} \quad (2.8)$$

Графическое пояснение представленных схем представлено на рисунке 2.1.

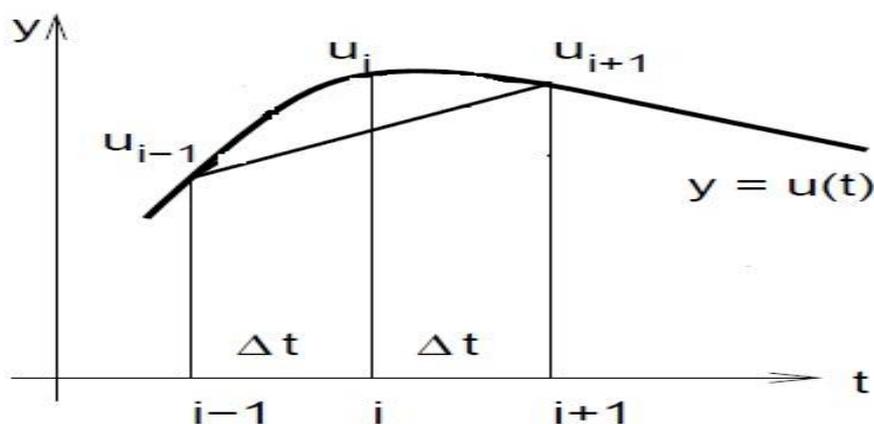


Рисунок 2.1 – Графическое пояснение конечно-разностных схем

В явных методах, значение функции на новом временном шаге $t + 1$ напрямую рассчитывается на основе значения, полученного на предыдущем шаге t . Явные схемы являются условно стабильными. Для обеспечения стабильности и точности получаемого решения, размер временного шага ограничивается условием Куранта-Фридриха-Леви. Данное условие, по сути, означает, что временной шаг решения должен быть меньше чем время необходимое для того, чтобы волна напряжений могла пройти через наименьший элемент в модели. Математически оно выражается как:

$$t \leq f \left[\frac{h}{c} \right]_{min} \quad (2.9)$$

где Δt – шаг по времени, с;

f – коэффициент (0,3 – 0,9);

h – характеристический размер элемента, ед.;

c – местная скорость звука в элементе, м/с.

2.1.2 Лагранжево и эйлерово описание движения сплошной среды

В лагранжевом представлении движения сплошной среды материал модели жестко связан с элементами сетки, и остается внутри элементов на всем протяжении расчета. Расчетная область движется вместе с материалом, и не происходит перемещения материала внутри области (рис. 2.2). Такой подход хорошо себя зарекомендовал для моделирования твердых сред.

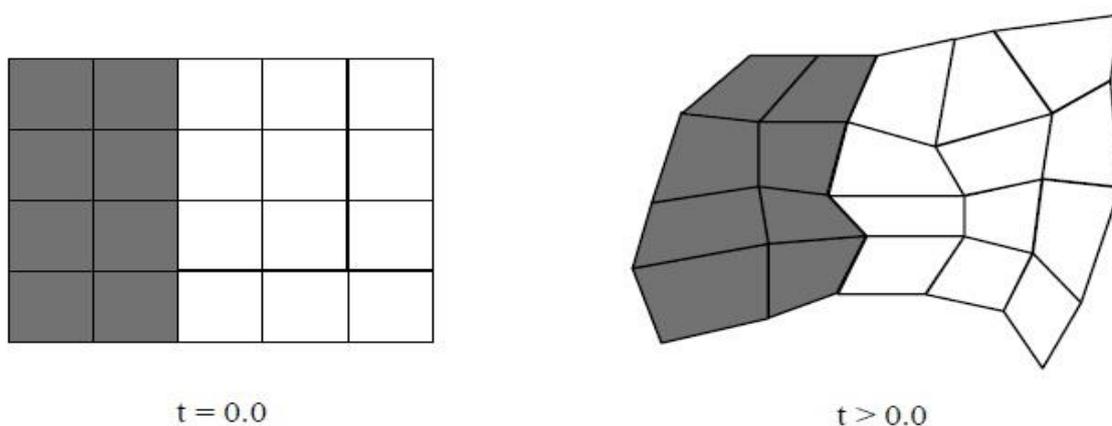


Рисунок 2.2 – Лагранжево представление движения сплошной среды

Для решения задач в плоской постановке основной схемой дискретизации является вышеописанная конечно-разностная схема Уилкинса. Смысл подхода заключается в разбивке интересующей области I, J, K - пространства набором структурированных прямоугольных / квадратных зон или ячеек, образующих сетку конечных элементов, в которой определены переменные, связанные с перемещением среды и ее состоянием. На рис. 2.3 изображена разбивка расчетной области для задач в двухмерной постановке.

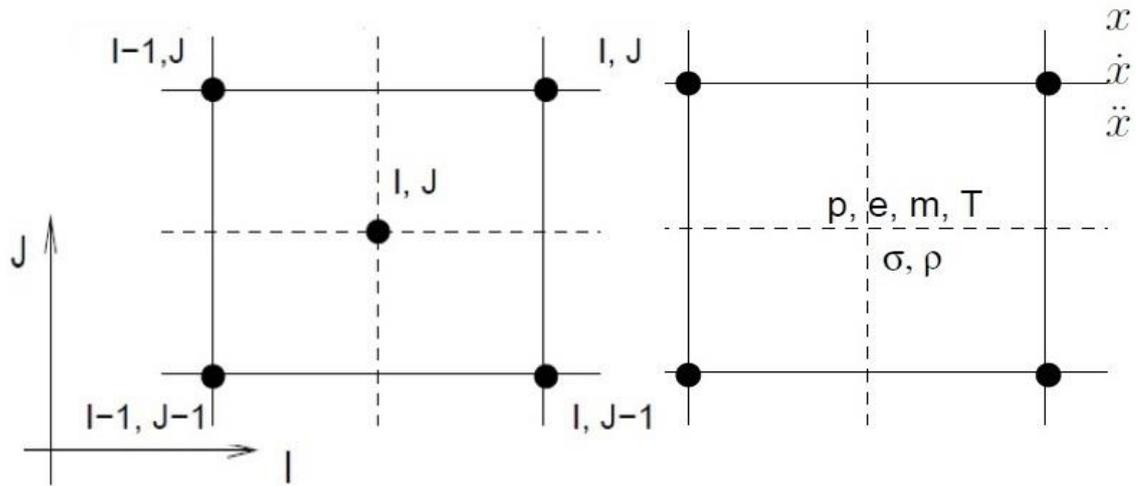


Рисунок 2.3 – Структурированная расчетная область в лагранжевых координатах

На рисунке 2.4 схематично представлен алгоритм вычислений, проводимых лагранжевым решателем на каждом временном шаге (начинается снизу). На первом этапе вычислений внешние силы добавляются к узловым силам, которые были посчитаны на предыдущем временном шаге. Затем, через закон сохранения импульса рассчитываются узловые ускорения. Далее, из ускорений путем последовательного интегрирования вычисляются узловые скорости и перемещения. Из данных значений определяются объемы (площади) и скорости деформации элементов. Затем, с использованием модели материалов и закона сохранения энергии, происходит расчет давлений, напряжений и энергии. Далее, с использованием закона сохранения импульса происходит расчет узловых сил, и цикл вычислений повторяется. Перемещения, скорости и ускорения рассчитываются в узловых точках расчетной области, а переменные, определяющие состояние материала – в середине элементов.



Рисунок 2.4 – Алгоритм вычислений в лагранжевой постановке

Одним из главных недостатков лагранжевого подхода к описанию движения является чрезмерные деформации и нарушения расчетной сетки, которые могут возникнуть в процессе моделирования, что ведет к значительному снижению точности решения и остановке вычислений. В связи с чем, для лагранжевых сеток используется алгоритм адаптивного перестроения сетки в процессе решения, а также алгоритм искусственной «эрозии» элементов, заключающийся в удалении чрезмерно деформированных элементов из расчетной области, с последующим перераспределением действующих на элемент сил на соседние элементы.

В эйлеровом представлении, в отличие от лагранжевого, материал модели не связан жестко с элементами сетки. Расчетная область имеет жесткую

пространственную привязку, и материал может течь внутри нее (рис. 2.5). При этом снимаются ограничения на чрезмерные деформации и нарушения элементов, и такой подход более подходит для расчета движения жидких и газообразных сред, а также твердых сред, испытывающих большие деформации.

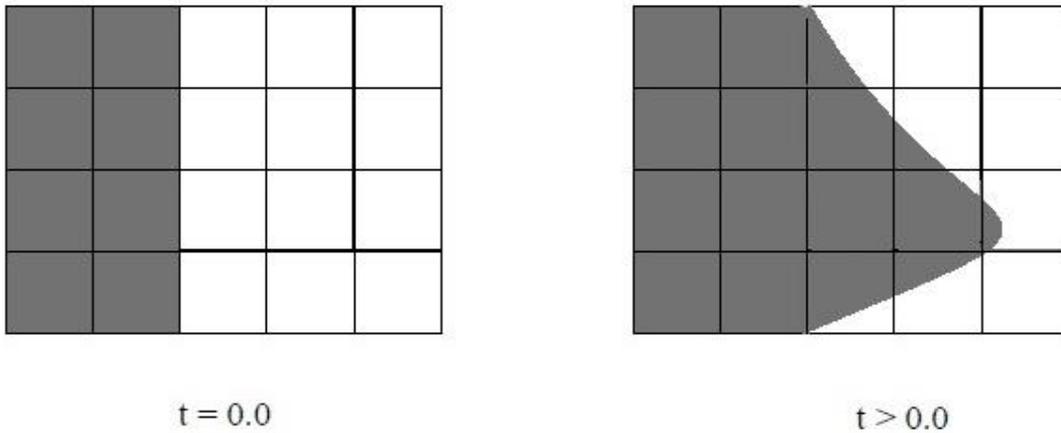


Рисунок 2.5 – Эйлерово представление движения сплошной среды

Для расчетов в эйлеровой постановке в Autodyn реализованы три различных решателя:

- *Эйлеров первого порядка точности* – использует правую конечно-разностную схему первого порядка точности и позволяет проводить расчеты взаимодействия жидких и газообразных сред с твердыми телами;
- *Многокомпонентный эйлеровый решатель* – использует схему Годунова второго порядка точности, при этом в одном элементе расчетной сетки могут находиться несколько материалов. Применяется только для расчета гидрогазодинамики или больших деформаций твердых тел;
- *Эйлеров FCT* – использует алгоритм коррекции потоков, и применяется для проведения газодинамических расчетов.

Для вычислений все эйлеровы решатели используют метод конечных объемов. Уравнения, получаемые в ходе дискретизации, рассчитываются в два этапа. На первом этапе расчет идет по лагранжевому алгоритму с деформированием расчетной сетки. На втором этапе, полученные значения переменных в узлах из деформированной лагранжевой сетки интерполируются на

узлы первоначальной сетки, которая имеет пространственную привязку. Затем данные переменных из узлов сетки экстраполируются в середины элементов.

Эйлеров подход сложнее лагранжевого в реализации, и требует большего времени и вычислительных ресурсов для проведения расчетов, что связано главным образом с отслеживанием транспорта материала через элементы.

Одной из главных уникальных особенностей данного расчетного модуля является хорошо разработанный алгоритм связывания различных решателей. Алгоритм связывания эйлеровой расчетной сетки с лагранжевой делает возможным решение задач взаимодействия течения жидкостей и газов с твердыми телами.

Дополнительные этапы моделирования, а также технология проведения расчетов с применением произвольного лагранжево-эйлерового и бессеточного решателя SPH подробно освещена в [82].

Проблеме верификации расчетного средства, для задач из области физики взрыва и удара, а также отклика конструкций на ударно-волновое воздействие, посвящено значительное количество работ, в том числе и работа автора диссертационного исследования [85-95].

2.2 Оценка влияния интервала замедления на степень проработки массива между скважинными зарядами

Управление взрывом для достижения высокой интенсивности дробления горных пород, снижения сейсмического и воздушно-ударного действия взрыва возможно при правильно выбранной последовательности взрывания скважинных зарядов и интервалов замедлений между ними. Интенсивность разрушения горных пород при взрыве определяется характером взаимодействия, длительностью и кратностью приложения нагрузок, создаваемых взрывами зарядов взрывчатых веществ. Перечисленные факторы являются составными элементами единого процесса взаимодействия зарядов при короткозамедленном взрывании (КЗВ).

При ведении взрывных работ на рудниках и карьерах применяют, как правило, многорядное короткозамедленное взрывание с различными интервалами замедлений, как между рядами, так и между скважинами в ряду. Технология поскважинного взрывания на карьерах реализуется применением в поверхностной взрывной сети неэлектрических либо электронных систем инициирования, что обеспечивается специальными схемами монтажа взрывной сети.

При производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» короткозамедленное взрывание скважинных зарядов осуществляется с использованием в поверхностной взрывной сети НСИ, при этом наиболее распространенной является схема монтажа взрывной сети, когда время замедления между зарядами в первом ряду составляет 67-109 мс, а в отходящих от него диагоналях от 25 до 67 мс (рис. 2.6). При таких интервалах замедления каждый заряд работает в отдельности друг от друга, что снижает эффективность дробления в виду отсутствия взаимодействия между зарядами. Для оценки этого взаимодействия было выполнено моделирование разрушения от взрыва двух скважинных зарядов на объемной модели. Модель представляет собой прямоугольный параллелепипед с размерами граней – 13,4 x 7,5 x 18 м (рис. 2.7, 2.8).

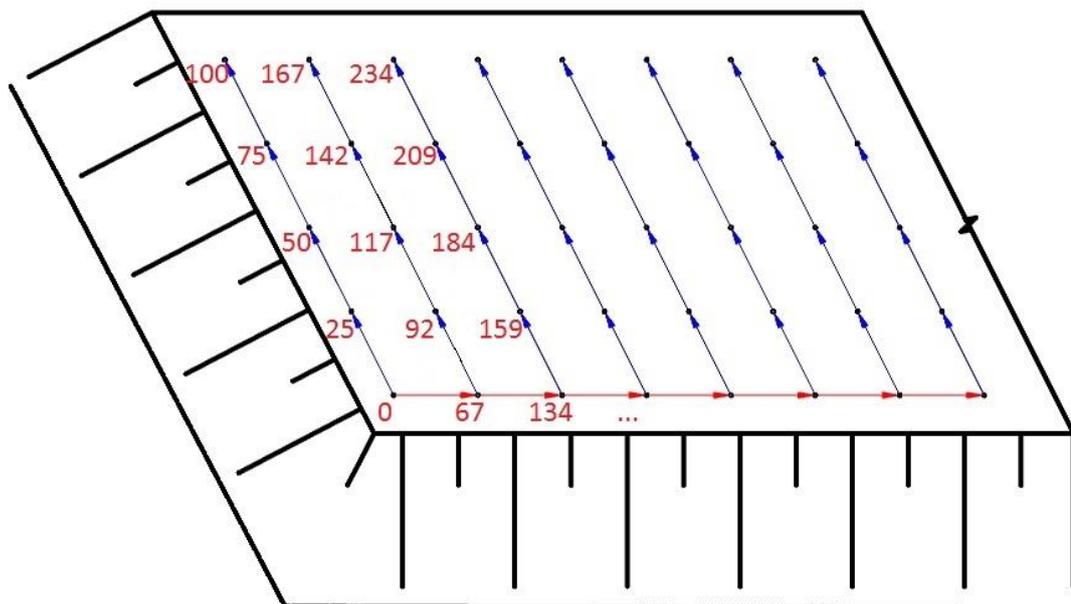


Рисунок 2.6 – Типовая схема монтажа взрывной сети на руднике «Железный»

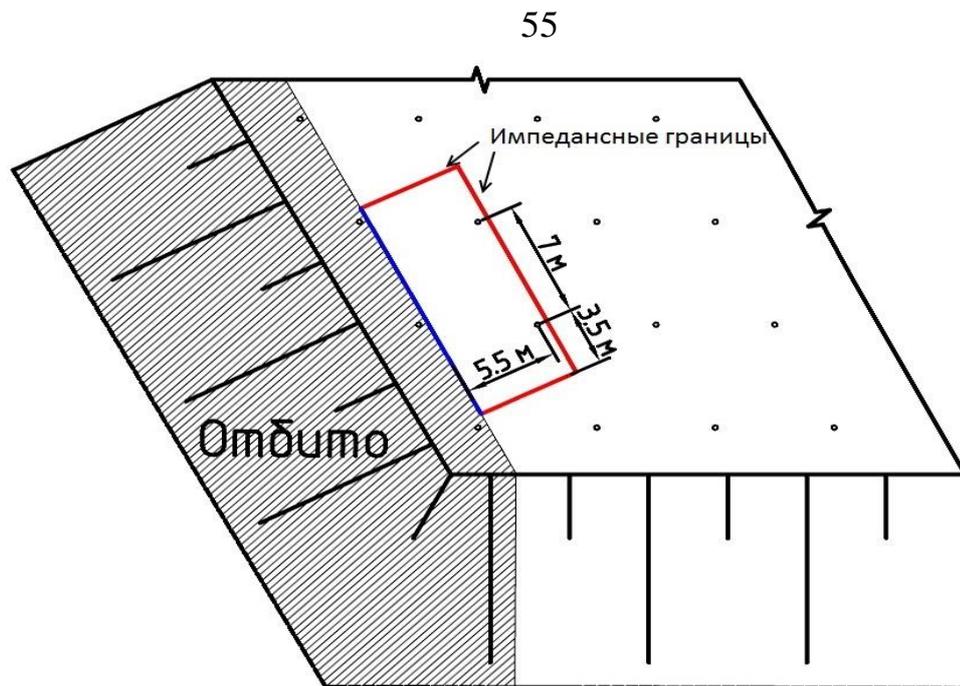


Рисунок 2.7 – Схема к определению геометрических параметров модели

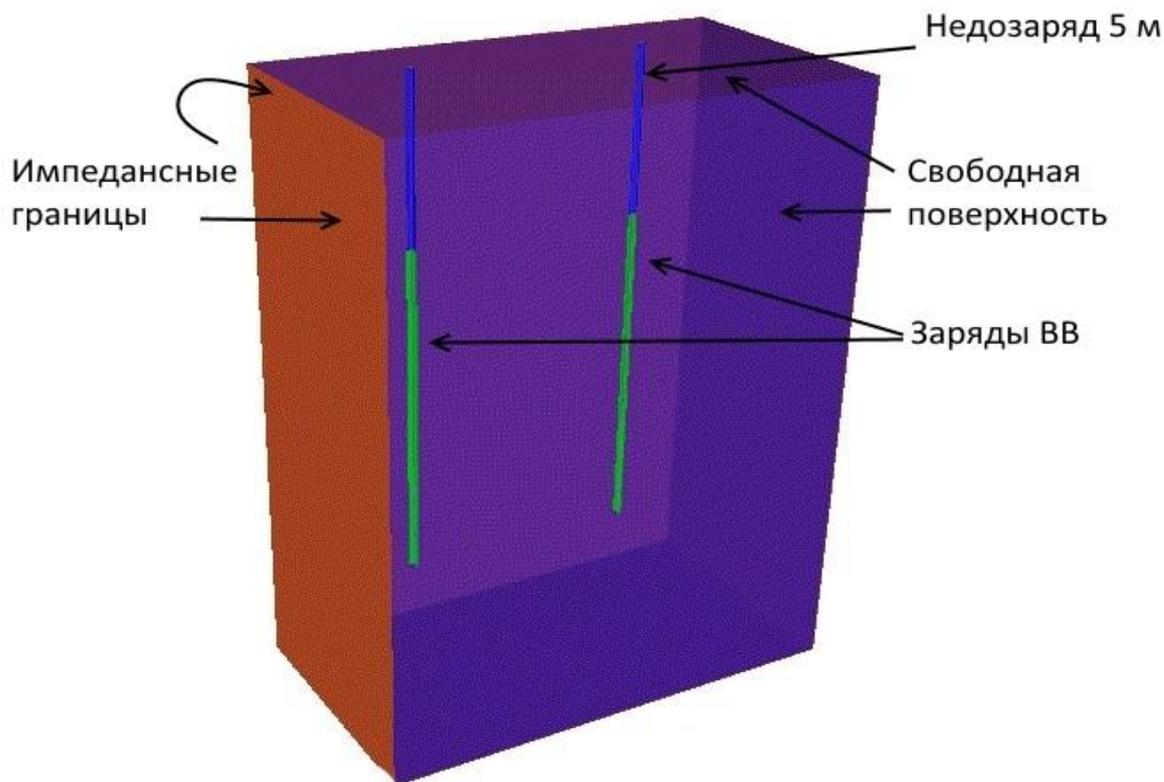


Рисунок 2.8 – Исходная геометрия модели

В модели рассматривается взрыв двух смежных скважинных зарядов взрывчатого вещества (ВВ), расположенных в массиве горных пород. Величина ЛНС – 5,5 м; длина колонкового заряда ВВ – 10 м; диаметр скважин – 250 мм; расстояние между скважинами – 7 м; величина забойки – 5 м; масса заряда в скважине – 650 кг. Иницирование скважинных зарядов - обратное.

Основные параметры ВВ и горной породы представлены в таблице 2.3.

Таблица 2.3

Основные параметры взрывчатого вещества и горной породы

Параметр	Значение
Взрывчатое вещество ВЭТ-700	
Плотность, кг/м ³	1150
Скорость детонации, м/с	5500
Удельная объемная энергия, МДж/м ³	4·10 ³
Давление на фронте ударной волны, ГПа	8,5
Горная порода	
Плотность, кг/м ³	3000
Скорость звука, м/с	4700
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	160
Предел прочности на сдвиг, МПа	60
Предел прочности на растяжение, МПа	15
Коэффициент поперечных деформаций	0,23
Модуль сдвига, ГПа	26,6
Модуль упругости, ГПа	68

При моделировании принято допущение о сплошности массива, основанное на том, что введение в модель естественной нарушенности материала не реализовано со стороны разработчика программного обеспечения. К тому же, отработка запасов рудника «Железный» ведется на глубинах 400-500 м, а по геологическим данным известно, что на данных глубинах массив имеет крупноблочную и весьма крупноблочную структуру с расстоянием между смежными отдельностями порядка 1,5 – 2 метров, что говорит о том, что массив в первом приближении можно рассматривать как сплошную среду.

В качестве уравнения состояния ВВ и продуктов детонации выбрано уравнение состояния Джонса-Уилкинса-Ли (2.10), а горной породы – уравнение, ударной адиабаты, дополненное уравнением Ми-Грюнайзена: (2.11-2.12):

$$P = A \left(1 - \frac{w}{R_1 V}\right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{w}{R_2 V}\right) e^{-R_2 V} + \frac{wE}{V}. \quad (2.10)$$

где P – гидростатическое давление, Па;

$V = \frac{v}{v_0}$ – относительный удельный объем, ед.;

$E = \frac{e}{v_0}$ – удельная внутренняя энергия, Дж/м³;

$p_0 = \frac{1}{v_0}$ – начальная плотность ВВ, кг/м³;

A, B, R_1, R_2, w – эмпирические константы. $A = 61,82$ ГПа; $B = 2,36$ ГПа; $R_1 = 2,93$; $R_2 = 0,85$; $w = 0,33$. Подробное описание уравнения представлено в работах [96,97].

$$U_s = C_0 + S U_p \quad (2.11)$$

где C_0 – скорость звука в породе, м/с;

U_p – массовая скорость, м/с;

S – эмпирическая константа. $S=1,5$.

Распределение давления, возникающего в горной породе при ударе продуктов детонации о стенку скважины, описывается уравнением Ми-Грюнайзена (2.12):

$$P = P_H + \Gamma \rho_0 (e + e_H) \quad (2.12)$$

где P_H – давление Гюгонио, м/с;

Γ – коэффициент Грюнайзена, ед, $\Gamma = 1,5$;

ρ_0 – плотность горной породы, кг/м³

e – удельная внутренняя энергия, Дж/м³;

e_H – удельная внутренняя энергия Гюгонио, Дж/м³;

$$P_H = \frac{\rho_0 C_0^2 \mu (1 + \mu)}{[1 - (S - 1)\mu]^2}$$

$$e_H = \frac{1}{2} \frac{P_H}{\rho_0} \left(\frac{\mu}{1 + \mu} \right)$$

где P_0 – начальное давление в горной породе, Па;

μ – сжимаемость.

$$\mu = \frac{\rho}{\rho_0} - 1$$

Поскольку при взрыве продукты детонации представляют собой газы, то введение в модель ВВ критериев прочности и разрушения не требуется. Прочность горной породы описывается RHT – моделью прочности (Riedel-Niermaier-Thoma). Данная модель является модульной, и описывает поведение упругопластического тела с упрочнением. В связи с громоздкостью математических выкладок, в настоящей работе не представляется возможным

привести полное описание модели, более подробную информацию можно подчерпнуть в работах [82,98,99].

Для того чтобы моделируемый процесс разрушения отражал реальную картину, необходим учет естественной неоднородности материала модели, что достигается введением вероятностного закона распределения начальных отклонений прочностных свойств в рассматриваемом объеме. В данном случае процесс разрушения приобретает вероятностный характер, что наиболее полно соответствует реальному процессу разрушения. В качестве функции распределения вероятности используется закон распределения Мотта [100] для фрагментации твердых сред, представленный в виде (2.13):

$$P(\varepsilon) = 1 - e^{\left[-\frac{C}{\gamma}(e^{\gamma\varepsilon}-1)\right]} \quad (2.13)$$

где P – вероятность возникновения трещины;

ε – деформация, ед.;

γ – дисперсия;

C – константа материала.

Массив горных пород моделируется путем привязки лагранжевого решателя к построенной геометрии, а взрывающееся ВВ, продукты детонации и окружающая среда – посредством многокомпонентного эйлерового решателя. Данный подход получил широкое распространение при решении подобного рода задач [87,88,90,92,93]. Суммарное количество элементов модели составляет $\approx 4\,670\,000$. В качестве граничных условий выбрано ускорение силы тяжести, и наложение импедансных границ на определенные грани модели, смысл которых заключается в неотражении и гашении волн напряжений, что позволяет моделировать «продолжение» массива пород.

С целью более полного описания физики процессов, происходящих при взрыве и подтверждения адекватности полученных результатов, остановимся более подробно на процессе моделирования, на примере одновременного взрыва скважинных зарядов.

В начальный момент времени в призабойной зоне скважин происходит иницирование зарядов ВВ. После иницирования по взрывчатому веществу

начинает распространяться детонационная волна со сверхзвуковой скоростью порядка 5000 м\с. В результате прохождения детонационного фронта и расширения продуктов детонации происходит удар последних по стенкам скважин, при этом на стенки скважин действует давление в десятки гигапаскалей, в результате чего в массив передается значительное количество энергии в виде ударной волны, переходящей на расстоянии 2-3 радиусов заряда в волну напряжений. Далее по окончании процесса детонации, давление падает, взрывные газы устремляются в приустьевую зону скважин и одновременно с этим оказывают поршневое действие на массив. На рисунке 2.9 показана динамика происходящего процесса на момент времени 1 и 2 мс после начала инициирования зарядов, при этом фильтры отображения настроены таким образом, чтобы наглядно показать прохождение детонационного фронта и действующих при этом напряжений.

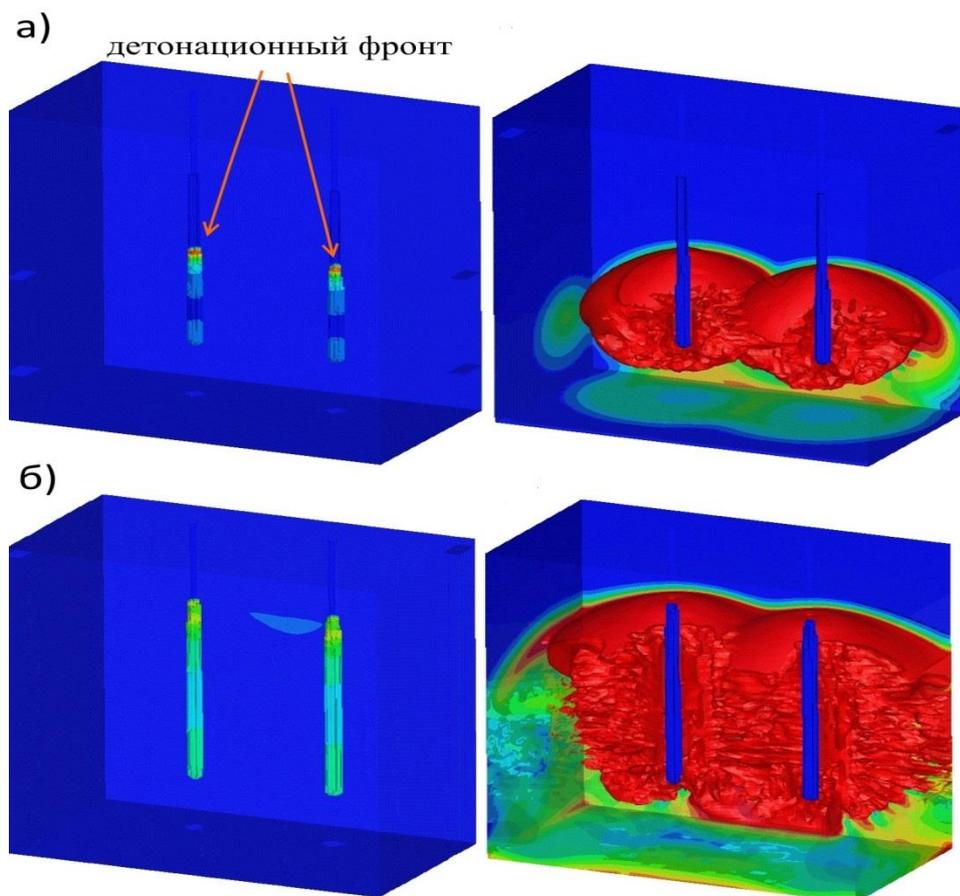


Рисунок 2.9 – Прохождение детонационного фронта по ВВ и распределение действующих при этом напряжений в массиве на момент времени: а – 1 мс;

б – 2 мс

В настоящей работе не рассмотрены вопросы, связанные с процессом детонации, квазистатическим действием продуктов детонации и особенностями передачи энергии взрыва в массив, а применен интегральный подход, заключающийся в оценке напряженного состояния массива между скважинными зарядами.

При моделировании происходит расчет полного тензора напряжений, возникающих в массиве пород при взрыве скважинных зарядов. Поскольку задача ставится в трехмерной постановке, то оценка напряженного состояния производится по эквивалентному напряжению фон Мизеса, учитывающему все три главные компоненты тензора напряжений:

$$\sigma_3 = \sqrt{\frac{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2}{2}} \quad (2.14)$$

где $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – первое, второе и третье главное напряжение, Па;

На рисунке 2.10 приведено взаимодействие полей напряжений при взрыве двух скважин с различными интервалами замедлений между ними, а на рисунке 2.11 действующие эквивалентные напряжения в точке, расположенной посередине зарядов через 2 мс после начала детонации второго заряда.

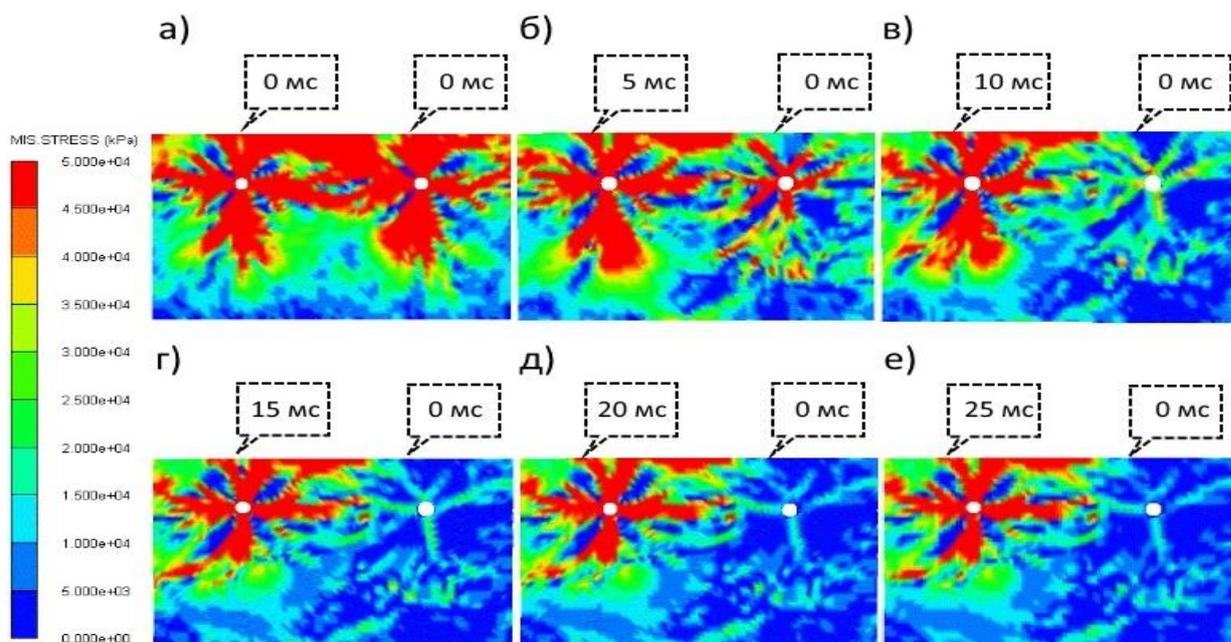


Рисунок 2.10 – Поле эквивалентных напряжений через 2 мс после инициирования второго заряда при интервалах замедления между скважинами: а – 0 мс; б – 5 мс; в – 10 мс; г – 15 мс; д – 20 мс; е – 25 мс

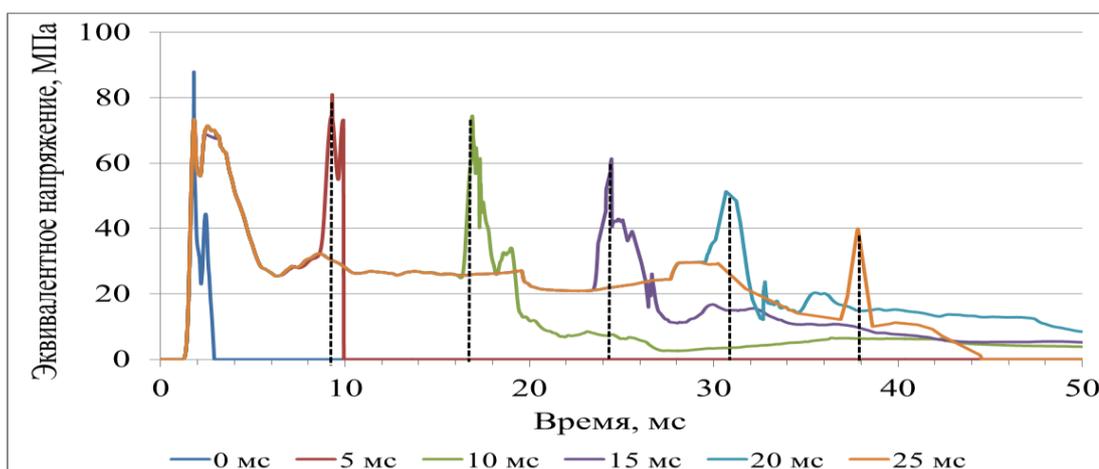


Рисунок 2.11 – Изменение эквивалентных напряжений от времени при различных интервалах замедления между скважинными зарядами

Полученные результаты свидетельствуют о том, что максимальная амплитуда напряжений от взрыва смежных зарядов достигается при интервале замедления 0 мс, но продолжительность совместного действия при этом минимальна. Длительность совместного действия полей напряжений с увеличением интервала замедлений увеличивается, но в то же время, интенсивность напряжений снижается до такого значения, что при интервале замедлений в 20-25 мс волны напряжений от взрыва первого и второго заряда практически не взаимодействуют (рис. 2.12). Полученные данные указывают на то, что степень максимального эффективного взаимодействия полей напряжений приходится на интервал замедления в 15 мс.

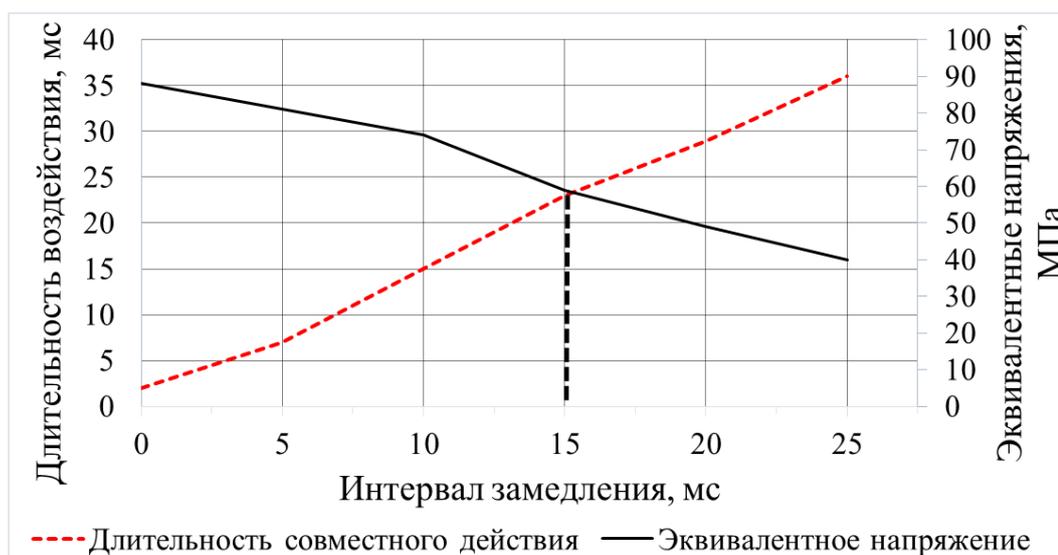


Рисунок 2.12 – Длительность воздействия эквивалентных напряжений при различных интервалах замедлений между зарядами

При рассмотрении нарушенности массива в плоскости, расположенной в поперечном сечении модели и со стороны свободной поверхности (рис.2.13-2.14) можно видеть, что максимальные разрушения приходятся при задержке взрыва между скважинами в 15 мс.

Это объясняется тем, что ударная волна последующего заряда оказывает дополнительное воздействие на зону трещинообразования от предыдущего заряда и обеспечиваются условия многократного воздействия на зону трещинообразования.

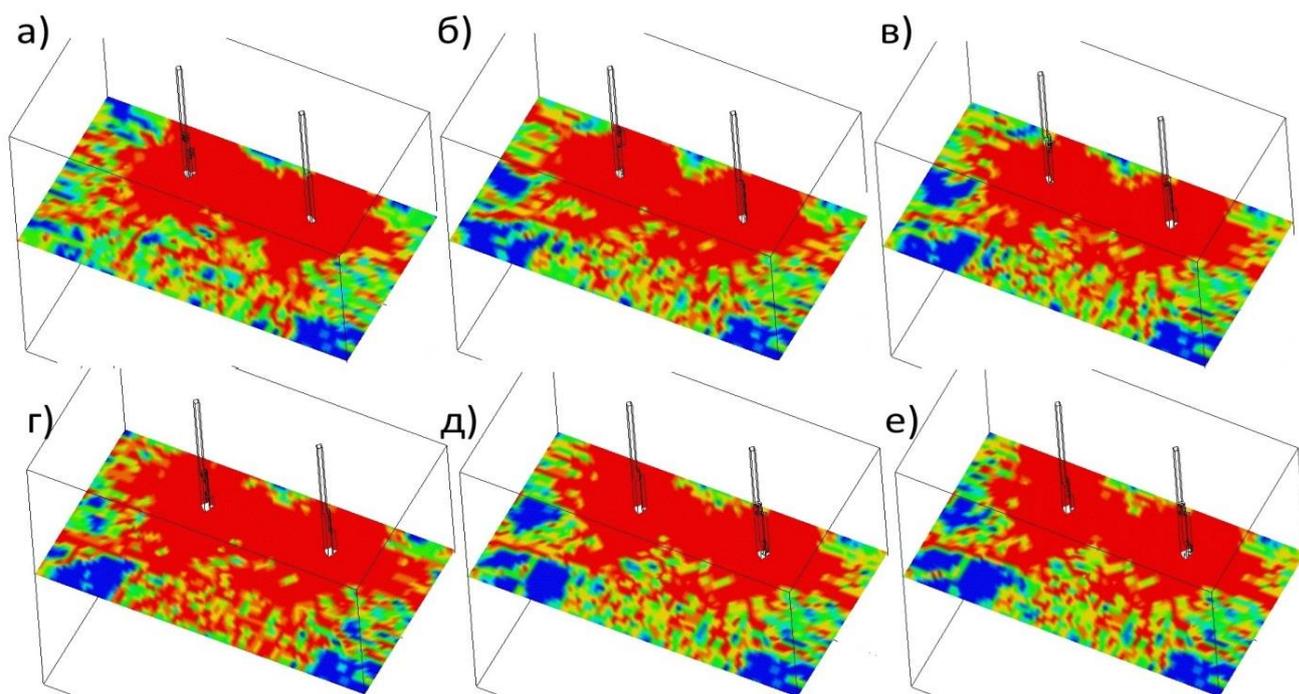


Рисунок 2.13 – Зоны разрушения при взрывании двух скважин с различными интервалами замедлений через 30 мс: а – 0 мс; б – 5 мс; в – 10 мс; г – 15 мс; д – 20 мс; е – 25 мс

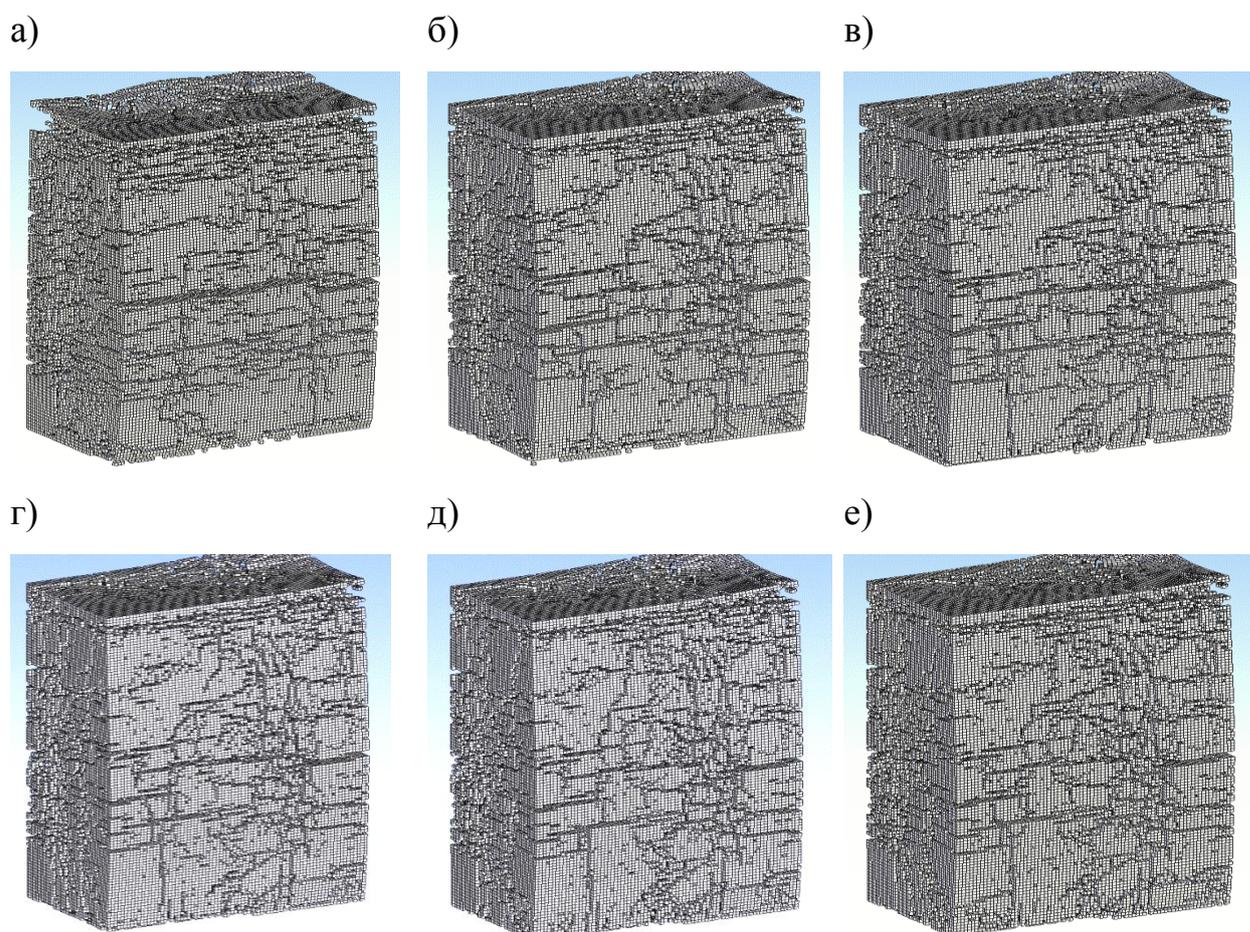


Рисунок 2.14 – Характер трещинообразования со стороны свободной поверхности через 90 мс после взрывов при различных интервалах замедлений между зарядами: а – 0 мс; б – 5 мс; в – 10 мс; г – 15 мс; д – 20 мс; е – 25 мс.

Проведенный фрагментарный анализ (табл. 2.4), позволил получить зависимость изменения количества фрагментов при взрыве от применяемого интервала замедления (рис. 2.15).

Таблица 2.4

Основные параметры взрывчатого вещества и горной породы

Интервал замедления, мс	Количество фрагментов, шт
0	1013
5	1069
10	1044
15	1101
20	1063
25	1048

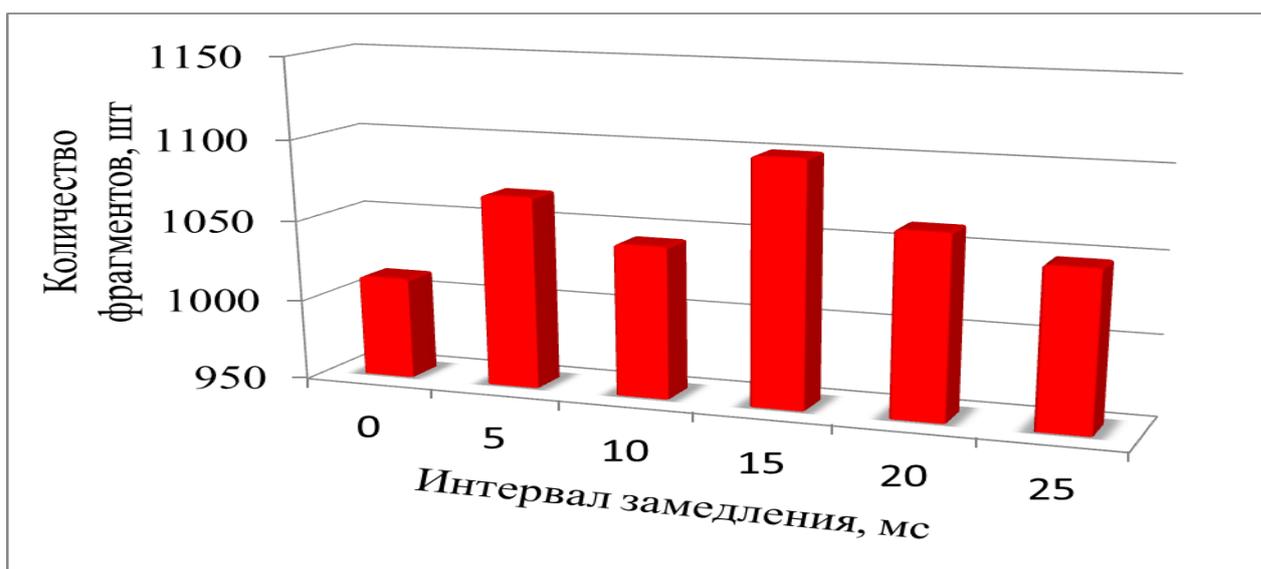


Рисунок 2.15 – Количественная оценка степени дробления при различных интервалах замедления между скважинными зарядами

Из полученных данных следует, что увеличение интервала замедления между скважинными зарядами не однозначно сказывается на степени нарушенности массива при взрыве. Максимальное количество фрагментов образуется при интервале замедлении между скважинными зарядами равным 15 мс, при дальнейшем увеличении интервала замедления происходит снижение интенсивности дробления, что объясняется отсутствием взаимодействия полей напряжений между зарядами.

Таким образом, повышение степени дробления горных пород при КЗВ обеспечивается при интервалах замедления между скважинами в ряду, при которых достигается максимальное разрушение при взаимодействии зарядов за счет дополнительного воздействия волн напряжений последующего заряда на зону трещинообразования предыдущего и увеличения продолжительности взрывного воздействия на массив горных пород.

По результатам проведенных вычислительных экспериментов определено, что оптимальный интервал замедления между смежными зарядами в диагонали при отбойке массива скважинами диаметром 250 мм и наиболее распространенной для них сетке скважин 6х6 метров в условиях рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» составляет 15 мс.

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 2

1. На основе проведенных вычислительных экспериментов в трехмерной упругопластической постановке выявлены особенности разрушения массива горных пород системой скважинных зарядов при различных интервалах замедления между ними и обоснованы их оптимальные значения на основе учета взаимодействия полей напряжений, возникающих при взрыве, и динамики развития зон разрушения между смежными скважинными зарядами при применении технологии поскважинного взрывания зарядов ВВ.

2. На основе численного моделирования в трехмерной упругопластической постановке произведена оценка поля напряжений и развития трещин в массиве, а также получены аналитические зависимости изменения эквивалентных напряжений от времени при взрыве скважинных зарядов с различными интервалами замедления между ними.

3. Определено, что повышение степени дробления горной массы, при реализации поскважинного взрывания зарядов в схемах КЗВ, обеспечивается за счет выбора интервала замедления 15 мс в диагонали, при котором взаимодействие волн напряжений от взрывов смежных зарядов обеспечивает условия многократного воздействия на зону трещинообразования.

4. Определено, что оптимальный интервал замедления между смежными зарядами в диагонали при отбойке массива скважинами диаметром 250 мм и наиболее распространенной для них сетке скважин 6х6 метров в условиях рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» составляет 15 мс.

ГЛАВА 3. ОБОСНОВАНИЕ СЕЙСМОБЕЗОПАСНЫХ СХЕМ ВЗРЫВАНИЯ ДЛЯ УСЛОВИЙ РУДНИКА «ЖЕЛЕЗНЫЙ»

3.1. Анализ схем инициирования скважинных зарядов

При ведении взрывных работ на карьерах наиболее существенным отрицательным эффектом взрыва является нарушение и ослабление массива горных пород за контуром взрываемого участка (проектным контуром отбойки).

При подготовке горной массы на руднике «Железный» применяется взрывное дробление методом скважинных зарядов с использованием короткозамедленного взрывания. Короткозамедленное взрывание осуществляется при помощи неэлектрических систем инициирования. Основными схемами взрывания скважинных зарядов на руднике «Железный» приняты диагональная и поперечная схемы. Анализ монтажных схем показал, что наибольшее распространение получили поперечные схемы инициирования. Понятие поперечная схема подразумевает то, что результирующее действие массового взрыва направлено перпендикулярно оси уступа.

Взрывание предконтурного блока осуществляется только с применением поперечных схем инициирования. Причем возможны два варианта поперечной схемы:

1. Классическая поперечная схема. В данной схеме основная взрывная магистраль располагается по первому ряду скважин (рис. 3.1);
2. Поперечно-врубная схема инициирования. Отличие данной схемы лишь в том, что взрывная магистраль располагается по центру блока.

Поперечно-врубная схема применяется в основном для того чтобы уменьшить выброс горной массы с первого ряда скважин.

Для примера приведен массовый взрыв, произведенный 29.04.2017 г. на предконтурном блоке горизонта -35 м, диаметр скважин – 0,165 м. Используемая схема монтажа представлена на рисунке 3.2.

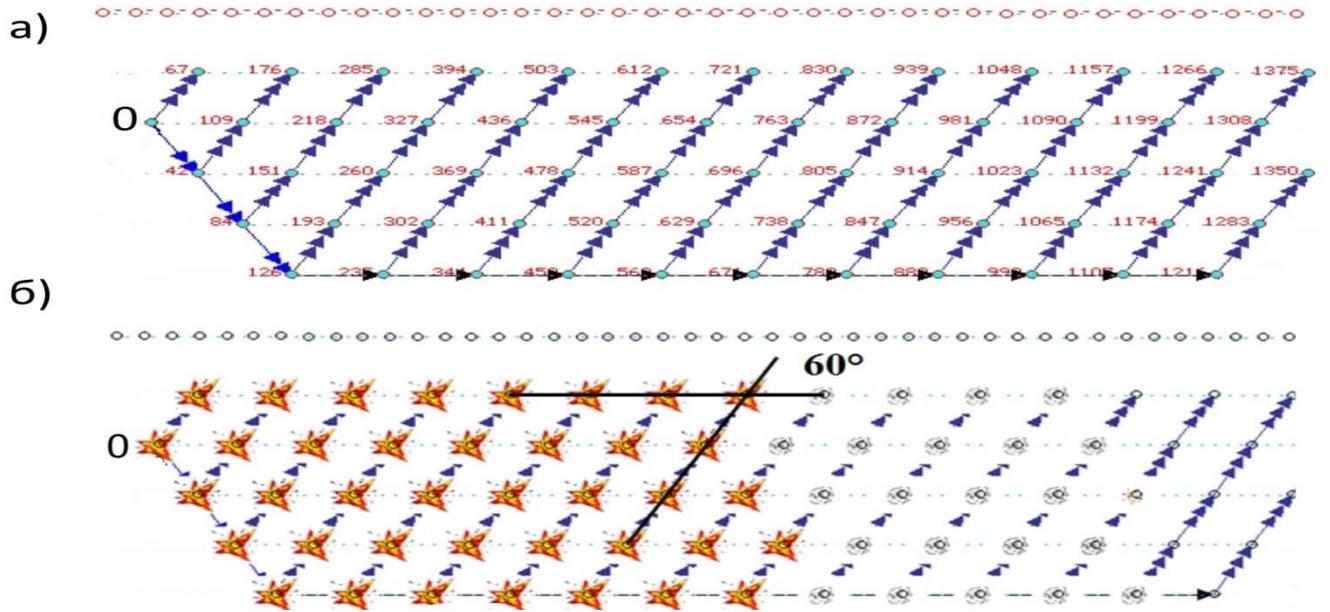


Рисунок 3.1 – Поперечная схема (а) и схема развития взрыва (б)

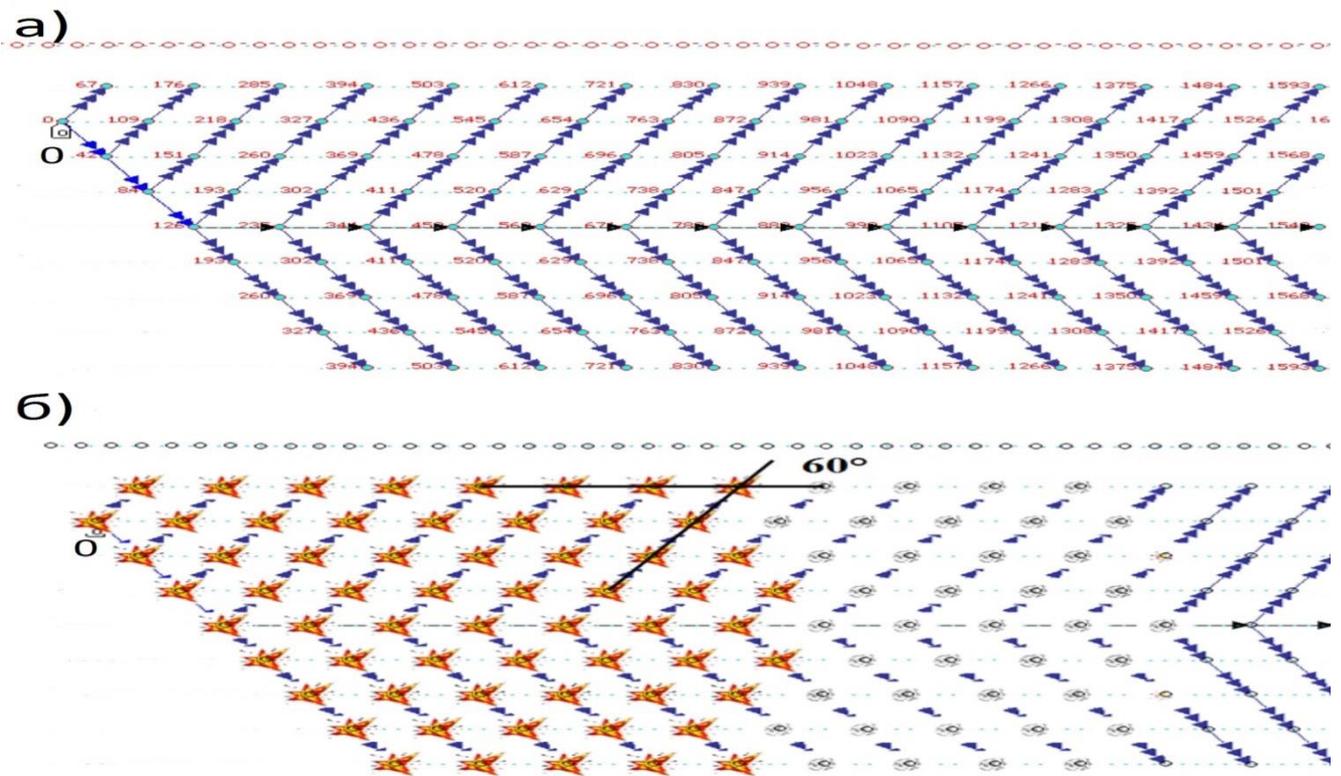


Рисунок 3.2 – Применяемая поперечно-врубовая схема (а) и схема развития взрыва (б) при взрыве блока на горизонте -35 м 29.04.2017 г.

Анализируя развитие взрыва, можно отметить, что скважины последнего ряда работают с опережением. При этом свободная поверхность, образованная взрывом предыдущих скважин, составляет примерно 60° . Примеры опережающего взрывания скважин приведены на рисунке 3.3.



Рисунок 3.3 – Примеры опережающего взрывания скважин при поперечной схеме развития взрыва

Минимизация разрушений массива за проектным контуром отбойки при производстве взрывных работ на карьерах может быть достигнута путем выбора определенной схемы взрывания, обеспечивающей необходимое направление отбойки.

Поскольку обруивание взрывных блоков на карьерах осуществляется по квадратной либо шахматной сетке, то ряды скважин могут быть ориентированы по отношению к вмещающему массиву различным образом. Соответственно угол между массивом и отбиваемым слоем может меняться в широких пределах.

Для учета влияния направления отбойки на нарушения массива за проектным контуром было выполнено математическое моделирование.

2.1. Определение сейсмобезопасных схем взрывания

Для решения задачи разработаны модели взрывания скважинных зарядов в двухмерной постановке. Геометрия моделей представляет собой вмещающий массив с частью взрывного блока с одним и двумя рядами скважин диаметром 250 мм, расположенных по квадратной и шахматной сетке 5x6 м. Интервал замедления между скважинными зарядами в ряду – 67 мс, между рядами – 42 мс. В модели рассматриваются углы сопряжения отбиваемого слоя с вмещающим массивом 75, 90 и 105°. В качестве взрывчатого вещества (ВВ) выбрано ANFO. Физико-механические и прочностные параметры горной породы соответствуют усредненным параметрам комплексных бадделеит-апатит-магнетитовых руд Ковдорского месторождения. Основные параметры модели, взрывчатого вещества и горной породы приведены в таблицах 3.1-3.2.

Таблица 3.1

Основные параметры взрывчатого вещества и горной породы

Взрывчатое вещество «ANFO»	
Плотность, кг/м ³	930
Скорость детонации, м/с	4160
Удельная объемная энергия, МДж/м ³	2,5·10 ³
Давление на фронте ударной волны, ГПа	5,15
Горная порода	
Плотность, кг/м ³	3000
Скорость звука, м/с	4700
Предел прочности на одноосное сжатие, МПа	160
Предел прочности на сдвиг, МПа	60
Предел прочности на растяжение, МПа	15
Коэффициент поперечных деформаций	0,23
Модуль сдвига, ГПа	27

Основные параметры модели

Параметры модели	Значение
ШхВ, м	27x27
Величина ЛНС, м	5
Расстояние между скважинами, м	6
Диаметр скважин, мм	250
Интервал замедления, мс	67

Численные значения параметров волн напряжений снимались в точках, расположенных на расстоянии 5 м от крайней скважины в сторону массива. На рисунке 3.4 приведен пример исходной геометрии модели с углом наклона отбиваемого слоя 75° .

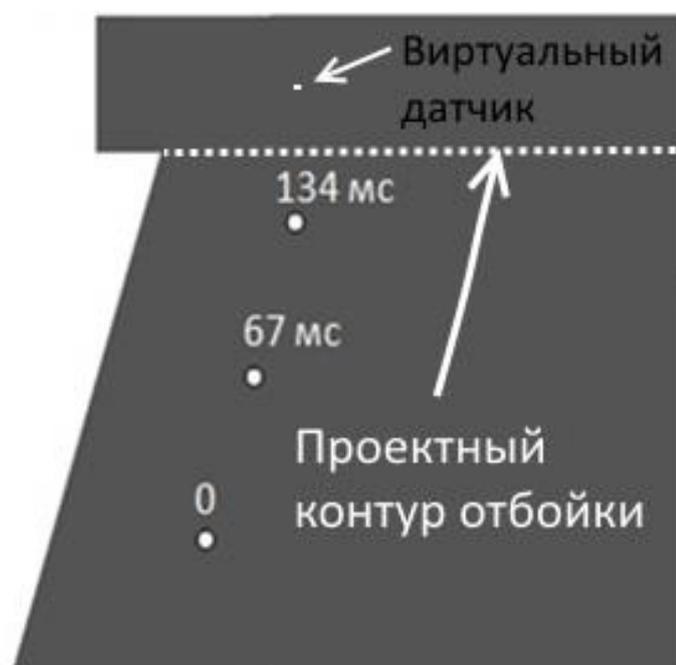


Рисунок 3.4 – Исходная геометрия модели с углом сопряжения отбиваемого слоя с вмещающим массивом 75°

Основные этапы моделирования включают: построение геометрии, дискретизацию геометрии расчетной сеткой, задание начальных и граничных условий.

В качестве уравнения состояния взрывчатого вещества выбрано уравнение Джонса-Уилкинса-Ли (JWL), описывающее поведение продуктов детонации:

$$P = A \left(1 - \frac{w}{R_1 V}\right) e^{-R_1 V} + B \left(1 - \frac{w}{R_2 V}\right) e^{-R_2 V} + \frac{wE}{V}$$

где P – давление, Па;

$V = \frac{v}{v_0}$ – относительный удельный объем;

$E = \frac{e}{v_0}$ – удельная внутренняя энергия, Дж/м³;

$p_0 = \frac{1}{v_0}$ – начальная плотность ВВ, кг/м³;

A, B, R_1, R_2, w – эмпирические постоянные. Для ANFO: $A = 49,46$ ГПа;
 $B = 1,89$ ГПа; $R_1 = 3,91$; $R_2 = 1,12$; $w = 0,33$.

В качестве уравнения состояния горной породы выбрано уравнение ударной адиабаты (3,1), дополненное уравнением Ми- Грюнайзена (3.2).

$$U_s = C_0 + S U_p \quad (3.1)$$

где C_0 – скорость звука в породе, м/с;

U_p – массовая скорость, м/с;

S – эмпирические константы. $S = 1,5$.

$$P = P_H + \Gamma \rho_0 (e + e_H) \quad (3.2)$$

где P_H – давление Гюгонио, м/с;

Γ – коэффициент Грюнайзена, ед, $\Gamma = 1,5$;

ρ_0 – плотность горной породы, кг/м³

e – удельная внутренняя энергия, Дж/м³;

e_H – удельная внутренняя энергия Гюгонио, Дж/м³;

$$P_H = \frac{\rho_0 C_0^2 \mu (1 + \mu)}{[1 - (S - 1)\mu]^2}$$

$$e_H = \frac{1}{2} \frac{P_H}{\rho_0} \left(\frac{\mu}{1 + \mu} \right)$$

где P_0 – начальное давление в горной породе, Па;

μ – сжимаемость.

$$\mu = \frac{\rho}{\rho_0} - 1$$

Прочность горной породы описывается РНТ – моделью прочности (Riedel-Hiermaier-Thoma).

Естественная неоднородность материала модели достигается введением вероятностного закона распределения начальных отклонений прочностных свойств в рассматриваемом объеме. В качестве функции распределения вероятности используется закон распределения Мотта для фрагментации твердых тел:

$$P(\varepsilon) = 1 - e^{\left[-\frac{C}{\gamma}(e^{\gamma\varepsilon}-1)\right]}$$

где P – вероятность возникновения трещины;

ε – деформация;

γ – дисперсия;

C – постоянная материала.

Массив моделируется путем привязки геометрии к лагранжевому решателю, а взрывчатое вещество, продукты детонации и окружающая среда посредством многокомпонентного эйлерового решателя. Общее количество элементов модели – 126148.

При решении задач взрыва элементы лагранжевой сетки вследствие действия высоких напряжений могут сильно деформироваться, что ведет к значительному сокращению эффективности вычислений. Поэтому в данном численном эксперименте в момент, когда относительная деформация элемента превышает 100 % – элемент удаляется из расчетной области, а действующие на него силы перераспределяются на соседние элементы. Включение алгоритма «эрозии элементов» вносит в расчетную модель незначительное увеличение относительной ошибки, но в тоже время, позволяет сохранить шаг решения по времени на оптимальном уровне и более реалистично моделировать процесс хрупкого разрушения.

На первом этапе исследований рассматривался взрыв одного ряда скважин с различной пространственной ориентацией отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки.

По результатам моделирования получено распределение поля напряжений (рис. 3.5) и построены зависимости изменения радиальных и тангенциальных

напряжений от времени при различной ориентировке отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки (рис. 3.6).

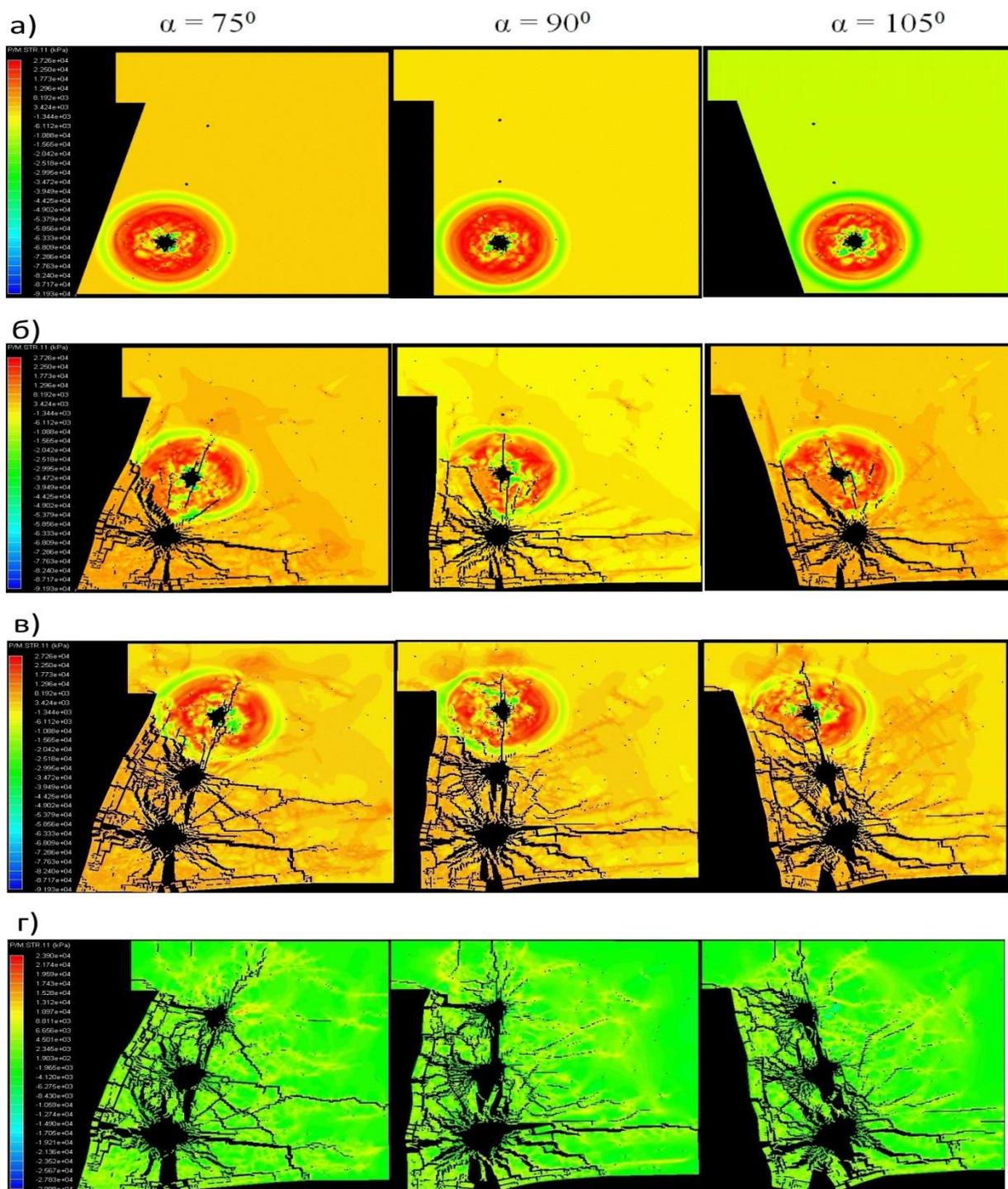


Рисунок 3.5 – Развитие трещин и распределение поля тангенциальных напряжений при различной ориентировке отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки: а – на момент времени 1 мс после взрыва первого заряда; б – на момент времени 1 мс после взрыва второго заряда; в – на момент времени 1 мс после взрыва третьего заряда; г – на момент времени 200 мс

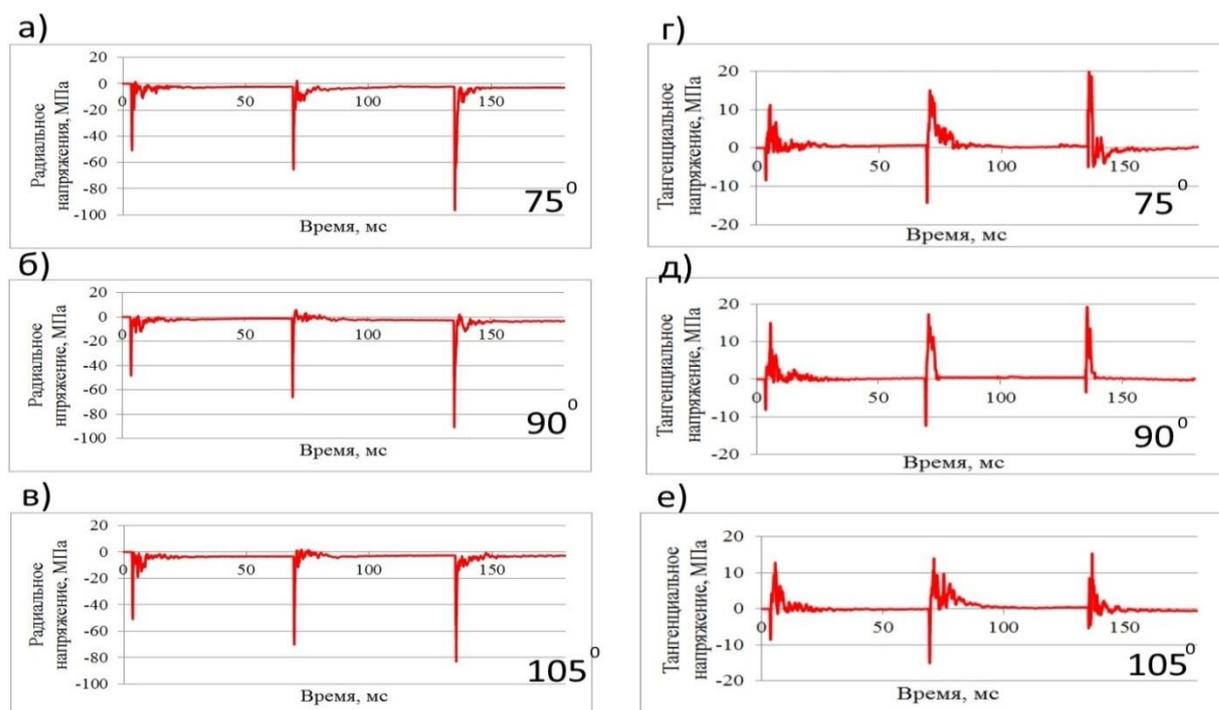


Рисунок 3.6 – Радиальные (а,б,в) и тангенциальные (г,д,е) напряжения в контрольных точках измерения при углах 75° , 90° и 105°

Полученные данные указывают на то, что радиальные напряжения от взрыва крайней скважины составляют 96, 90 и 83 МПа, а тангенциальные 20, 19 и 15 МПа соответственно при углах 75° , 90° и 105° .

Результаты моделирования взрыва двух рядов скважин показывают, что характер трещинообразования в области массива, находящегося за проектным контуром отбойки, значительно изменяется (рис.3.7). Максимальное нарушение сплошности массива наблюдается при углах 75° и 90° , минимальное – при 105° .

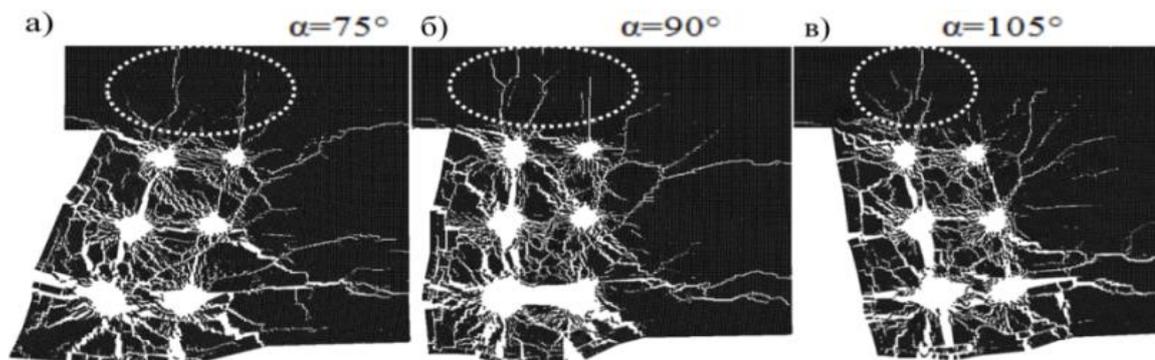


Рисунок 3.7 – Развитие трещин при взрыве всех зарядов на момент времени 200 мс при различной ориентировки отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки

Анализируя зависимости действующих напряжений от времени (рис. 3.8) можно сделать вывод, что радиальные напряжения от взрыва крайней скважины составляют для всех вариантов ориентировки около 100 МПа, а тангенциальные для углов 75° и 90° имеют максимум 18 МПа, а при 105° – 15 МПа.

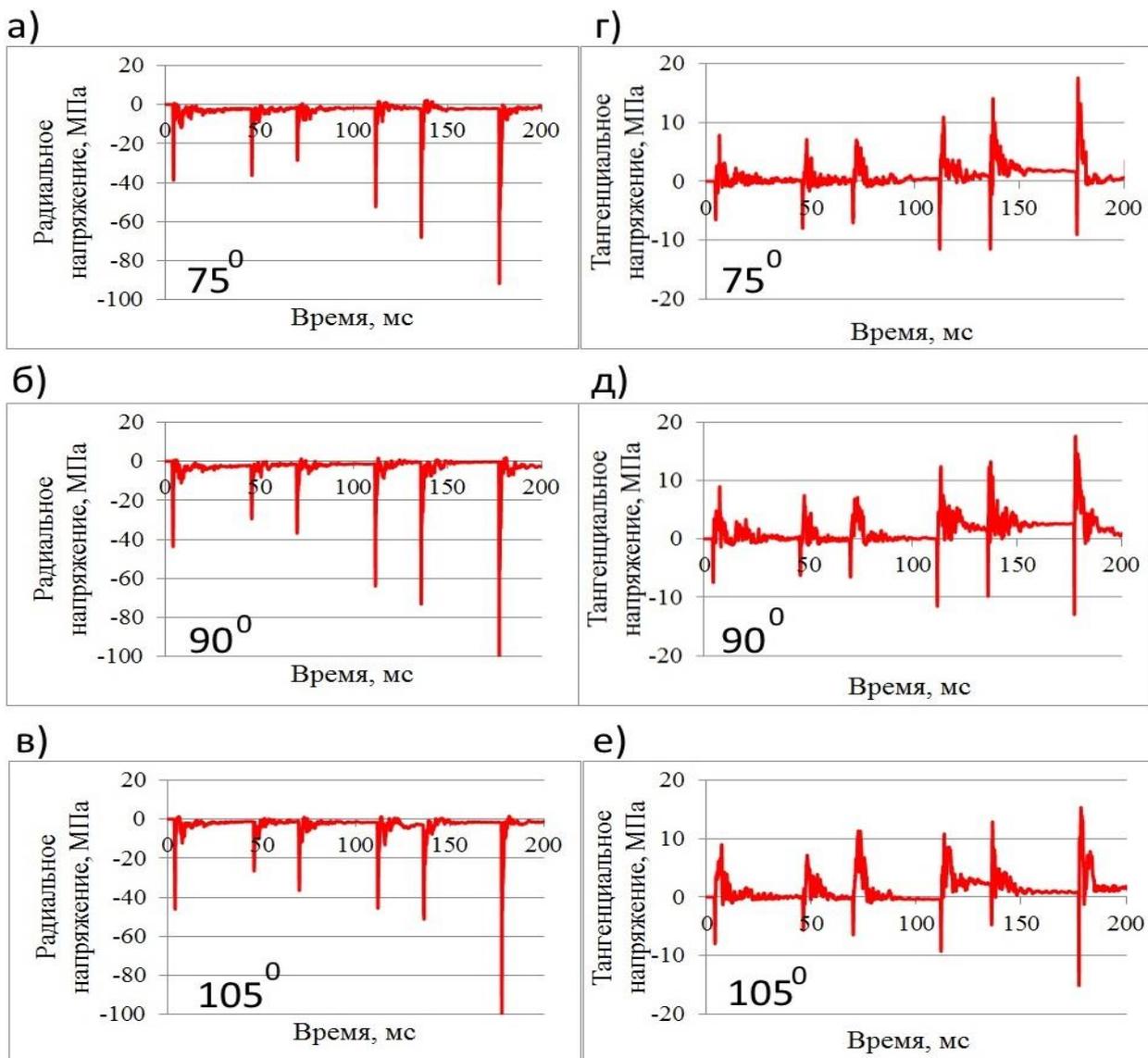


Рисунок 3.8 – Радиальные (а,б,в) и тангенциальные (г,д,е) напряжения от взрыва скважинных зарядов

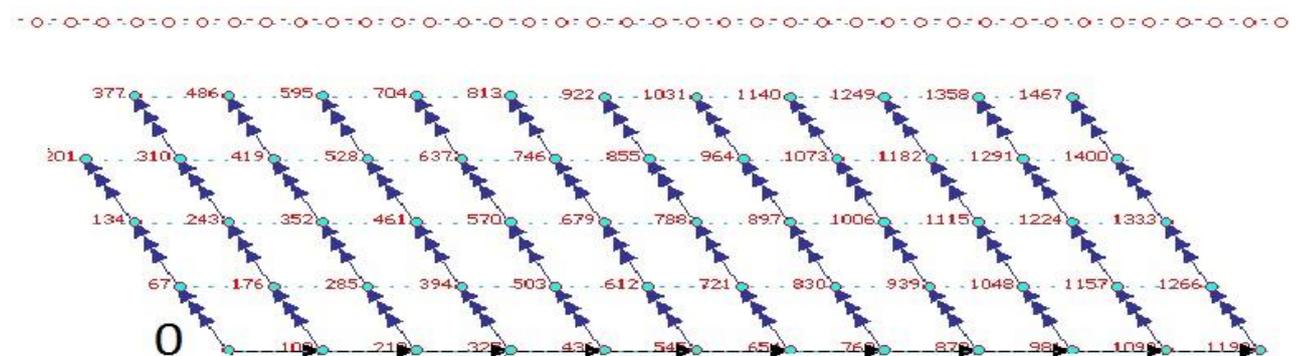
По результатам проведенного вычислительного эксперимента установлено, что пространственное положение отбиваемого слоя горной породы оказывает существенное влияние на напряженное состояние и степень нарушенности массива за проектным контуром отбойки.

Из представленных данных следует, что наиболее сейсмобезопасной является схема взрывания с расположением рядов скважин под углом 105° к борту уступа, взрывание второго и последующих рядов приводит к увеличению зоны трещинообразования. С целью минимизации разрушений массива за проектным контуром отбойки коммутацию взрывной сети предпочтительней проводить таким образом, чтобы угол между отбиваемым слоем и вмещающим массивом составлял 90 и более градусов.

При постановке бортов уступов в конечное положение, задача последнего ряда предконтурного блока заключается в отделении горной массы от сформированной щели, и чем больше будет угол свободной поверхности, тем меньшее воздействие окажет взрыв последнего ряда на охраняемый массив.

Для снижения сейсмического воздействия предложен вариант перехода на диагональные схемы взрывания. Развитие взрыва при диагональной схеме приведено на рисунке 3.9.

а)



б)

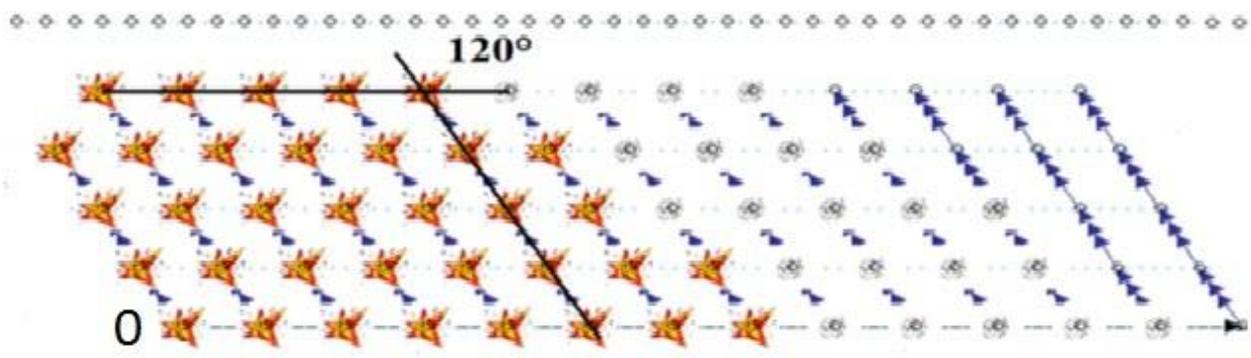


Рисунок 3.9 – Рекомендуемая диагональная схема взрывания (а) и схема развития взрыва (б)

При взрыве блока с использованием диагональной схемы, взрыв скважин последнего ряда работает на свободную поверхность равную 120° , т.е. в два раза большую, чем при использовании поперечных схем. Предлагаемую схему взрывания можно использовать и при взрыве предконтурных блоков и при взрыве нижних горизонтов, где необходимо получить явно выраженный отрыв по последнему ряду скважин.

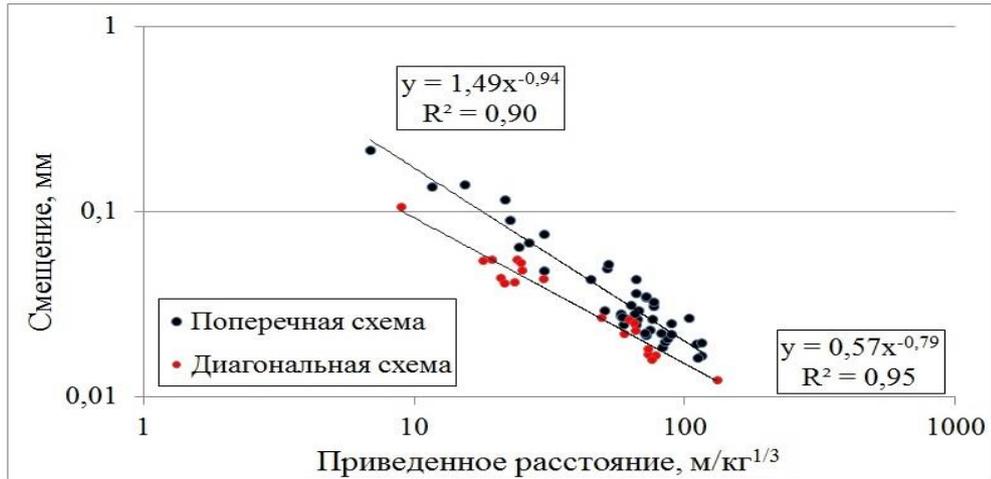
3.3 Результаты сейсмоизмерений при различных схемах взрывания

Результаты проведенных сейсмических измерений при производстве массовых взрывов на руднике «Железный» в 2017 г. позволили получить зависимости смещения, скорости и ускорения от приведенного расстояния для различных схем взрывания (рис. 3.11). Измерения производились с использованием комплекса аппаратуры фирмы «Instantel», включающего сейсмоизмеритель «Minimate Plus» и стандартные трехкомпонентные сейсмоприемники (3.10). Обработка данных осуществлялась с помощью программы «Blastware advanced module». Было проведено 68 сейсмомомеров, из них 58 при взрыве с поперечной схемой взрывания, 10 – с диагональной. Данные сейсмоизмерений приведены в приложении 2.

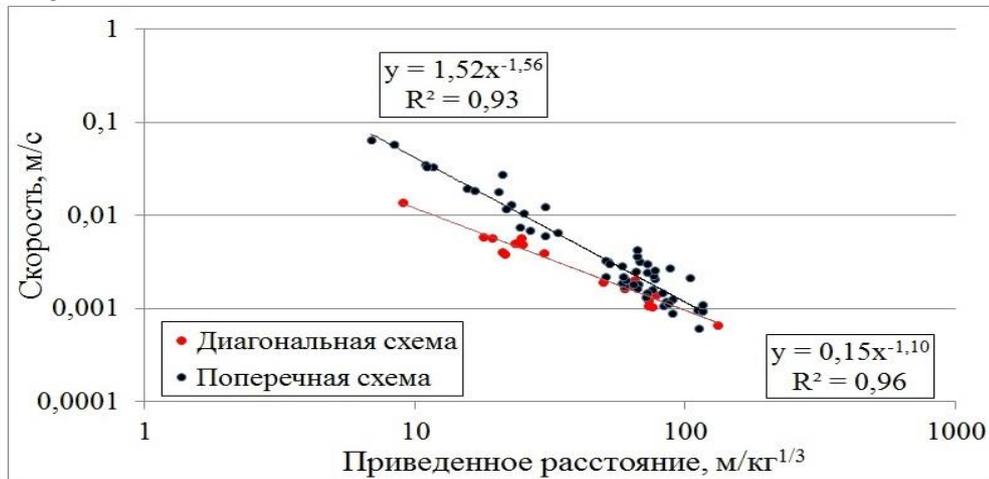


Рисунок 3.10 – Комплекс аппаратуры фирмы «Instantel»

а)



б)



в)

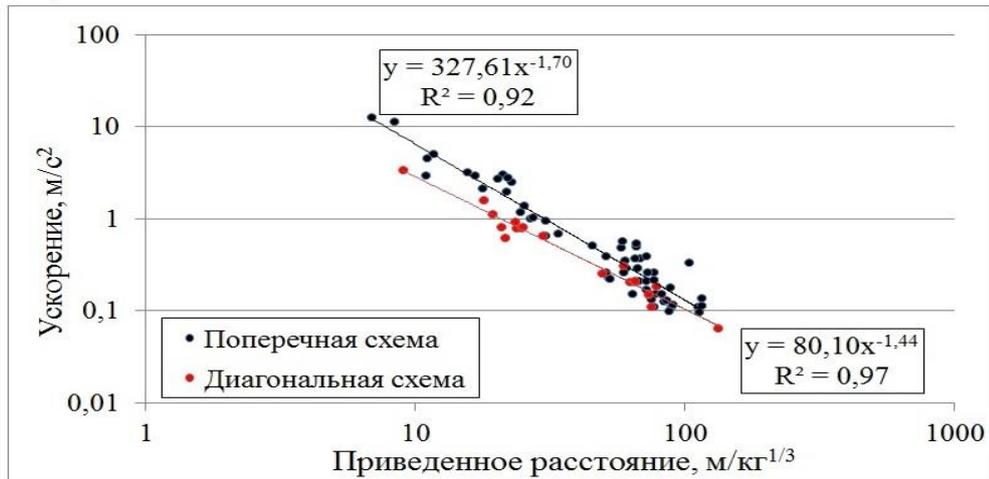


Рисунок 3.11 – Зависимости векторного смещения (а), скорости (б) и ускорения (в) от приведенного расстояния при производстве массовых взрывов

Эмпирические зависимости изменения смещений, скоростей и ускорения точек массива от приведенного расстояния представлены в таблице 3.3.

Зависимости изменения смещений, скоростей и ускорения точек массива при различных схемах коммутации взрывной сети

	Поперечная схема (применяемая)	Диагональная схема (рекомендуемая)
Смещения (мм):	$u = 1,49 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{0,94}$	$u = 0,57 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{0,79}$
Скорость (м/с):	$v = 1,52 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{1,56}$	$v = 0,15 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{1,1}$
Ускорение (м/с ²):	$a = 327,61 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{1,7}$	$a = 80,1 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{(\max)}}}{r} \right)^{1,44}$

Приняв максимальную массу заряда в ступени замедления $Q_{(\max)} = 850$ кг, и ближайшее расстояние от блока до сейсмодатчика $r = 200$ м получим результаты, представленные в таблице 3.4.

Таблица 3.4

Сравнение расчетных параметров при принятых условиях

Схема инициирования	Q, кг	r, м	u, мм	v, м/с	a, м/с ²
Поперечная	850	200	0,085	0,013	1,830
Диагональная			0,051	0,005	0,99
$K_{\text{поп/диаг}}$			1,7	2,6	1,8

Полученные данные указывают на то, что при производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» переход к диагональным схемам взрывания позволит снизить векторное смещение, скорость и ускорение в 1,7; 2,6 и 1,8 раза соответственно.

Таким образом, минимизация сейсмозрывных нагрузок и разрушений массива за проектным контуром отбойки при производстве взрывных работ на карьерах достигается за счет выбора диагональной схемы взрывания с углом наклона диагоналей 105 - 120° по отношению к проектному контуру отбойки.

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 3

1. Выявлено, что пространственное положение отбиваемого слоя горной массы оказывает существенное влияние на напряженное состояние и степень нарушенности массива пород за проектным контуром отбойки.

2. Установлено, что снижение интенсивности сейсмозрывного воздействия на массив горных пород за проектным контуром отбойки, при производстве массовых взрывов с использованием разновременного взрывания скважинных зарядов, обеспечивается за счет выбора диагональной схемы взрывания с углом наклона диагоналей $105 - 120^\circ$ по отношению к проектному контуру отбойки, при этом максимальное векторное смещение, скорость и ускорение снижаются в 1,7; 2,6 и 1,8 раза соответственно по сравнению с поперечными схемами взрывания.

3. Получены эмпирические зависимости изменения смещений, скоростей и ускорения точек массива от приведенного расстояния при различных схемах взрывания, что дает возможность провести количественную оценку снижения сейсмозрывных нагрузок на массив пород за проектным контуром отбойки при переходе от поперечных к диагональным схемам.

4. Предложен вариант перехода при производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» от поперечных схем взрывания к диагональным с ориентировкой отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки под углом $105-120^\circ$.

ГЛАВА 4. ОЦЕНКА СЕЙСМОВЗРЫВНЫХ НАГРУЗОК В БЛИЖНЕЙ ЗОНЕ ВЗРЫВА ПРИ ПОСТАНОВКЕ УСТУПОВ В КОНЕЧНОЕ ПОЛОЖЕНИЕ

4.1. Особенности сейсмического действия взрыва отрезной щели

Одной из главных задач при производстве массовых взрывов в карьерных условиях является обеспечение долговременной устойчивости породных уступов, поставленных в конечное положение. Регулярное производство массовых взрывов в приконтурной зоне карьера приводит к постепенному разупрочнению прибортовой части породного массива и снижению его несущих характеристик, особенно в неблагоприятных геолого-структурных и гидрогеологических условиях.

В условиях карьера рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» постановка бортов в конечное положение предусмотрена с использованием 24 метровых уступов в верхней части карьера, а в остальной части 30 метровых уступов с различными углами откосов. В качестве основного способа заоткоски принят метод предварительного щелеобразования, при котором отрезную щель формируют путем одновременного взрывания групп контурных зарядов в нисходящих скважинах одинакового диаметра, расположенных параллельно друг другу в плоскости, соответствующей проектной поверхности откоса уступа в его конечном положении. Формирование контурной (отрезной) щели производят одновременно с взрывом приконтурного блока (при наличии ранее сформированной щели), но с опережением по фронту не менее 20 м. При этом протяжённость отрезной щели достигает 100 и более метров. Скважины контурного ряда разделяются на группы, которые взрываются с различными замедлениями.

При принятой технологии постановки бортов в конечное положение законтурный массив дважды подвергается динамическим воздействиям. Первоначально от взрыва протяженной отрезной щели, затем от взрыва предконтурного блока через сформированную отрезную щель.

К настоящему времени изучение влияния взрыва протяженной отрезной щели на законтурный массив производилось эпизодически. По результатам сейсмометров выявлено, что по большинству динамических параметров интенсивность сейсмического действия взрыва щели существенно превышает интенсивность сейсмического действия взрыва блоков, несмотря на то, что максимальная масса ВВ на ступень замедления при взрыве блоков в несколько раз больше массы ВВ в ступени при взрыве отрезной щели. Несмотря на значительно большую интенсивность воздействия отрезной щели, взрывающей полностью на одно замедление, по сравнению с взрывом блока существенного влияния на законтурный массив она не оказывает ввиду кратковременности приложения нагрузки. Но, как правило, контурные заряды взрываются группами с различными замедлениями между ними. Поэтому воздействие на законтурный массив более продолжительное и может достигать 0,5-0,6 с.

4.2. Численное моделирование действия контурных зарядов

В связи с тем, что в настоящее время отсутствуют общепризнанные методики расчета воздействия на массив контурных зарядов, а экспериментально довольно трудно это воздействие оценить в ближней зоне, было выполнено математическое моделирование взрывания контурного ряда скважин в двухмерной постановке.

В геометрическом плане модель представляет собой прямоугольную область размерами 8 x 10 м, расположенную в поперечном сечении уступа (рис.4.1), и содержащую 6 скважин контурного ряда.

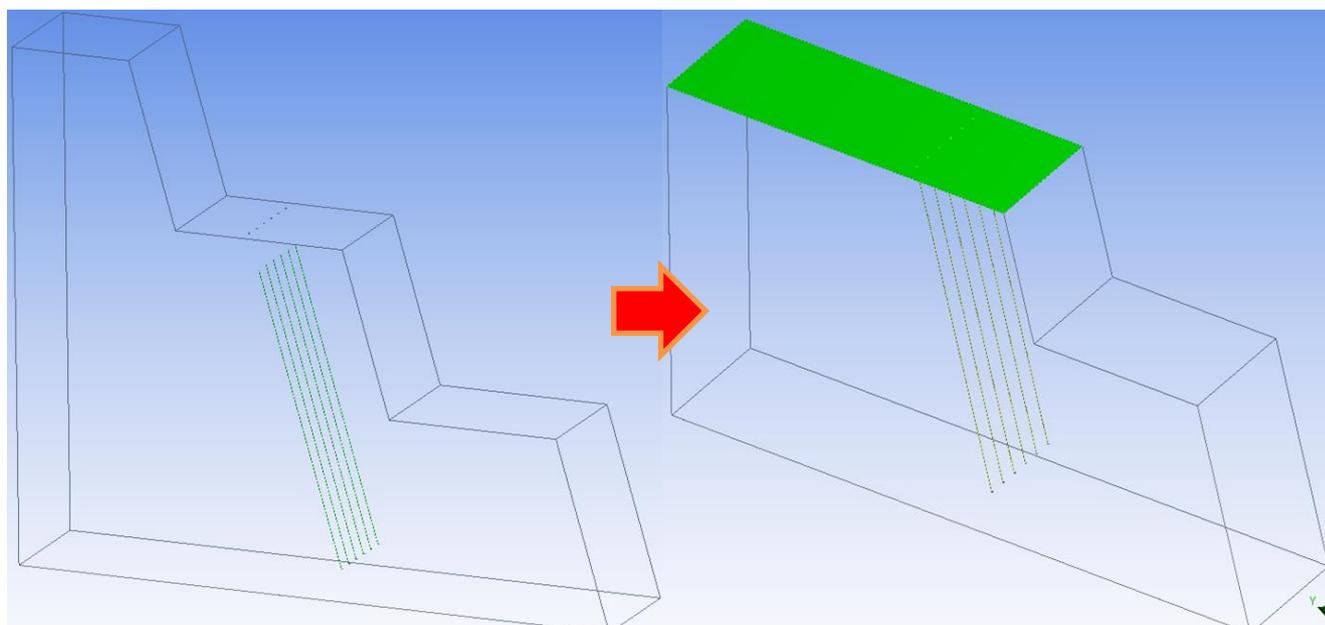


Рисунок 4.1 – Схема к пояснению геометрических параметров моделей

Рассмотрено два варианта взрыва контурной щели – для сухих и обводненных скважин. В качестве контурных зарядов использовались линейные заряды сплошной колонковой конструкции ЗКВ-Б, диаметром 43 мм, которые помещались в скважины диаметром 140 мм. Расстояние между скважинами 1,5 м. Угол наклона скважин принят равным 75° . При таком угле контурный заряд прилегает к стенке скважины, что и было заложено в модель. Интересующие параметры, снимались в точках, расположенных на расстоянии 1 и 5 м от скважин в сторону массива. Исходной геометрии модели представлена на рисунке 4.2.

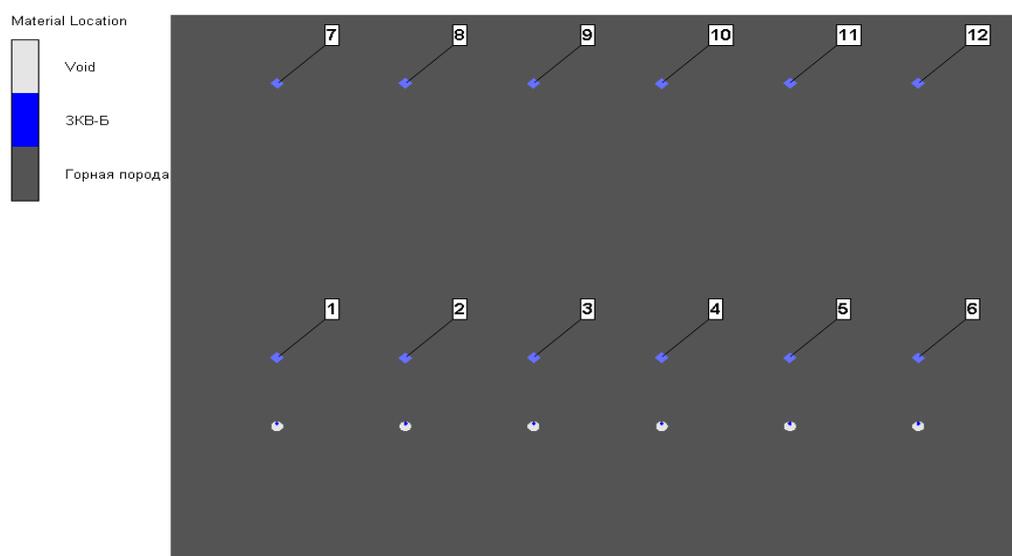


Рисунок 4.2 – Исходная геометрия модели

В качестве ВВ выбраны заряды ЗКВ-Б ($\rho = 1630 \text{ кг/м}^3$; $D = 6930 \text{ м/с}$; $Q = 6000 \text{ МДж/м}^3$; $P = 21 \text{ ГПа}$). Физико-механические и прочностные параметры горной породы соответствуют осредненным параметрам комплексных бадделеит-апатит-магнетитовых руд Ковдорского месторождения ($\rho = 3000 \text{ кг/м}^3$; $V_p = 4700 \text{ м/с}$; $\sigma_{сж} = 160 \text{ МПа}$; $\sigma_p = 16 \text{ МПа}$; $G = 27 \text{ ГПа}$).

Поскольку расчетная среда Ansys реализует МКЭ, то основными этапами моделирования являются: построение геометрии, дискретизация геометрии расчетной сеткой, задание начальных и граничных условий.

Массив породы моделируется путем привязки геометрии к лагранжевому решателю, а взрывчатое вещество, продукты детонации и окружающая среда посредством многокомпонентного эйлерового решателя. Общее количество элементов в модели – 229 745.

На первом этапе рассмотрен взрыв сухих скважин. По результатам моделирования установлено, что после инициирования зарядов между скважинами формируется поле растягивающих напряжений, превышающих предел прочности пород на растяжение, что в конечном итоге приводит к развитию трещин по линии расположения зарядов и образованию отрезной щели (рис. 4.3).

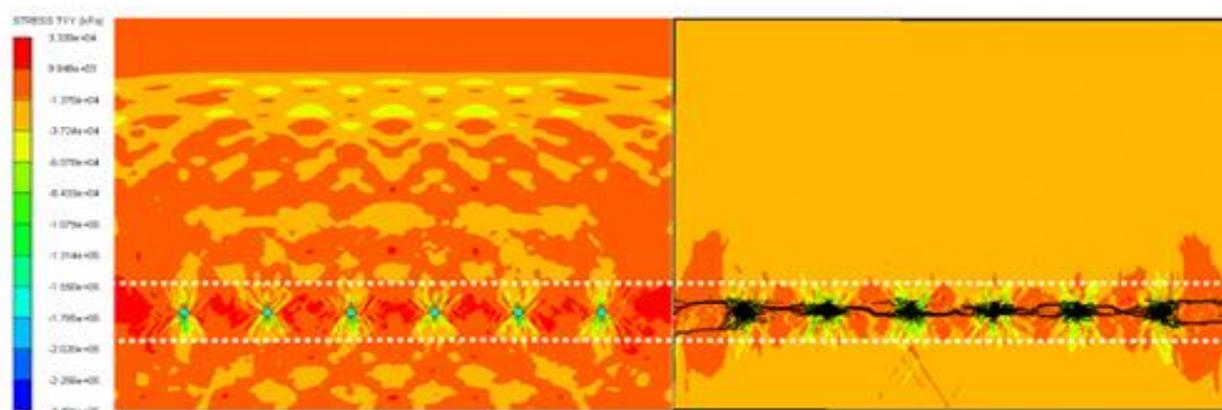


Рисунок 4.3 – Распределение поля напряжений и формирование отрезной щели: а – на момент времени 1 мс после взрыва; б – на момент времени 30 мс после взрыва контурных зарядов с воздушным промежутком

Графики радиальных и тангенциальных напряжений на расстоянии 1,0 и 5,0 м от линии зарядов представлены на рисунке 4.4.

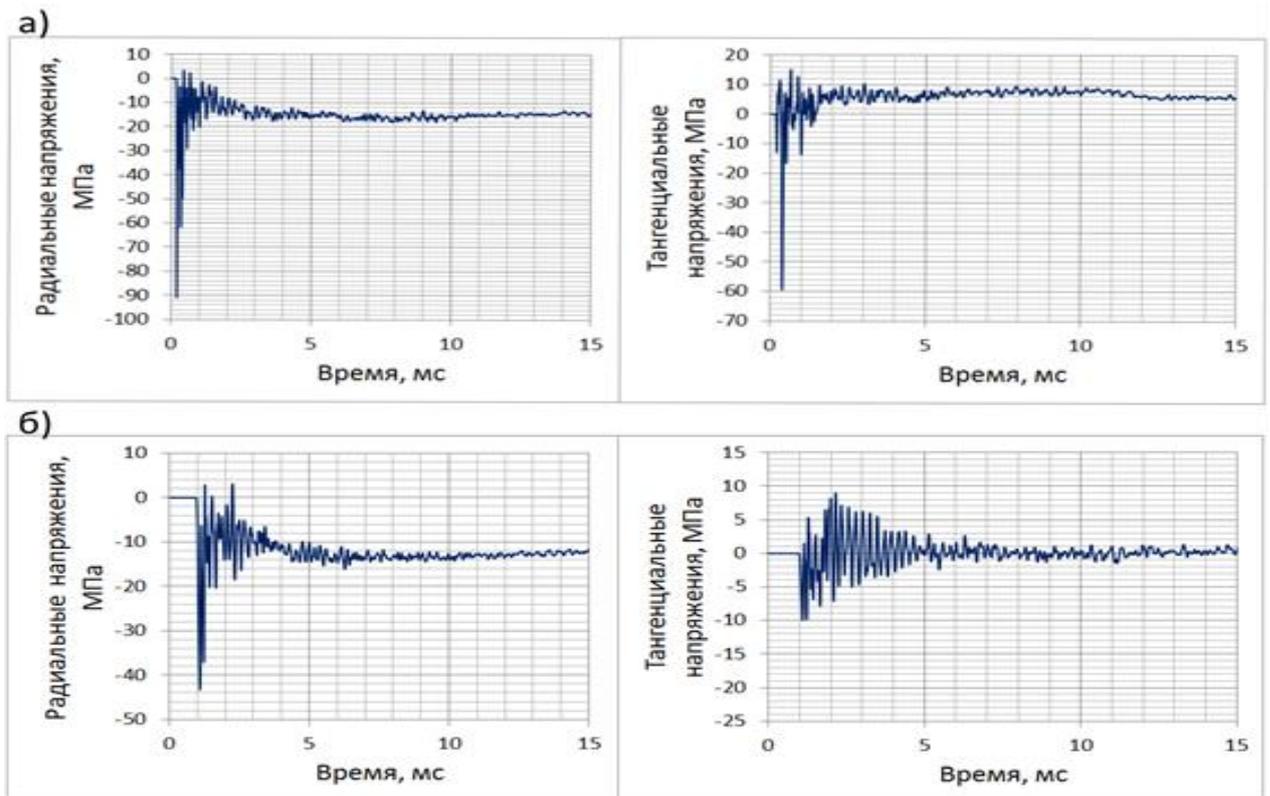


Рисунок 4.4 – Радиальные и тангенциальные напряжения на расстоянии 1.0 м от линии зарядов (а) и на расстоянии 5.0 м (б) после взрыва контурных зарядов с воздушным промежутком

Из представленных зависимостей следует, что радиальные и тангенциальные сжимающие напряжения на расстоянии 1 м от скважин в сторону массива (рис. 4.4 а) имеют пиковое значение 92 МПа и 60 МПа соответственно, а растягивающие по тангенциальной компоненте 16 МПа. На расстоянии 5 м (рис. 4.4 б) сжимающие напряжения имеют пиковое значение 43 и 10 МПа, а растягивающие по тангенциальной компоненте 9 МПа, что значительно меньше прочностных характеристик массива горных пород.

При взрыве контурных зарядов с водяным промежутком характер развития трещин несколько отличается от взрыва с воздушным промежутком (рис. 4.5). В данном случае на более ранней стадии начинают формироваться трещины между скважинами и увеличивается зона нарушений вблизи взрываемой щели, что связано с увеличением практически в два раза напряжений вследствие явления гидроудара (рис. 4.6).

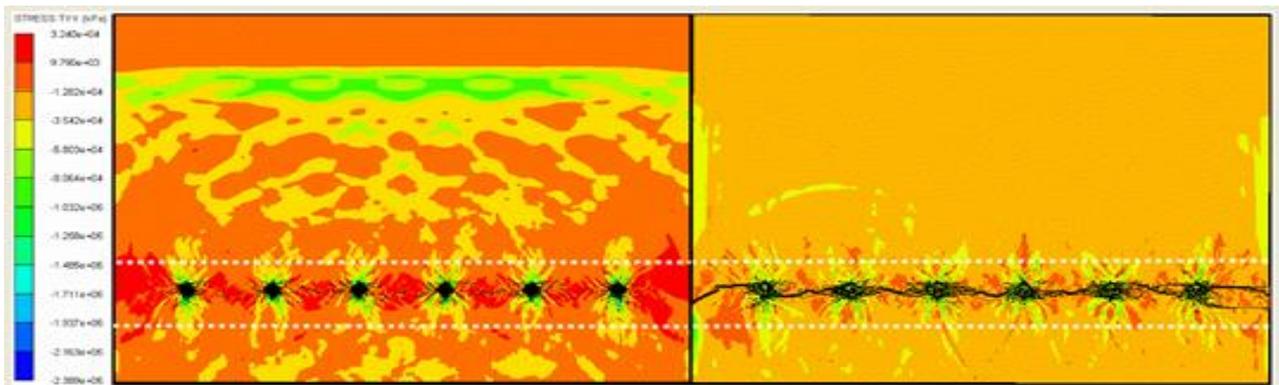


Рисунок 4.5 – Распределение поля напряжений и формирование отрезной щели: а – на момент времени 1 мс после взрыва; б – на момент времени 30 мс после взрыва контурных зарядов с водяным промежутком

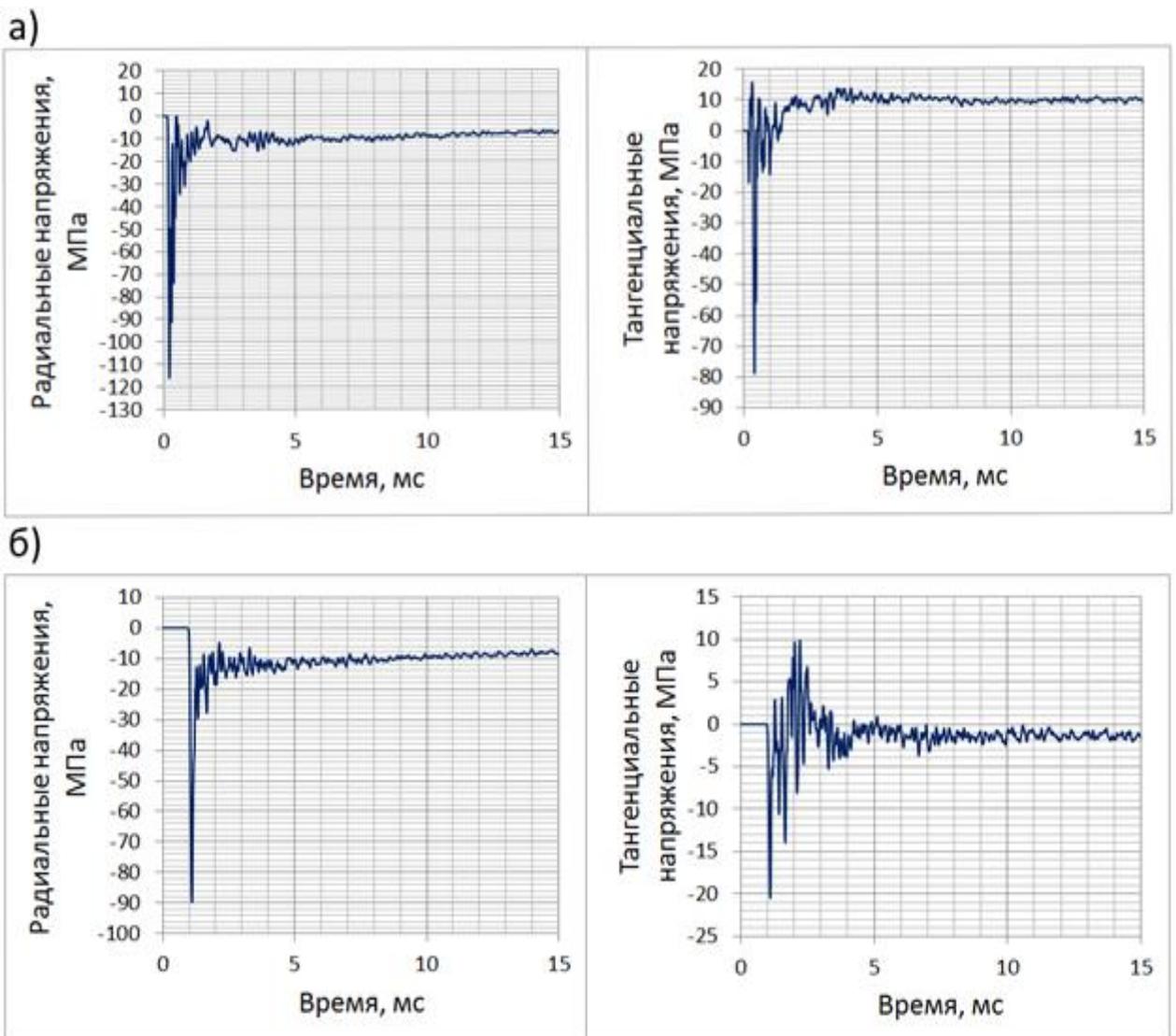


Рисунок 4.6 – Радиальные и тангенциальные напряжения на расстоянии 1.0 м (а) и 5.0 м (б) от линии зарядов после взрыва контурных зарядов с водяным промежутком

Анализ зависимостей изменения напряжений от времени показывает, что при взрыве контурного ряда скважин заполненных водой, радиальные и тангенциальные сжимающие напряжения на расстоянии 1 м имеют пиковое значение 120 и 80 МПа соответственно, а растягивающие по тангенциальной компоненте 16 МПа, что может превысить предел прочности горных пород на отрыв, и в условиях наличия подсекающих трещин или разломов может отрицательно сказаться на устойчивости уступов. На расстоянии 5 м сжимающие напряжения имеют пиковые значение 90 и 20 МПа, а растягивающие по тангенциальной компоненте 10 МПа, что говорит о довольно значительной нагрузке на прибортовой массив.

Из графиков скоростей смещения точек массива (рис.4.7) видно, что происходит двукратное увеличение амплитуды по обеим компонентам. Так, при взрыве зарядов с воздушным радиальным зазором максимальное значение скоростей составляет 3,2 и 0,75 м/с по Y и X-компонентам, а при взрыве зарядов с радиальным зазором заполненным водой – 6,4 и 1,4 м/с.

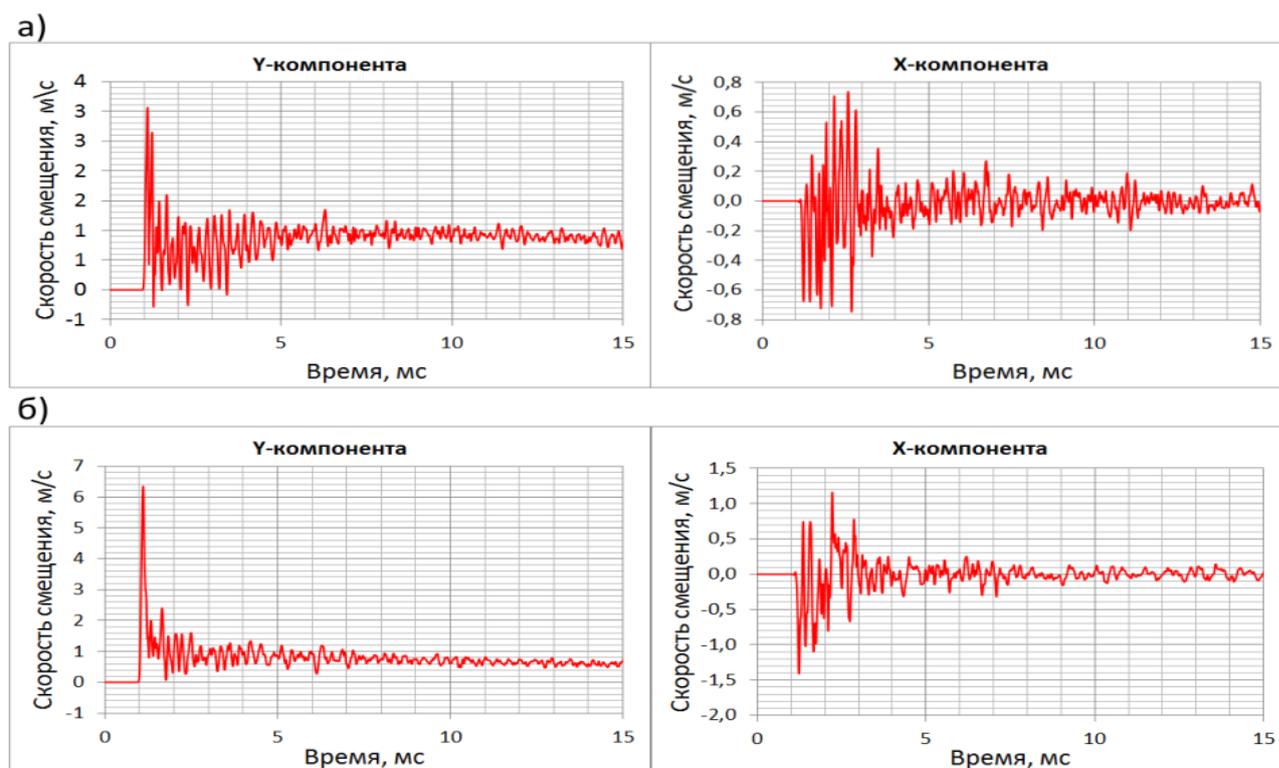


Рисунок 4.7 – Скорости смещения точек массива по компонентам X и Y: а – при взрыве зарядов с воздушным радиальным зазором; б – при взрыве зарядов с радиальным зазором заполненным водой

Таким образом, установлено, что при взрыве контурного ряда наличие воды в скважинах приводит к значительному изменению НДС приконтурного массива в ближней зоне, при этом уровень действующих напряжений на расстоянии 1 м от контурного ряда в сторону массива может превысить сопротивление пород на отрыв. Для рассматриваемых условий возможная зона нарушений сплошности массива пород за проектным контуром отбойки составляет 40-50 радиусов заряда. Полученные результаты необходимо учитывать при постановке бортов уступов в конечное положение.

4.3. Методы снижения сейсмического действия взрыва отрезной щели

Снижение сейсмического действия на массива пород за проектным контуром отбойки при разделке отрезной щели можно обеспечить или путем применения менее мощных ВВ, например эмульсионных гирляндных контурных зарядов с оптимальными параметрами их расположения, или разбивкой сдвоенного уступа на подступы с дополнительной бермой минимальной ширины, обеспечивающей безопасность работ.

Результаты выполненных в 2017 г. сейсмических измерений при разделке отрезных щелей глубиной 24 и 30 м позволили получить зависимости смещения, скорости и ускорения от приведенного расстояния (рис. 4.8).

Измерения производились с использованием комплекса аппаратуры фирмы «Instantel», включающего сейсмоизмеритель «Minimate Plus» и стандартные трехкомпонентные сейсмоприемники. Было проведено 40 сейсмосамеров, из них 28 при взрыве щели глубиной 30 м, 12 – при взрыве щели глубиной 24 м. Данные сейсмоизмерений приведены в приложении 3.

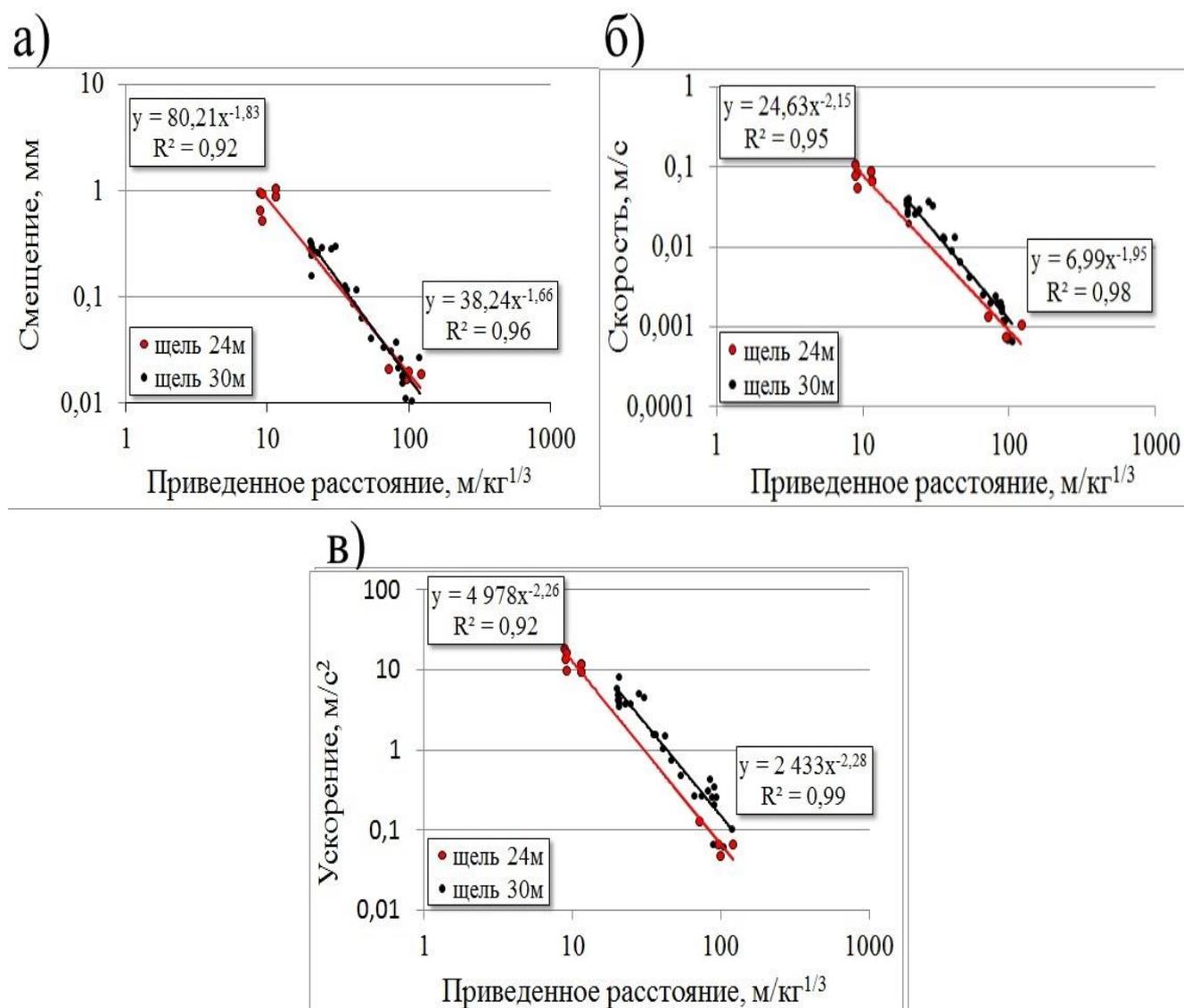


Рисунок 4.8 – Зависимости изменения векторного смещения (а), скорости (б) и ускорения (в) от приведенного расстояния при взрыве отрезных щелей для сдвоенных уступов высотой 24 м и 30 м

Эмпирические зависимости изменения векторного смещения, скорости и ускорения от приведенного расстояния при взрыве отрезных щелей представлены в таблице 4.1.

Зависимости изменения смещений, скоростей и ускорений точек массива при разделке отрезной щели

	Щель 30 м	Щель 24 м
Смещения, мм	$u = 80,21 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{1,83}$	$u = 38,24 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{1,66}$
Скорость, м/с	$v = 24,63 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{2,15}$	$v = 6,99 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{1,95}$
Ускорение, м/с ²	$a = 4978 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{2,26}$	$a = 2433 \left(\frac{\sqrt[3]{Q_{ст(мак)}}}{r} \right)^{2,28}$

Принимая максимальную массу контурного заряда в ступени замедления $Q_{ст(мак)} = 600$ кг, и ближайшее расстояние от отрезной щели до сейсмодатчика $r = 100$ м получим результаты, представленные в таблице 4.2.

Таблица 4.2

Сравнение расчетных параметров для щели глубиной 24 м и 30 м при принятых условиях

Высота уступа	Q , кг	r , м	u , мм	v , м/с	a , м/с ²
30 м	600	100	0,869	0,121	18,618
24 м			0,631	0,056	8,66
$K_{30/24}$			1,4	2,2	2,2

Из полученных данных следует, что при уменьшении длины контурного заряда на 6 м максимальное векторное смещение снижается в 1,4 раза, скорость в 2,2 раза, ускорение в 2,2 раза.

Еще более существенное снижение сейсмического действия может быть достигнуто при взрывании щели на высоту одного 15 метрового уступа.

С целью оценки влияния глубины отрезной щели на величину вызванных ею сейсмозрывных нагрузок разработана двухмерная модель взрывания

контурной скважины. В геометрическом плане модель представляет собой часть породного массива с пятью уступами, на нижнем из которых происходит взрыв контурного заряда. Рассмотрено три варианта контурных скважин – глубиной 15, 24 и 30 м. Распределение скоростей смещения точек массива при взрыве представлено на рис. 4.9, зависимости изменения векторных скоростей смещения от времени в точке, расположенной на расстоянии 100 м от устья скважины – на рис. 4.10.

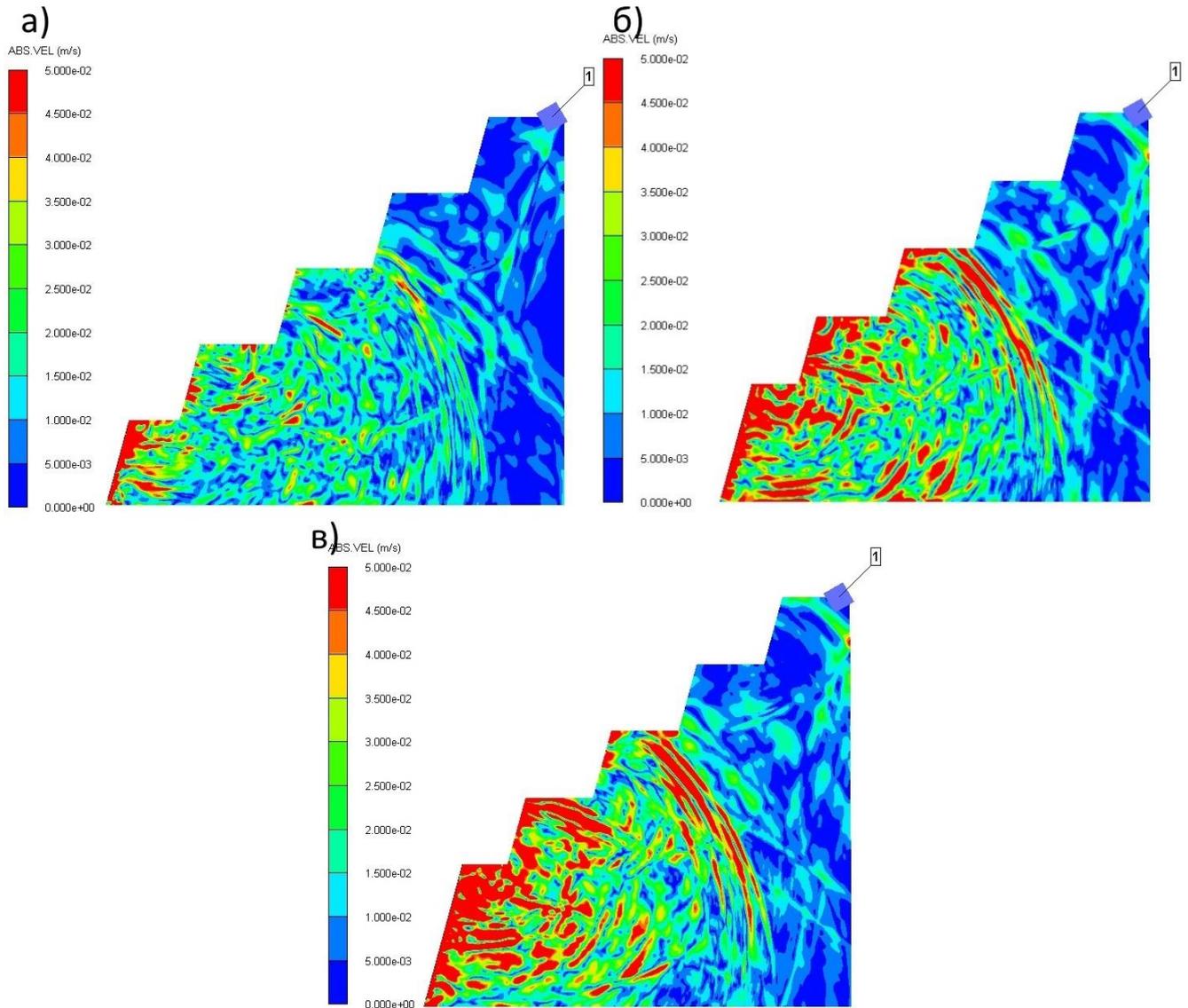


Рисунок 4.9 – Распределение скоростей смещения точек массива при взрыве отрезной щели: а) глубиной 15 м, б) глубиной 24 м, в) глубиной 30 м

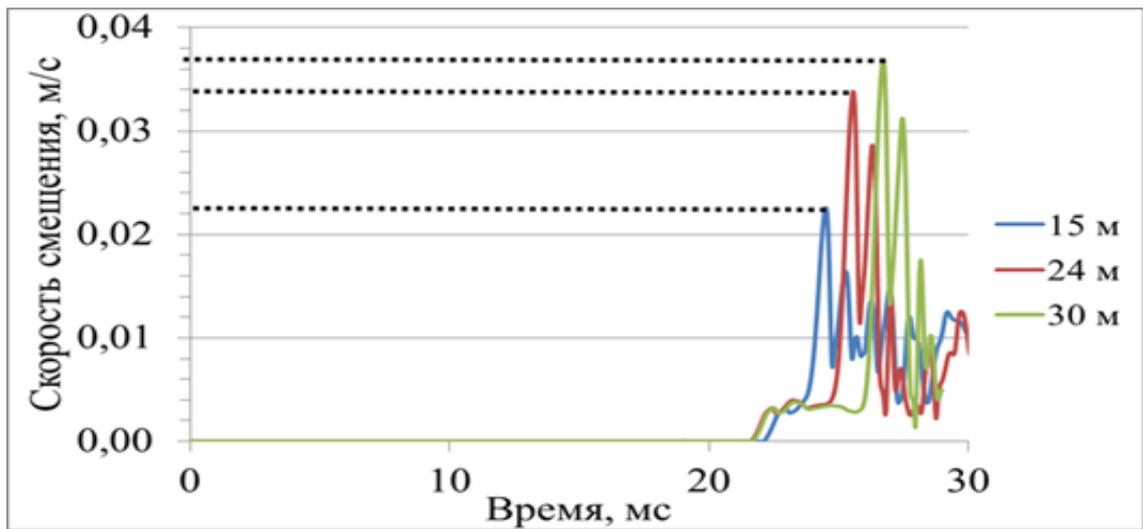


Рисунок 4.10 – Зависимость векторной скорости смещения от времени при взрыве отрезных щелей глубиной 15, 24 м и 30 м

Из результатов моделирования следует, что при глубине скважин 30 м максимальная скорость смещения составляет 0,037 м/с, при 24 м – 0,034 м/с, при 15 – 0,022 м/с. Что говорит о том, что при уменьшении глубины щели с 30 до 15 м происходит снижение скорости смещения в 1,7 раза.

Проведя сравнительный анализ значений скоростей смещения массива, полученных в ходе моделирования и рассчитанных по зависимостям, представленным в табл. 4.1 для условий взрывания одной скважины (для щели глубиной 30 м – масса заряда в скважине 65 кг, глубиной 24 м – масса заряда 52 кг), получим данные представленные на рис. 4.11.

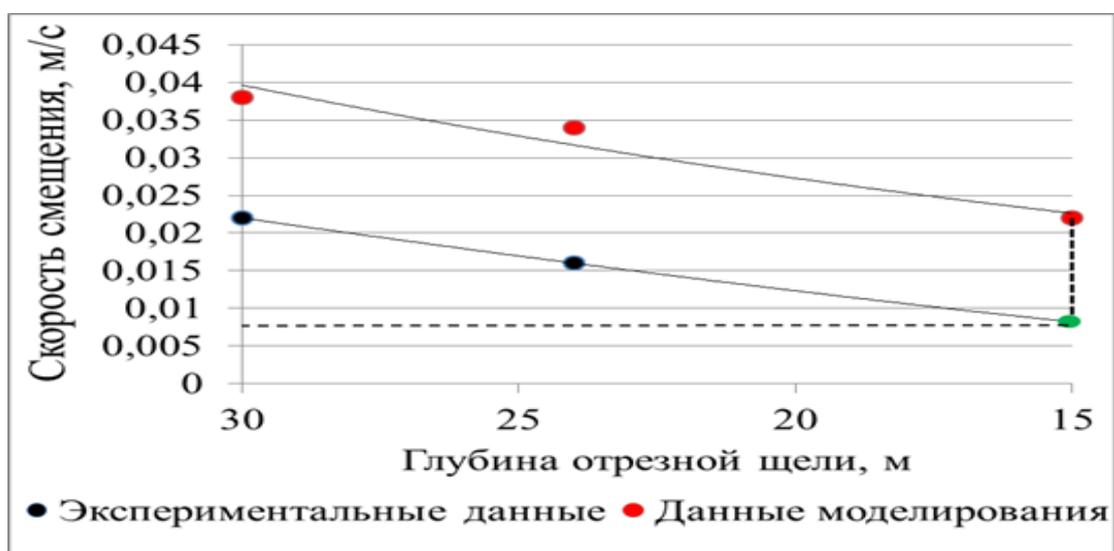


Рисунок 4.11 – Сравнение расчетных и модельных данных

Различие в экспериментальных и модельных данных объясняется тем, что при моделировании рассматривается отклик сплошной среды, в то время как расчетные данные получены по эмпирическим зависимостям с учетом естественной и техногенной нарушенности массива.

Таким образом, из анализа полученных данных четко прослеживается тенденция снижения скорости смещения массива при уменьшении глубины контурных скважин, из чего можно с уверенностью судить о том, что переход к разделке отрезной щели на высоту одного 15 метрового уступа позволит существенно снизить сейсмическое действие взрыва.

Проведенные исследования и измерения в 2016-2017 гг. по оценке сейсмической восприимчивости восточного борта карьера «Железный» при производстве массовых взрывов показали, что степень разупрочнения прибортовой части породного массива восточного участка борта карьера значительно выше по сравнению с другими бортами. Поэтому для восточного борта необходимо изыскивать наиболее щадящие режимы взрывания, в том числе и при постановке борта в конечное положение.

С другой стороны, при формировании отрезных щелей на всю высоту спаренных уступов при одновременном взрывании всего контурного ряда или с разделением на несколько частей приводит к повышенному сейсмическому действию на массив пород за проектным контуром отбойки по сравнению с массовым взрывом, что приведет к еще большему разуплотнению законтурного массива и снижению его устойчивости.

Поэтому предлагается вариант формирования уступов с образованием дополнительной бермы. Отличие данного варианта заключается в том, что сдвоенный уступ разделяется на два уступа с образованием дополнительной бермы между ними (рис. 4.12).

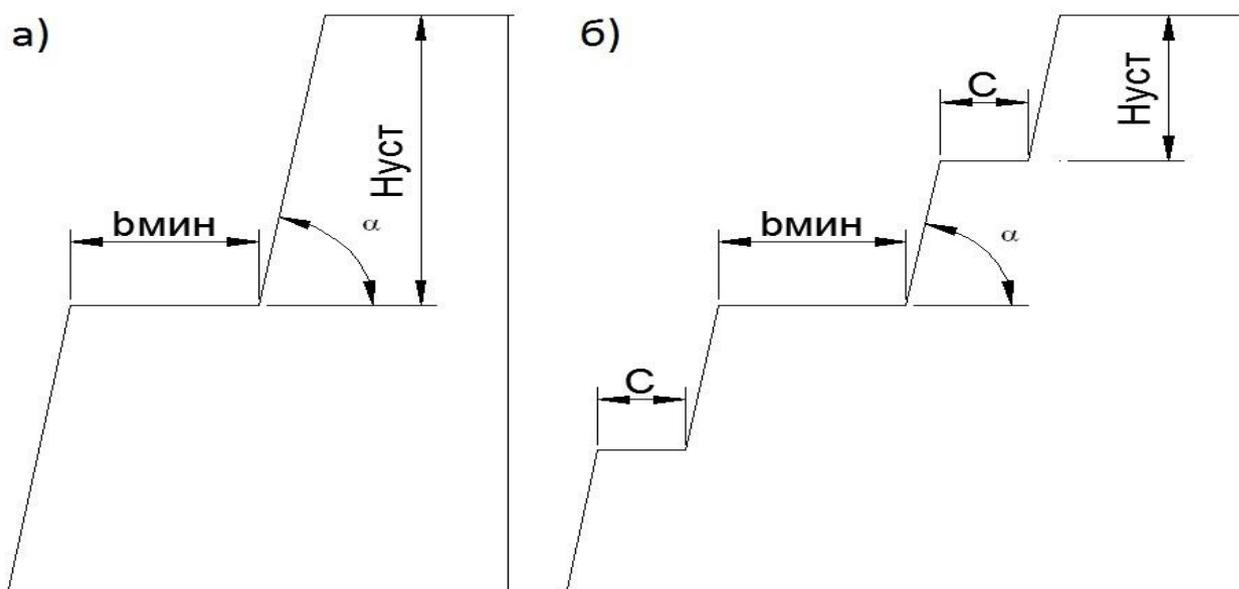


Рисунок 4.12 – Схема формирования уступов в конечном положении:

а) формирование сдвоенных уступов; б) формирование уступов с дополнительной бермой

Достоинством предлагаемого варианта является то, что взрыв щели производится на высоту одного уступа. Тем самым может быть обеспечено более параллельное расположение скважин и снижение динамического воздействия от взрыва щели на массив пород за проектным контуром отбойки по сравнению с взрывом сдвоенного уступа. Второй плюс заключается в последовательности отработки приконтурных блоков (за взрывом щели следует взрыв приконтурного блока). Т.е. исключается простаивание ранее сформированной отрезной щели нижнего уступа, что способно привести к заживлению отрезной щели и потери ее экранирующих характеристик.

Ширина дополнительной бермы устанавливается равной 0,3 высоты уступа и составляет 3-5 м. Формирование дополнительной бермы при постановке уступа в конечное положение позволит значительно улучшить его прочностные характеристики и повысить сопротивляемость динамическим нагрузкам от массовых взрывов.

Такие схемы формирования уступов на конечном контуре довольно широко применяются в зарубежной практике (рис. 4.13).

а) Карьер Антик – Швеция



б) Один из карьеров Канады



в) Один из карьеров в Чили



г) Проектируемый карьер в Казахстане

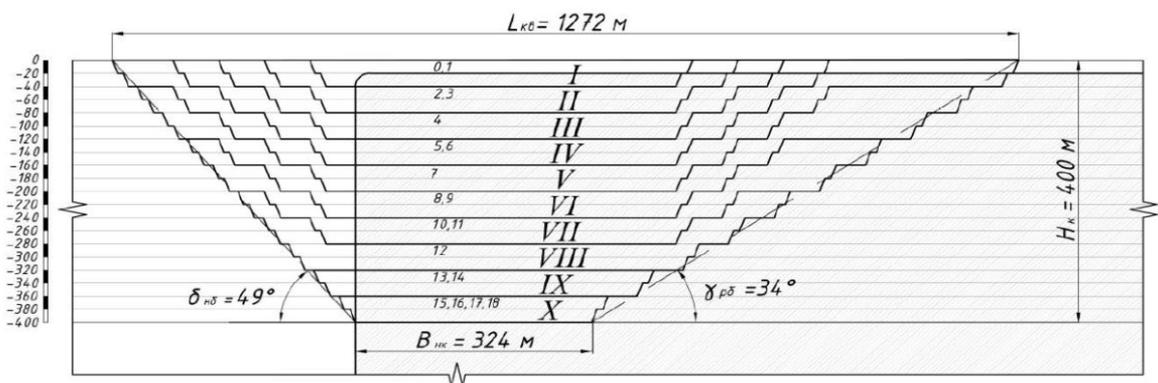


Рисунок 4.13 - Формирование уступов на конечном контуре на некоторых зарубежных рудниках

На рисунке 4.14 применительно к условиям восточного борта карьера на примере разреза 4РД приведен конечной контур по предлагаемой технологии.

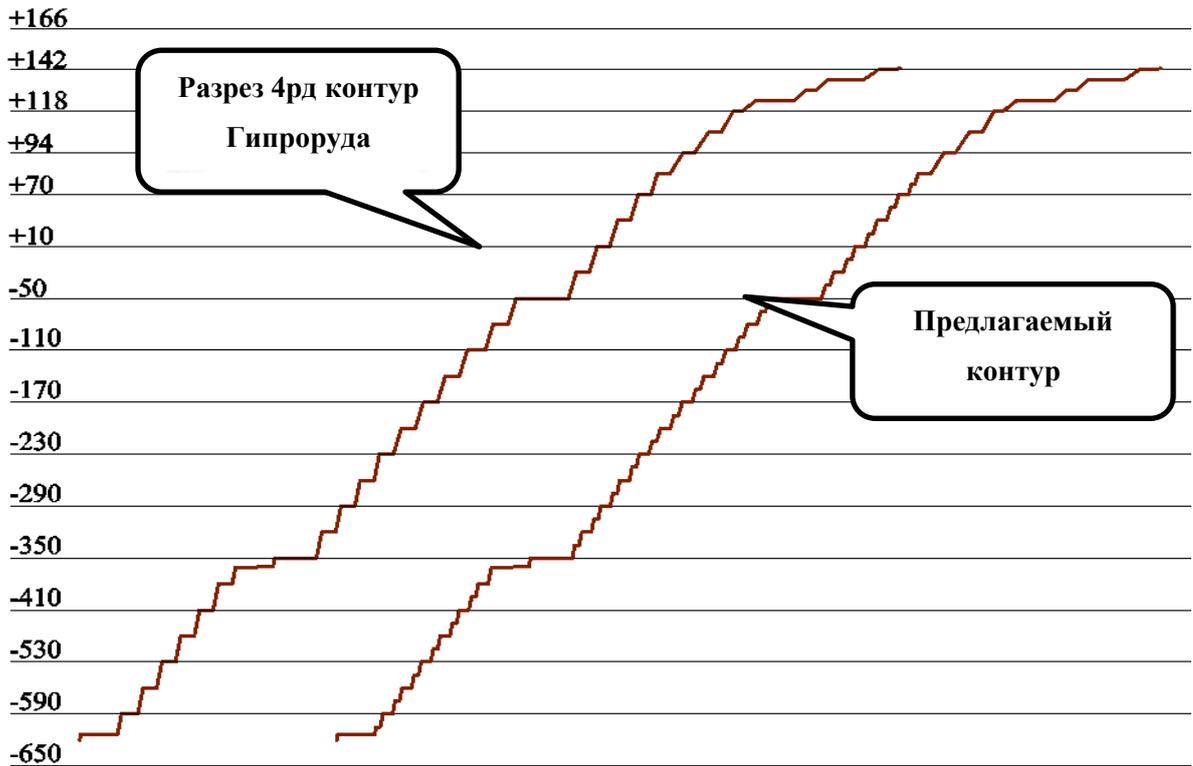


Рисунок 4.14 – Предлагаемый вариант контура конечного карьера в сравнении с предлагаемым АО «Гипроруда»

Исходя из предложенного варианта постановки восточного борта карьера, проработаны схемы расположения скважин при взрывании уступов с углами заоткоски 75° и 80° для 12 м и 15 м уступов с применением технологии щадящего взрывания.

На рисунках 4.15-4.18 представлены типовые схемы расположения приконтурных скважин для уступов высотой 12 м при углах заоткоски 75° и 80° .

На рисунках 4.19-4.22 представлены типовые схемы расположения приконтурных скважин для уступов высотой 15 м при углах заоткоски 75° и 80° .

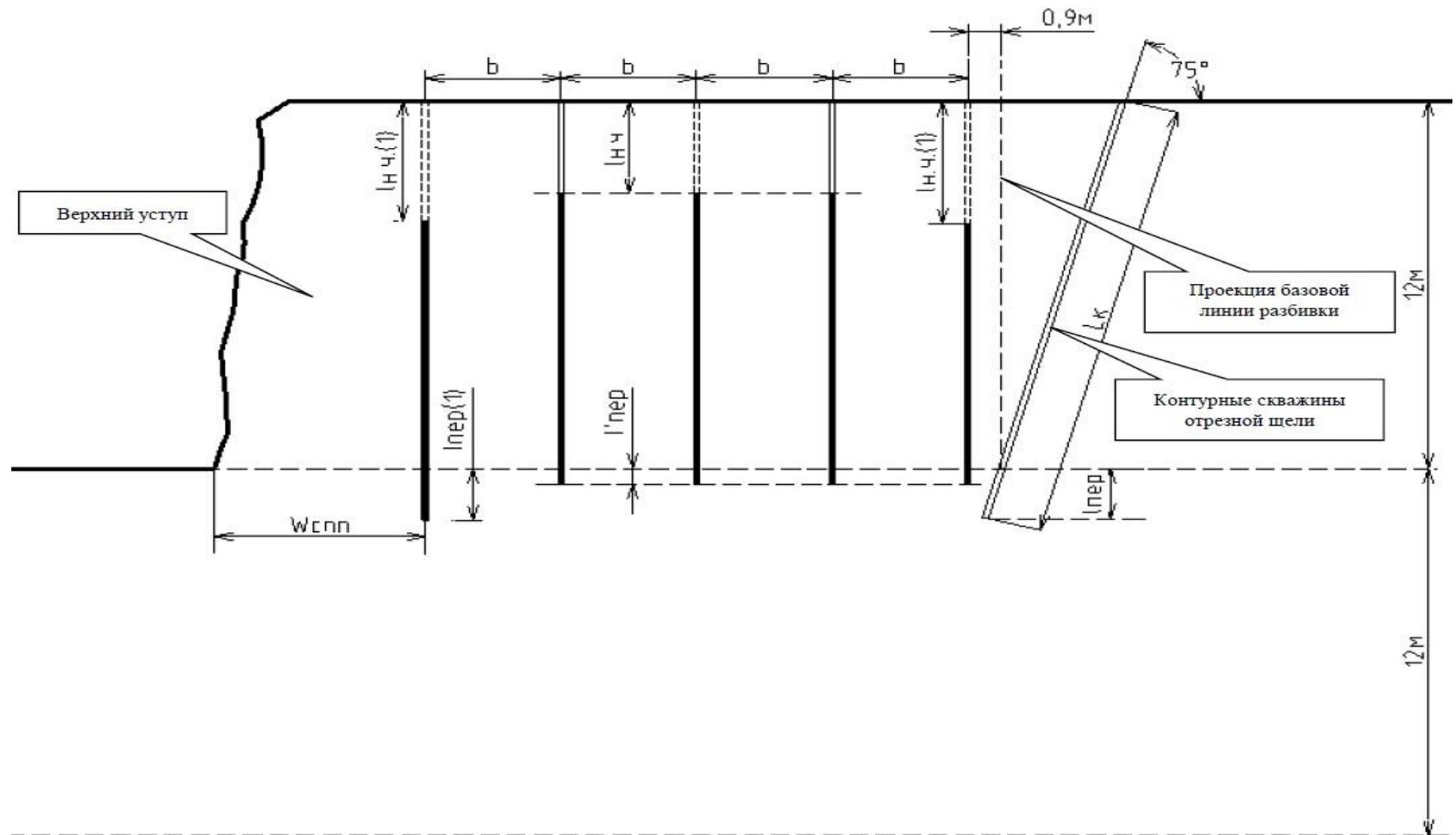


Рисунок 4.15 – Схема расположения скважин при взрывании верхнего уступа высотой 12 м и угле заоткоски 75° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

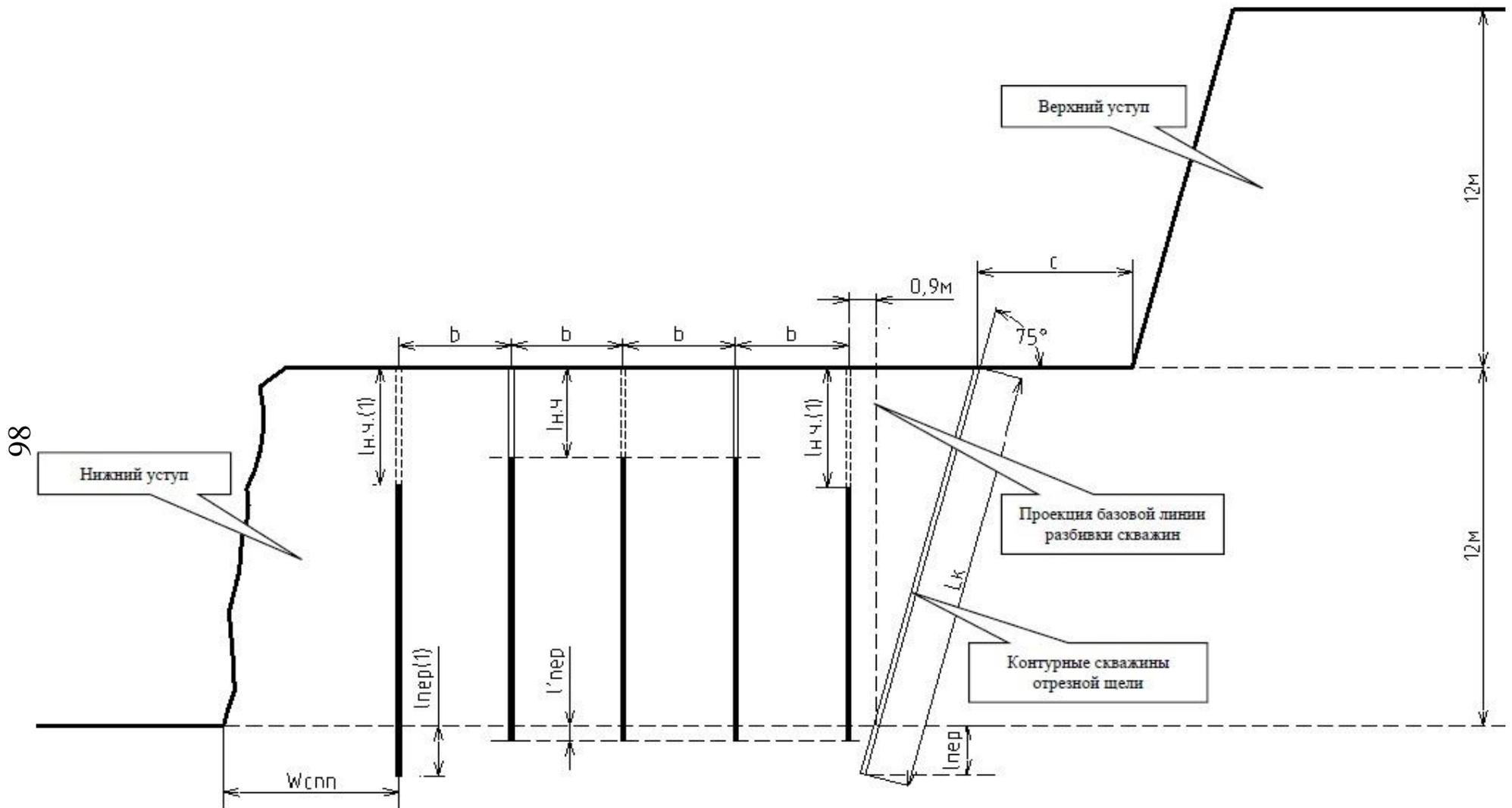


Рисунок 4.16 – Схема расположения скважин при взрывании нижнего уступа высотой 12 м и угле заоткоски 75° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

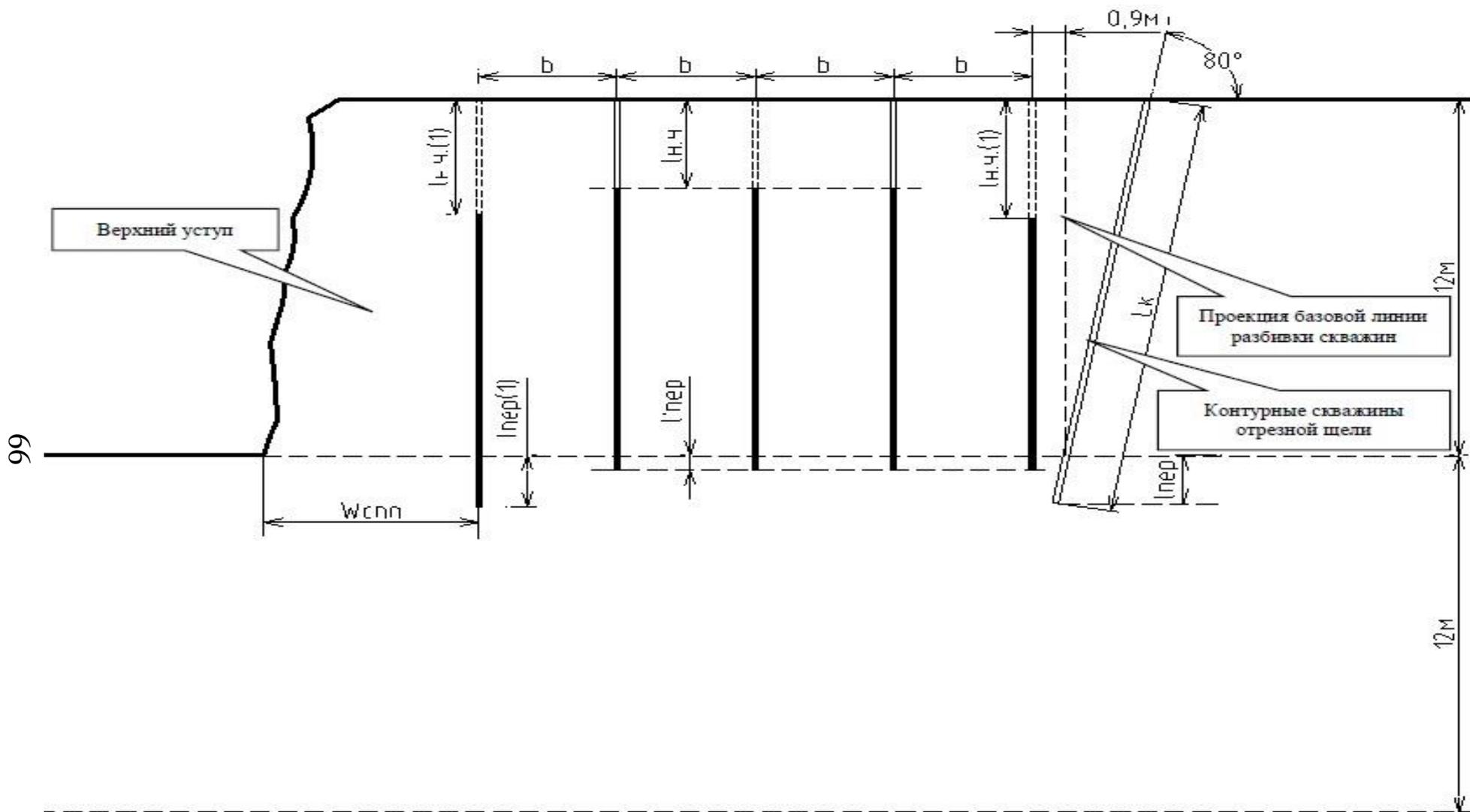


Рисунок 4.17 – Схема расположения скважин при взрывании верхнего уступа высотой 12 м и угле заоткоски 80° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

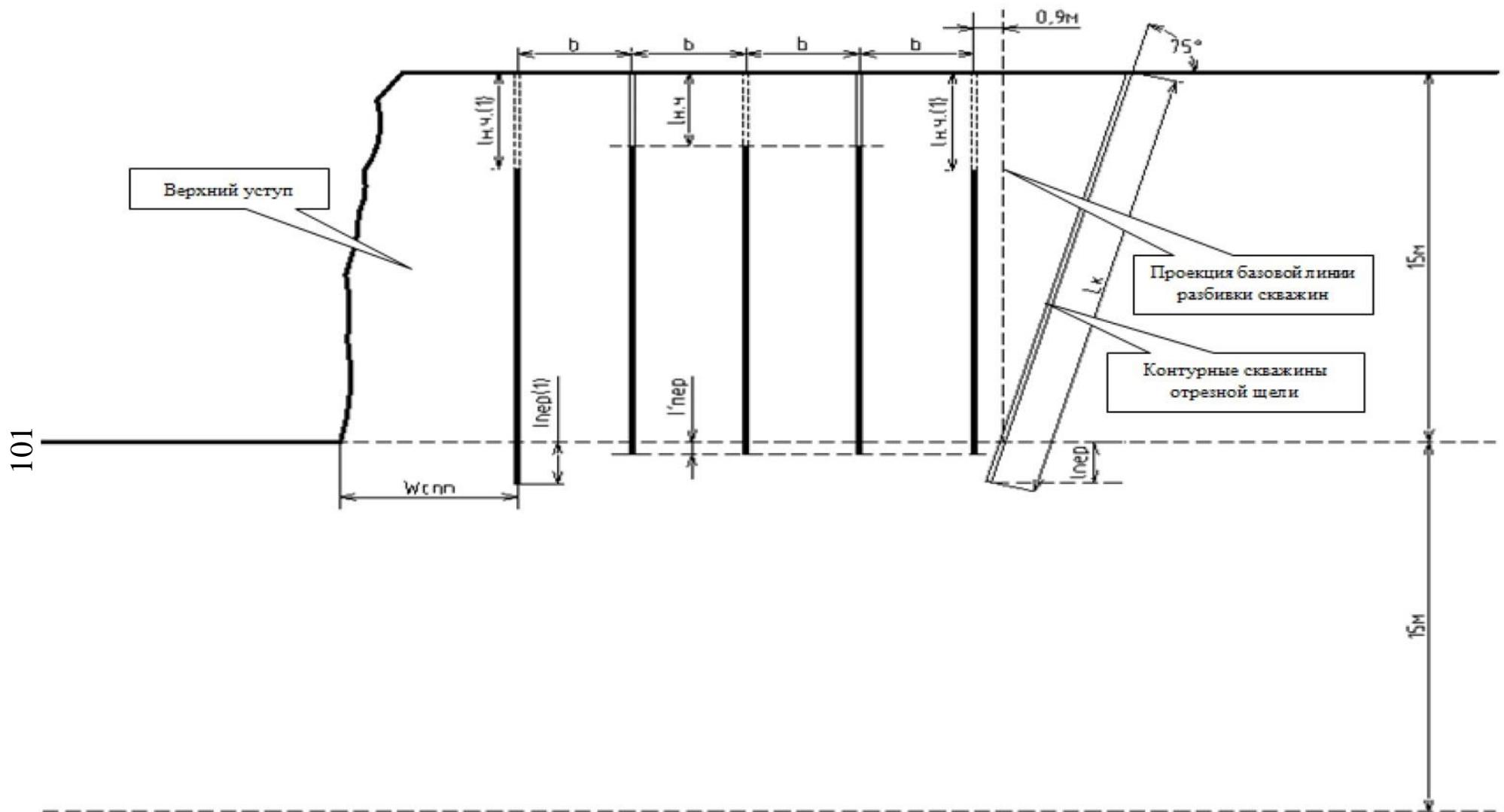


Рисунок 4.19 – Схема расположения скважин при взрывании верхнего уступа высотой 15 м и угле заоткоски 75° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

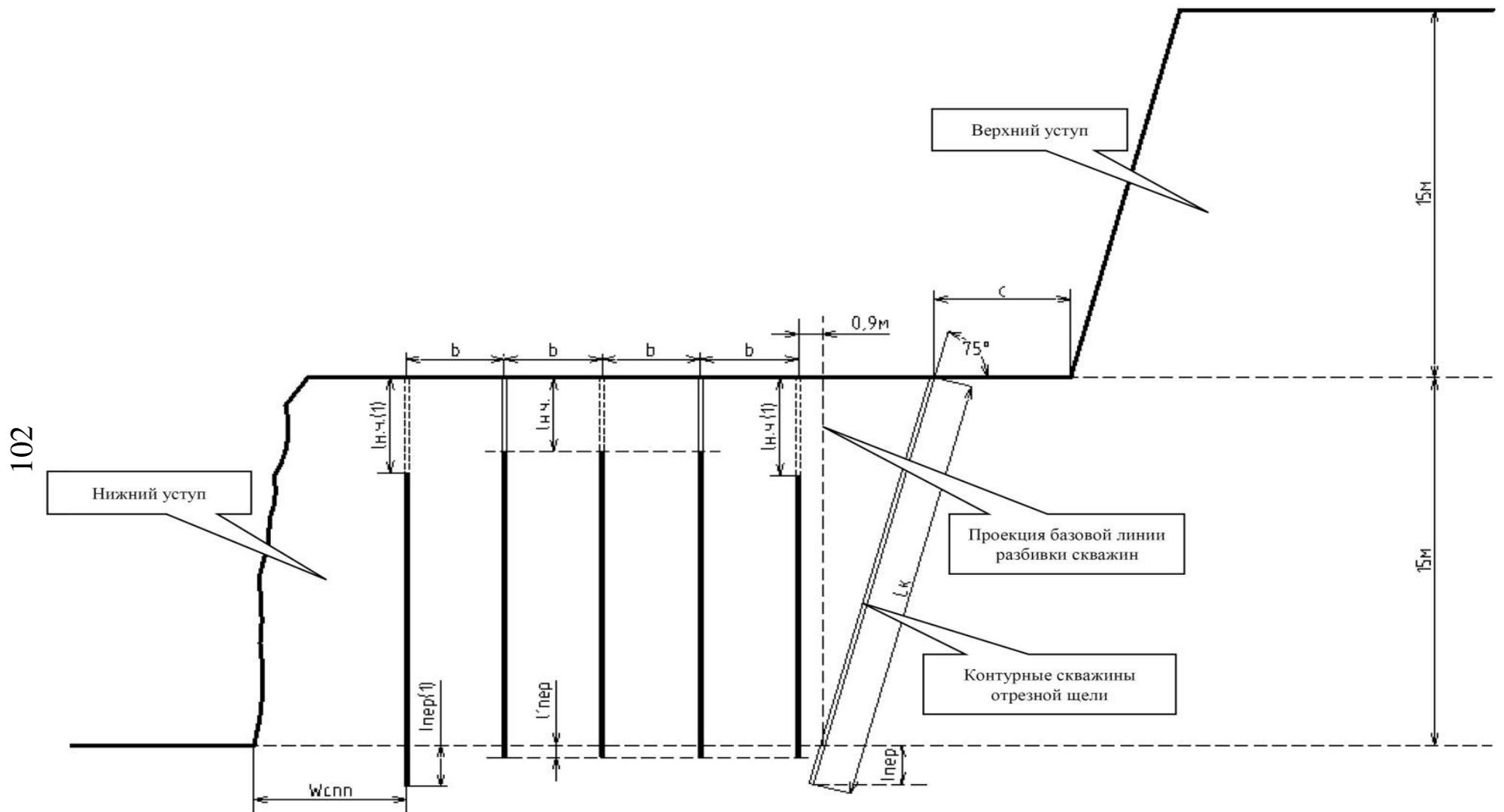


Рисунок 4.20 – Схема расположения скважин при взрывании нижнего уступа высотой 15 м и угле заоткоски 75° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

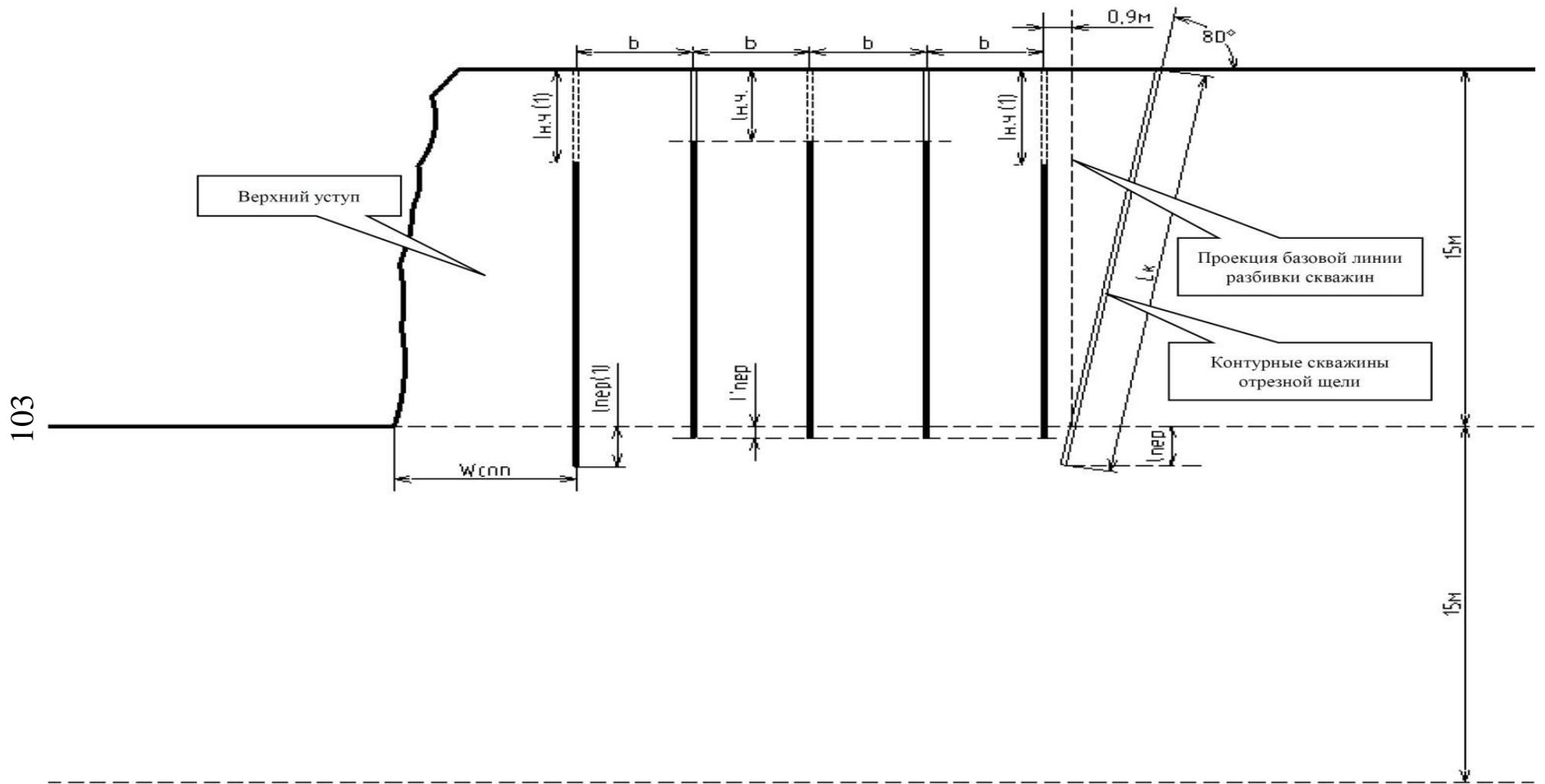


Рисунок 4.21 – Схема расположения скважин при взрывании верхнего уступа высотой 15 м и угле заоткоски 80° в случае с дополнительной бермой (остальные размеры – в зависимости от категории взрываемости пород)

Таким образом, снижение сейсмического действия на массив пород за проектным контуром отбойки при постановке откосов уступов в конечное положение методом предварительного щелеобразования обеспечивается путем уменьшения высоты отрезной щели с выбором расстояния между контурными скважинами в зависимости от вида применяемого заполнителя радиального зазора, и поэтапной отработки сдвоенных уступов.

Представленные материалы внедрены в дополнение к корректировке действующего регламента «Геомеханическое и техническое обоснование возможности укрупнения бортов карьера рудника «Железный» в конечном положении, 2002 г. на основе изменения представления о геолого-структурном строении массива и анализа фактического состояния бортов и уступов карьера в контурах ТЭО кондиций» [101] (приложение 4).

ВЫВОДЫ ПО ГЛАВЕ 4

1. По результатам проведенных вычислительных экспериментов в двухмерной упругопластической постановке получены аналитические зависимости изменения радиальных и тангенциальных напряжений, а также скоростей смещения точек массива от времени при разделке отрезной щели. Полученные данные свидетельствуют о том, что наличие в контурных скважинах радиального зазора, заполненного водой, ведет к практически двукратному увеличению сейсмозрывных нагрузок на вмещающий массив в ближней зоне взрыва вследствие явления гидроудара.

2. Выявлено, что при взрыве отрезной щели возможно нарушение сплошности массива за проектным контуром отбойки на расстоянии до 40-50 радиусов контурного заряда от щели, при этом большее воздействие оказывает взрыв щели с водяным радиальным зазором в скважинах.

3. Получены эмпирические зависимости изменения векторного смещения, скорости и ускорения точек массива от приведенного расстояния при разделке отрезных щелей глубиной 24 и 30 м, что позволяет дать количественную оценку снижения сейсмического действия при уменьшении длины контурного заряда на 6 м.

4. По результатам моделирования и натурных наблюдений выявлено, что взрывание контурной щели на высоту одного уступа позволяет уменьшить сейсмическое действие за проектным контуром отбойки в 1,7 раза по сравнению с отбойкой спаренными уступами.

5. Предложен вариант снижения сейсмического действия взрыва отрезной щели путем разбивки сдвоенного уступа на подуступы с дополнительной бермой минимальной ширины, обеспечивающей безопасность работ.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящая диссертация является законченной научно-квалификационной работой, в которой представлено решение актуальной научно-технической задачи по повышению интенсивности дробления горной массы и снижению интенсивности сейсмозрывного воздействия на массив пород за проектным контуром отбойки при производстве взрывных работ в карьере.

Научная новизна исследований заключается в следующем:

1. На основе численного моделирования в трехмерной упругопластической постановке выявлены особенности разрушения массива горных пород системой скважинных зарядов при различных интервалах замедления между ними и обоснованы их оптимальные значения на основе учета взаимодействия полей напряжений, возникающих при взрыве, и динамики развития зон разрушения между смежными скважинными зарядами при применении технологии поскважинного взрывания зарядов ВВ.

2. Дано теоретическое обоснование технологии производства взрывных работ на карьерах при использовании разновременного взрывания скважинных зарядов, позволяющей уменьшить сейсмическое действие взрыва на массив пород за проектным контуром отбойки и повысить степень дробления горной массы.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем:

1. На основе численного моделирования в трехмерной упругопластической постановке произведена оценка поля напряжений и развития трещин в массиве, а также получены аналитические зависимости изменения эквивалентных напряжений от времени при взрыве скважинных зарядов с различными интервалами замедления между ними.

2. Определено, что повышение степени дробления горной массы, при реализации поскважинного взрывания зарядов в схемах КЗВ, обеспечивается за счет выбора интервала замедления 15 мс в диагонали, при котором взаимодействие волн напряжений от взрывов смежных зарядов обеспечивает условия многократного воздействия на зону трещинообразования.

3. Установлено, что снижение интенсивности сейсмозрывного воздействия на массив горных пород за проектным контуром отбойки, при производстве массовых взрывов с использованием разновременного взрывания скважинных зарядов, обеспечивается за счет выбора диагональной схемы взрывания с углом наклона диагоналей $105 - 120^\circ$ по отношению к проектному контуру отбойки, при этом максимальное векторное смещение, скорость и ускорение снижаются в 1,7; 2,6 и 1,8 раза соответственно по сравнению с поперечными схемами взрывания.

4. По результатам моделирования и натурных наблюдений выявлено, что взрывание контурной щели на высоту одного уступа позволяет уменьшить сейсмическое действие за проектным контуром отбойки в 1,7 раза по сравнению с отбойкой спаренными уступами.

5. Выявлено, что при взрыве отрезной щели возможно нарушение сплошности массива за проектным контуром отбойки на расстоянии до 40-50 радиусов контурного заряда от щели, при этом большее воздействие оказывает взрыв щели с водяным радиальным зазором в скважинах.

6. Определено, что оптимальный интервал замедления между смежными зарядами в диагонали при отбойке массива скважинами диаметром 250 мм и наиболее распространенной для них сетке скважин 6х6 метров в условиях рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК» составляет 15 мс.

7. Предложен вариант перехода при производстве взрывных работ на руднике «Железный» АО «Ковдорский ГОК» от поперечных схем взрывания к диагональным с обеспечением ориентировки отбиваемого слоя относительно проектного контура отбойки под углом $105-120^\circ$.

8. Предложен вариант снижения сейсмического действия взрыва отрезной щели путем разбивки сдвоенного уступа на подуступы с дополнительной бермой минимальной ширины, обеспечивающей безопасность работ.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Друкованный М.Ф. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах / М.Ф. Друкованный, В.С. Куц, В.И. Ильин. – М.: Недра, 1980. – 223 с.
2. Оксанич И.Ф. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава / И.Ф. Оксанич, П.С. Миронов. – М.: Недра, 1982. – 166 с.
3. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде / В.М. Комир, В.М. Кузнецов, В.В. Воробьев, В.Н. Чебенко. – М.: Недра, 1988. – 209 с.
4. Механика взрывного разрушения пород различной структуры / Э.И. Ефремов, В. Д. Петренко, Н.П. Рева, И.Л. Кратковский. – Киев: Наук. Думка, 1984. – 192 с.
5. Покровский Г.И. Действие удара и взрыва в деформируемых средах / Г.И. Покровский, И.С. Федоров. – М.: Госстройиздат, 1957. – 276 с.
6. Покровский Г.И. Взрыв / Г.И. Покровский. Изд.4-е перераб. и доп. – М.: Недра, 1980. – 190 с.
7. Власов О.Е. Основы дробления горных пород взрывом / О.Е. Власов, С.А. Смирнов. – М.: Изд-во АН СССР, 1962. – 104 с.
8. Суханов А.Ф. Теория действия заряда в породе / А.Ф. Суханов. – Алма-Ата: изд-во КазССР, вып.2, 1950. – 124 с.
9. Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжения при разрушении пород взрывам / А.Н. Ханукаев. – М.: Горгостехиздат, 1962. – 200 с.
10. Боровиков В.А. О развитии котловой полости при взрыве сферического заряда в твердой среде / В.А. Боровиков, В.П. Беляцкий // Физико-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых. – 1972. – № 6. – С. 65-69.
11. Демидюк Г.П. О механизме действия взрыва и свойства взрывчатых веществ / Г.П. Демидюк // Взрывное дело. – 1960. – № 45/2. – С.20-35.
12. Kutter H.K. (1974) Failure mechanism of joined rockows and Lect. C. 15m.Int. Cent. Sci., № 165, pp. 95-109.

13. Ефремов Э.И. Управление дроблением и развалом трещиноватых горных пород при использовании энергии взрыва / Э.И. Ефремов, Н.И. Мячина, В.Д. Петренко // Техника и технология взрывных работ в рудодобывающей промышленности: Тез. докл. VII Междунар. науч.-техн. конф. по буровзрыв. работам. – Киев, 1982. – С.16-18.
14. Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / М.А. Кук.– М.: Недра, 1980. – 455 с.
15. Кутузов Б.Н. Научные основы получения заданной степени дробления при взрыве трещиноватых пород на карьерах / Б.Н. Кутузов, В.К. Рубцов. – Киев: Наук. Думка, 1970. – С. 215-226.
16. Алтухова Н.В. Два механизма дробления трещиноватых массивов действием взрыва / Н.В. Алтухова // Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров: науч.тр. МГИ. Т.93. – М., 1973. –С. 119-121.
17. О механизме взрывного разрушения блочных сред / Н.И. Мячина, В.А. Никифорова, С.Н. Родак // Новые методы разрушения и механика горных пород: сб. науч.тр. – Киев, 1981. – С.129-136.
18. Скрипка В.А. Зависимость результатов взрыва от характера трещиноватости взрываемого массива / В.А. Скрипка, Э.М. Свильтицкий // Горный журнал. – 1972.– № 8.– С. 18-19.
19. Турута Н.У. О некоторых особенностях передачи энергии взрыва в трещиноватых горных породах / Н.У. Турута, Ю.М. Благодаренко, А.В. Картинский // Взрывное дело.–1974.–№ 73/70. – С. 112-116.
20. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве / А.А. Черниговский. – М.: Недра, 1976. – 315 с.
21. Вовк А.А. О двух составляющих поля напряжений вблизи заряда ВВ / А.А. Вовк, А.Г. Смирнов, Ю.А. Благодаренко // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых.– 1976.– № 6.– С. 28-31.
22. Сеинов Н.П. О путях повышения механической работы взрыва / Н.П. Сеинов // Взрывное дело.– 1974.– № 73/70. – С. 80-88.

23. Сеинов Н.П. О влиянии раскрытости трещин в среде на разрушение ее взрывом / Н.П. Сеинов, А.О. Чевкин // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископаемых.–1968.– № 3.– С. 57-64.
24. Усик И.Н. Определение критической ширины трещин и ее роль при разрушении блочных пород взрывом / И.Н. Усик, Ф.К. Касумов // Metallurg. i горноруд. пром-ть.– 1976.– № 6. – С. 68-69.
25. Кучерявый Ф.И. Короткозамедленное взрывание на карьерах / Ф.И. Кучерявый, М.Ф. Друкованный, Ю.В. Гаек – М.: Госгортехиздат, 1962. – 228 с.
26. Машуков В.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им / В.И. Машуков – М.: Недра, 1976. – 248 с.
27. Баранов Е.Г. Короткозамедленное взрывание / Е.Г. Баранов. – Фрунзе: Илим, 1971. – 147 с.
28. Миндели Э.О. Разрушение горных пород / Э.О. Миндели. – М.: Недра, 1975. – 600 с.
29. Булич Ю.П. Исследование короткозамедленного способа взрывания шпуровых зарядов при проходке шахтных стволов в Кривбассе: дис....канд. техн. наук / Булич Юрий Павлович. – М., 1964. – 130 с.
30. Шемякин Е.И. О динамической сжимаемости горных пород и металлов / Е.И. Шемякин, С.А. Христианович // ПМТФ.– 1964.– № 3.– С. 9-15.
31. Demargue I. (Vorwort von L. Deffet) (1956) La tir a courts retards ef la fragmentation en fosseyement. Explosifs, vol 9, № 1, pp. 9-22.
32. Hahn L. Das Millisekundenscheiben. Nobel Hefte. 22 (1956). s. 1-40.
33. Hosemann F. (1954) Das elektrische Zunden der schusse (Mit Diskussionsbeitragen von Arnold, Neubert, Snackeler u a) Freiburger Forschungshefte. A 20, pp. 55-70.
34. Кучерявый Ф.И. Напряженное состояние массива и характера его разрушения от взаимодействия двух удлиненных зарядов / Ф.И. Кучерявый // Горн. журн.–1963.– № 12.– С. 99-104.
35. Мец Ю.С. Математическое описание взаимодействия динамических полей напряжений при разрушении твердых сред / Ю.С. Мец, К.Н. Соколовский,

В.П. Салганик // Использование взрыва в народном хозяйстве. – Киев, 1970. – С. 176-182.

36. Сенук В.М. Взаимодействие группы одновременно взрывааемых зарядов в трещиноватой среды / В.М. Сенук, А.А. Смирнов // Тр. ин-та горн. дела: Изд-во черн. мет. СССР, 1969.– вып. 22.– С. 51-55.

37. Друкованный М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах / М.Ф. Друкованный. – М.: Недра, 1973. – 416 с.

38. Мельников Н.В. Рациональная конструкция заряда и опыт ее применения / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. – М.: Госгортехиздат, 1962. – С. 240-249.

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

40. Johanson C.H. (1951) Short delay blasting in Sweden. *Mine and Quarry Engineering*, № 17, pp. 287-290.

41. KotaI. (1953) Die Millisekundenzundung. *Vhli (Prag.)*, vol. 3. no, 7/8, pp. 210-217.

42. Покровский Г.И. Теоретические предпосылки короткозамедленного взрывания / Г.И. Покровский. – Сб.: Короткозамедленное взрывание. Углетехиздат, 1958. – С. 5-12.

43. Гаек Ю.В. Исследование процесса разрушения уступа и выбор рационального времени замедления при взрывании скважинных зарядов на карьерах: дисс. ... канд. техн. наук. / Гаек Юрий Владимирович.– 1961. –141 с.

44. Баранов Л.В. Экспериментальное исследование КЗВ / Л.В. Баранов // Известия ВУЗов. Горный журн.– 1961. – № 7. – С. 126-132.

45. Баум Ф.А. Процессы разрушения горных пород взрывом / Ф.А. Баум // Взрывное дело. – 1963. – № 42/9. – С. 262-285.

46. Евстропов Н.А. Взрывные работы на строительстве / Н.А. Евстропов. – М.: Стройиздат, 1965. – 208 с.

47. Донченко П.А. Исследование и разработка рациональных методов дробления пород на гранитных карьерах: автореф. дис....канд. техн. наук: 05.15.03 / Донченко Павел Архипович. – Днепропетровск, 1974. – 21 с.
48. Мендели Э.О. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / Э.О. Миндели, Н.Ф. Кусов, А.А. Корнеев, Г.И. Марцинкевич. – М.: Недра, 1978. – 253 с.
49. Кучерявый Ф.И. Многорядное короткозамедленное взрывание на карьерах стройматериалов / Ф.И. Кучерявый, А.С.Олейников, А.Т. Волков. – Киев: Будивельник, 1975. – 84 с.
50. Артемьев Э.П. Обоснование оптимальных интервалов времени замедления при производстве массовых взрывов на карьерах / Э.П. Артемьев, А.В. Трясцин // Изв. ВУЗов. Горный журн. – 2013. – № 12. – С. 84-87.
51. Друкованный М.Ф. Буровзрывные работы на карьерах / М.Ф. Друкованный, В.И. Ильин, Э.И. Ефремов.– Изд. 3 перераб. и доп. – М.: Недра, 1978. – 390 с.
52. Кутузов Б.Н. Взрывные работы / Б.Н. Кутузов. – Изд. 3-е, перераб. и доп. – М.: Недра, 1988. – 383 с.
53. Бондаренко И.Ф. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / Бондаренко И.Ф., С.Н. Жариков, И.В. Зырянов, В.Г. Шеменев. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2017. – 172 с.
54. Гаек Ю.В. Коэффициент сближения зарядов / Ю.В. Гаек, М.Ф. Друкованный, В.В. Мишин // Взрывное дело. – 1962. – №48/5 – С. 113-122.
55. Ткачук К.Н. Разрушение горных пород взрывом / К.Н. Ткачук. – Киев: Техника, 1974. – 208 с.
56. Ткачук К.Н. Взрывные работы в горнорудной промышленности / К.Н. Ткачук, П.И. Федоренко. – Киев: Виша школа, 1978. – 272 с.
57. Демидюк Г.П., Регулирование степени дробления при взрывной отбойке на уступах / Г.П. Демидюк, С.А. Смирнов // Взрывное дело. –1971. – № 70/27.– С.44-53.

58. Сенук В.М. О путях эффективного дробления трудновзрывае­мых пород на железорудных карьерах / В.М. Сенук, Б.Б. Рыковский, Э.П. Артемьев // Взрывное дело. – 1976. – № 77/34. – С. 230-234.
59. Фадеев А.Б. Дробящее и сейсмическое действие взрывов на карьерах / А.Б. Фадеев. – М.: Недра, 1972. – 135 с.
60. Johnston S.G. (1973) Blasting advances at Hamerslag Iron. Mining Mag, № 8, pp. 120-121.
61. Открытые горные работы: справочник / К.Н. Трубецкой и др. – М.: Горное бюро, 1994. – 590 с.
62. Гребенькова В.Г. Управление шириной развала при взрыве на карьерах / В.Г. Гребенькова, А.З. Гребеньков // Разработка месторождений горнохимического сырья открытым способом: ГИГХС.–М., 1971.– вып. 15. – С. 105-111.
63. Кузьменко А.А. Сейсмическое действие взрыва в горных породах / А.А. Кузьменко, В.Д. Воробьев, И.И. Денисюк, А.А. Дауетас. – М.: Недра, 1990. – 173 с.
64. Богацкий В.Ф. Охрана инженерных сооружений и окружающей среды от вредного воздействия промышленных взрывов / В.Ф. Богацкий, А.Г. Фридман.– М.: Недра, 1982. – 162 с.
65. Азаркович А.Е. Взрывные работы вблизи охраняемых объектов / А.Е. Азаркович, М.И. Шуйфер, А.П. Тихомиров. – М.: Недра, 1984. – 213 с.
66. Цейтлин Я.И. Сейсмические и ударные воздушные волны промышленных взрывов / Я.И. Цейтлин, Н.И. Смолий. – М.: Недра, 1981. – 192 с.
67. Миронов П.С. Взрывы и сейсмоопасность сооружений / П.С. Миронов. – М.: Недра, 1973. – 167 с.
68. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов / Б.Н. Кутузов. – М.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 471 с.
69. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец. – М.: Недра, 1976. – 271 с.

70. Артемов В.А. Методические основы оценки сейсмического действия массовых взрывов по результатам анализа сейсмозрывных продольных и поперечных волн / В.А. Артемов, Г.П. Парамонов, А.Н. Холодилов // Взрывное дело. – 2012. – № 108/65. – С.287-296.
71. Густафссон Р. Шведская техника взрывных работ. / Р. Густафссон. – М.: Недра, 1977. – 264 с.
72. Кузнецов Г.В. Применение контурного взрывания на карьерах цветной металлургии / Г.В. Кузнецов, В.А. Малых // Совершенствование проектирования и производства горных работ с применением контурного взрывания, Апатиты, изд. Кольского филиала АН СССР, 1983. – С.18-27.
73. Деев Е.А. Исследование экранирующей способности контурной щели / Е.А. Деев, В.П. Макаров, М.Г. Егоров, С.Е. Алексеев // Совершенствование проектирования и производства горных работ с применением контурного взрывания, Апатиты, изд. Кольского филиала АН СССР, 1983. – С.58-62
74. Фокин В.А. Методические аспекты анализа технологической информации при производстве буровзрывных работ в условиях карьеров / В.А. Фокин; отв. ред. акад. Н.Н. Мельников. – Апатиты: КНЦ РАН, 2015. – 133 с.
75. Фокин В.А. Развитие теории проектирования буровзрывных работ на предельном контуре карьера: дис.... д-ра техн. наук: 25.00.20 / Фокин Виктор Алексеевич. – Апатиты, 2005. – 383 с.
76. Листопад Г.Г. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при использовании смесевых ВВ местного изготовления и систем неэлектрического инициирования зарядов: дис....канд. техн. наук: 25.00.20 / Листопад Геннадий Геннадьевич. – Апатиты, 2006. – 119 с.
77. Бате К.-Ю. Методы конечных элементов / К.-Ю. Бате. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2010. – 1024 с.
78. Бате К. Численные методы анализа и метод конечных элементов / К. Бате, Е. Вилсон. – М.: Стройиздат, 1982. – 448 с.
79. Зенкевич О. Метод конечных элементов в технике / О. Зенкевич. – М.: Мир, 1975. – 543 с.

80. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы / Р. Галлагер. – М.: Мир, 1984. – 428 с.
81. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.
82. Ansys inc. Autodyn. Explicit software for non-linear dynamics: theory manual / Ansys inc., 2005. – 235 p.
83. Fiserova D. (2006) Numerical analyses of buried mine explosions with emphasis on effect of soil properties on loading, Ph.D Thesis, Cranfield University, Bedfordshire, UK.
84. Wilkins M.L. (1964) Calculation of elastic-plastic flow. *Methods of Computational Physics*, № 3, pp. 211-263.
85. Камянский В.Н. Моделирование взрыва скважинных зарядов в среде Ansys / В.Н. Камянский // Проблемы недропользования.–Екатеринбург. – 2017.– №1. – С. 119-126.
86. Alia A. and Souli M. (2006) High explosive simulation using multi-material formulations. *Applied Thermal Engineering*, vol. 26, pp. 1032-1042.
87. De A. et al. (2016) Numerical and physical modeling of geofom barriers as protection against effects of surface blast on underground tunnels. *Geotextiles and Geomembranes*, vol. 44, pp. 1-12.
88. Deng X. F. et al. (2014) Numerical study on tunnel damage subject to blast-induced shock wave in jointed rock masses. *Tunneling and Underground Space Technology*, vol. 43, pp. 88–100.
89. Li Chun-rui et al. (2009) The numerical analysis of borehole blasting and application in coal mine roof-weaken. *Procedia Earth and Planetary Science*, vol. 1, pp. 451-459.
90. Moxnes J.F. et al. (2014) Experimental and numerical study of the fragmentation of expanding warhead casings by using different numerical codes and solution technics. *Defence Technology*, vol. 10, pp. 161-176.

91. Tham C.Y. (2005) Reinforced concrete perforation and penetration simulation using Autodyn 3D. *Finite Elements in Analysis and Design*, vol. 41, pp. 1401-1410.
92. Ugrcic M. (2013) Numerical simulation of the fragmentation process of high explosive projectiles. *Scientific Technical Review*, vol. 63, no 2, pp. 47-57.
93. Wang P. et al. (2005) A full coupled numerical analysis approach for buried structures subjected to subsurface blast, vol. 83, pp. 339-356.
94. Zhu Z. et al. (2008) Numerical investigation of blast-induced damage in cylindrical rocks. *International journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, vol. 45, pp. 111-121.
95. Zhu Z. (2009) Numerical prediction of crater blasting and bench blasting. *International journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, vol. 46, pp. 1088-1096.
96. Lee E.L., Hornig, H.C., Kury, J.W. (1968) *Adiabatic expansion of high explosive detonation products*, UCRL-50422, Livermore, California, 41 p.
97. Elek P. M., et al. (2015) Determination of detonation products equation of state from cylinder test: analytical model and numerical analysis. *Thermal science*, vol. 19, no 1, pp. 35-48.
98. Riedel W. (2000) *Beton unter dynamischenlasten, Meso- und makromechanische modelle und ihre parameter*. Ph.D thesis, EMI-Bericht 6/00.
99. Riedel W., Thoma K., Hiermaier S. Schmolinske E. (1999) Penetration of reinforced concrete by BETA-B-500. Numerical analysis using a new macroscopic concrete model for hydrocodes. *Proceeding of 9th international symposium on interaction of the effects of munitions with structures*. Berlin, pp. 315-322.
100. Mott N.F. (1963) *A theory of the fragmentation of shells and bombs*. Ministry of Supply AC4035.
101. Дополнение к корректировке регламента «Геомеханическое и техническое обоснование возможности укрупнения бортов карьера рудника «Железный» в конечном положении, 2002 г. на основе изменения представления о геолого-структурном строении массива и анализа фактического состояния бортов и уступов карьера в контурах ТЭО кондиций». – Апатиты, 2017. – 227 с.

Справка о практическом использовании результатов материалов
диссертационной работы

Министерство образования и науки РФ
Федеральное государственное бюджетное
Образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Мурманский арктический государственный университет»
(филиал в г. Апатиты)
184209, Мурманская область,
г. Апатиты, ул. Лесная, д. 29.
тел. (81555) 7-45-00, факс (81555) 7-40-66
e-mail: apatity@arcticsu.ru

СПРАВКА

О практическом использовании результатов
материалов диссертационной работы Камянского В.Н. на тему
**«ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СКВАЖИННОЙ ОТБОЙКИ НА КАРЬЕРАХ
ПРИ РАЗНОВРЕМЕННОМ ВЗРЫВАНИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ**

Основные выводы и рекомендации диссертационной работы Камянского Виктора Николаевича на тему «Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при разновременном взрывании скважинных зарядов», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук, внедрены в образовательную деятельность при обучении по специальности 21.05.04 «Горное дело» в филиале ФГБОУ ВО «Мурманский арктический государственный университет» в г. Апатиты при изучении дисциплин: «Основы компьютерного моделирования технологических процессов в рудниках», «Технология и безопасность взрывных работ»

Директор филиала, к.э.н, доц.



Островская

О.М. Островская

Заведующий кафедрой

«Горного дела, наук о Земле и природообустройства», д.т.н., проф.

Терещенко

С.В. Терещенко

Данные сейсмоизмерений при взрыве блоков с различными схемами
взрывания

Дата	Взрыв	Расстояние до сейсмо-датчика, м	Масса ВВ на ступень замедления, кг	Кол-во ступеней замедления, шт	Смещение, мм	Скорость, м/с	Ускорение, м/с ²
15.04.2017	блок -95 м	327	1830	306	0,068	0,007	1,010
	блок 190/202	957	1900	358	0,031	0,002	0,155
	блок -35 м	586	1460	121	0,049	0,003	0,235
	блок 190/202	928	1900	358	0,023	0,002	0,137
22.04.2017	блок 250 м	1298	1960	88	0,027	0,002	0,340
	блок -35 м	1104	2350	148	0,019	0,001	0,129
	блок -245 м	762	1430	29	0,029	0,003	0,376
	блок -245 м	756	1430	29	0,026	0,002	0,217
	блок -245 м	811	1430	29	0,034	0,003	0,396
	блок 250 м	826	1960	88	0,036	0,004	0,514
29.04.2017	блок -35 м	1110	990	134	0,019	0,001	0,113
	блок -200 м	223	2960	205	0,139	0,020	3,295
	блок -35 м	1149	990	134	0,017	0,001	0,116
	блок -35 м	1119	990	134	0,016	0,001	0,097
	блок -200 м	858	2960	205	0,025	0,002	0,359
	блок -35 м	1150	990	134	0,020	0,001	0,141
06.05.2017	блок +190м	651	960	162	0,043	0,004	0,549
	блок +190м	913	1240	160	0,020	0,001	0,133
	блок +190м	957	1240	160	0,025	0,001	0,113
	блок -245 м	748	2140	90	0,027	0,002	0,497
	блок -245 м	750	2140	90	0,028	0,003	0,585
	блок -245 м	843	2140	90	0,028	0,003	0,376
	блок +190м	819	1240	160	0,026	0,002	0,270
	блок -245 м	855	2140	90	0,025	0,002	0,294
13.05.2017	блок +190м	772	1240	160	0,021	0,001	0,216
	блок -200 м	1087	1960	91	0,021	0,001	0,102
	блок -200 м	1121	1960	91	0,022	0,001	0,120
	блок -200 м	755	1960	91	0,027	0,002	0,297
20.05.2017	блок -35 м	286	1980	153	0,090	0,013	2,522
	блок -245 м	917	2970	40	0,031	0,002	0,157
	блок -35 м	240	1330	101	0,115	0,012	1,990
	блок -245 м	898	2970	40	0,026	0,002	0,208
	блок -35 м	270	1330	101	0,064	0,008	1,189
	блок -35 м	900	1330	101	0,022	0,001	0,156
	блок -245 м	931	2970	40	0,025	0,002	0,209
блок -245 м	939	2970	40	0,023	0,002	0,213	

Дата	Взрыв	Расстояние до сейсмо-датчика, м	Масса ВВ на ступень замедления, кг	Кол-во ступеней замедления, шт	Смещение, мм	Скорость, м/с	Ускорение, м/с ²
27.05.2017	блок -245 м	934	1710	69	0,017	0,001	0,185
	блок -245 м	709	1710	69	0,022	0,002	0,313
	блок -245 м	357	1710	69	0,043	0,004	0,672
10.06.2017	блок -245 м	914	2020	79	0,035	0,002	0,263
	блок -245 м	923	2020	79	0,017	0,001	0,150
	блок +238 м	716	1000	160	0,022	0,001	0,174
	блок -245 м	949	2020	79	0,016	0,001	0,113
17.06.2017	блок -110 м	583	1520	165	0,029	0,002	0,400
	блок -110 м	680	1520	165	0,027	0,002	0,268
	блок -110 м	881	1520	165	0,033	0,003	0,219
16.09.2017	блок -125 м	382	1450	155	0,068	0,007	0,706
	блок -125 м	576	1450	155	0,052	0,003	0,268
	блок -245 м	325	2130	45	0,135	0,011	1,405
	блок -125 м	592	1450	155	0,042	0,003	0,229
	блок +322 м №12	1046	500	43	0,013	0,001	0,065
	блок -245 м	150	2130	45	0,263	0,033	5,137
23.09.2017	блок +70 м	109	1000	158	0,396	0,035	2,983
	блок -125 м	890	1800	134	0,018	0,001	0,154
	блок +70 м	110	1000	158	0,470	0,034	4,618
07.10.2017	блок -50 м	260	1870	86	0,285	0,028	3,056
	блок +70 м	85	1070	294	0,746	0,059	11,543
14.10.2017	блок -245 м	246	3220	68	0,147	0,018	2,976
	блок -245 м	299	3220	68	0,215	0,018	2,776
	блок -245 м	102	3220	68	0,533	0,065	12,729
	блок +310 м	956	1290	234	0,056	0,003	0,180
28.10.2017	блок -245 м	379	2670	90	0,043	0,006	1,045
	блок -110 м	186	1160	162	0,075	0,012	2,144
	блок -245 м	626	2670	90	0,048	0,004	0,515
	блок -110 м	317	1160	162	0,071	0,006	0,967
	блок +274 м	338	1400	217	0,051	0,005	0,664
	блок -245 м	1060	2670	90	0,018	0,001	0,114
	блок -65	319	3040	108	0,217	0,028	2,841

Зеленым цветом выделены сейсмоизмерения, проведенные при взрыве блоков с диагональной схемой коммутации взрывной сети.

Данные сейсмоизмерений при взрыве отрезных щелей глубиной 24 и 30 м

Дата	Взрыв	Расстояние до сейсмотачки, м	Масса ВВ на ступень замедления, кг	Кол-во ступеней замедления, шт	Смещение, мм	Скорость, м/с	Ускорение, м/с ²
22.04.2017	щель -35/-50	377	690	9	0,115	0,013	1,453
	щель -35/-50	414	690	9	0,063	0,006	0,730
29.04.2017	щель -35/-50	314	690	3	0,124	0,013	1,550
	щель -35/-50	270	690	3	0,292	0,032	4,425
06.05.2017	щель -35/-50	592	690	7	0,033	0,002	0,261
	щель -35/-50	660	690	7	0,031	0,002	0,265
	щель -35/-50	250	690	7	0,282	0,036	5,064
	щель -35/-50	218	690	7	0,287	0,029	3,708
13.05.2017	щель -35/-50	509	830	8	0,041	0,004	0,469
	щель -35/-50	195	830	8	0,315	0,038	8,094
	щель -35/-50	190	830	8	0,334	0,038	5,782
20.05.2017	щель -35/-50	193	832	9	0,246	0,026	4,087
	щель -35/-50	193	832	9	0,291	0,027	3,822
	щель -35/-50	190	832	9	0,400	0,033	4,867
	щель -35/-50	194	832	9	0,261	0,033	4,297
27.05.2017	щель +82/+70	96	584	5	0,888	0,068	11,999
	щель +82/+70	95	584	5	1,056	0,089	9,814
03.06.2017	щель -35/-50м	195	828	8	0,154	0,020	3,506
	щель -35/-50м	850	828	8	0,017	0,002	0,334
	щель -35/-50м	825	828	8	0,026	0,002	0,255
	щель -35/-50м	216	828	8	0,258	0,025	3,648
10.06.2017	щель +82/+70	81	795	10	0,961	0,110	18,982
	щель +82/+70	84	795	10	0,957	0,087	16,729
	щель -35/-50м	782	786	6	0,022	0,002	0,427
	щель -35/-50м	757	786	6	0,037	0,002	0,301
17.06.2017	щель +82/+70	79	648	12	0,535	0,055	10,103
	щель +82/+70	77	648	12	0,666	0,080	13,874
	щель -35/-50	747	495	3	0,011	0,001	0,253
	щель -35/-50	722	495	3	0,015	0,001	0,204
	щель -35/-50	322	495	3	0,085	0,009	1,033
	щель -35/-50	290	495	3	0,115	0,012	1,535
09.09.2017	щель -125/-140	345	895	15	0,010	0,001	0,061
	щель -125/-140	343	895	15	0,017	0,001	0,068
	щель -125/-140	522	895	15	0,027	0,002	0,103
	щель -125/-140	497	895	15	0,019	0,001	0,067
	щель -125/-140	439	895	15	0,018	0,001	0,064
	щель -125/-140	399	895	15	0,020	0,001	0,049

Окончание таблицы

Дата	Взрыв	Расстояние до сейсмоматчика, м	Масса ВВ на ступень замедления, кг	Кол-во ступеней замедления, шт	Смещение, мм	Скорость, м/с	Ускорение, м/с ²
21.10. 2017	щель -65/-80	1304	1003,5	11	0,021	0,001	0,132
	щель -65/-80	576	1003,5	11	0,888	0,068	11,999
	щель -65/-80	545	1003,5	11	1,056	0,089	9,814

Зеленым цветом выделены сейсмоизмерения, проведенные при взрыве отрезной щели глубиной 24 м.

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ
ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ КОЛЬСКОГО НАУЧНОГО ЦЕНТРА
РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК

«УТВЕРЖДАЮ»
Исполнительный директор
АО «Ковдорский ГОК»

« _____ » _____ 201__ г.

«УТВЕРЖДАЮ»
Врио директора ГИИ КНЦ РАН,
докт. техн. наук
С.В. Лукичев



_____ 201__ г.

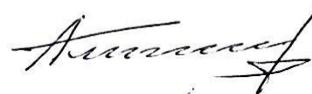
Дополнение к корректировке регламента

«ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ И ТЕХНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ
ВОЗМОЖНОСТИ УКРУЧЕНИЯ БОРТОВ КАРЬЕРА РУДНИКА «ЖЕЛЕЗНЫЙ»
В КОНЕЧНОМ ПОЛОЖЕНИИ, 2002 Г. НА ОСНОВЕ ИЗМЕНЕНИЯ
ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНОМ СТРОЕНИИ МАССИВА
И АНАЛИЗА ФАКТИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ БОРТОВ И УСТУПОВ КАРЬЕРА
В КОНТУРАХ ТЭО КОНДИЦИЙ» С УЧЕТОМ ИЗМЕНЕНИЯ ПОЛОЖЕНИЯ
КОНЕЧНОГО КОНТУРА ВОСТОЧНОГО УЧАСТКА
БОРТА КАРЬЕРА РУДНИКА «ЖЕЛЕЗНЫЙ»

хоздоговор № 26125 (202-0056055) от 26.12.2016 г.

Научный руководитель работы,
зам. директора института,
д.т.н., проф.

Ответственный исполнитель,
вед. науч. сотр., к.т.н.

 А.А. Козырев
 В.В. Рыбин

Апатиты
2017