

**Министерство образования и науки Российской Федерации**  
Федеральное государственное автономное образовательное  
учреждение высшего образования  
«Белгородский государственный национальный  
исследовательский университет»

В.Н. Тюпин

**ВЗРЫВНЫЕ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ  
В ТРЕЩИНОВАТЫХ НАПРЯЖЕННЫХ ГОРНЫХ  
МАССИВАХ**

Монография



Белгород 2017

УДК 622.235:622.831

ББК 33.133:38.58

Т 98

Рекомендовано к изданию редакционно-издательским советом факультета горного дела и природопользования НИУ «БелГУ» (протокол № 9 от 18.09.2017).

Рецензенты:

*Н.П. Сигачев*, доктор технических наук, профессор,  
директор Института природных ресурсов экологии и криологии СО РАН;

*Е.Т. Воронов*, доктор технических наук, профессор, зав. кафедрой БЖД  
Забайкальского государственного университета, заслуженный деятель науки РФ;

*М.В. Костромин*, доктор технических наук,  
профессор Забайкальского государственного университета

**Тюпин В.Н.**

Т 98 Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах: монография / В.Н. Тюпин. – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.

ISBN 978-5-9571-2380-4

В книге рассмотрены физические процессы во время ведения взрывных работ при подземной и открытой геотехнологиях и их влияние на устойчивость, удароопасность, буримость и взрываемость напряженных трещиноватых массивов горных пород. Впервые приведены варианты решения проблем горного производства, возникающих на стыке наук о разрушении пород взрывом и горной геомеханики. На основе промышленных экспериментов разработан механизм действия взрыва одного заряда ВВ, группы зарядов и при КЗВ групп зарядов ВВ в трещиноватых напряженных горных массивах с определением напряжений, деформаций, скоростей и временных параметров при распространении волн деформаций в виде соударения отдельностей. Получены теоретические формулы расчета радиусов зон действия взрыва, а также динамически устойчивых размеров обнажений и целиков при проходке горных выработок и камерных вариантах систем разработки.

На основании теоретических и промышленных экспериментальных исследований разработан ряд методов расчета параметров БВР и геомеханических параметров при открытой и подземной геотехнологиях. Разработаны новые взрывные способы разгрузки удароопасных массивов, взрывной отбойки руды от массива, интенсификации механической проходки восстающих и т.д. Результаты исследований использованы на рудниках и карьерах России и Забайкальского края.

Книга предназначена для научных работников, аспирантов и студентов, изучающих и исследующих направление «Науки о земле», а также может быть полезна проектировщикам и производственникам.

УДК 622.235:622.831

ББК 33.133:38.58

ISBN 978-5-9571-2380-4

© Тюпин В.Н., 2017

© НИУ «БелГУ», 2017

## ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ .....	6
ВВЕДЕНИЕ .....	8
ГЛАВА 1. ХАРАКТЕР ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ И ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТРЕЩИНОВАТОГО ГОРНОГО МАССИВА (ПО ЛИТЕРАТУРНЫМ ИСТОЧНИКАМ) .....	10
1.1. Механизм действия взрыва .....	12
1.2. Зоны действия взрыва .....	14
1.3. Влияние взрыва на напряженно-деформированное состояние горного массива .....	17
1.4. Влияние взрыва на удароопасность, устойчивость, буримость и взрываемость горного массива .....	20
1.5. Учет физико-технических свойств, напряженно-деформированного состояния и параметров трещиноватости горного массива в формулах расчета параметров БВР.....	22
ГЛАВА 2. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД .....	25
2.1. Размеры зон деформирования массива при взрывании зарядов ВВ .....	25
2.2. Изменение напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива при ведении взрывных работ .....	30
2.3. Параметры деформирования трещиноватого массива при взрывании на карьерах .....	42
2.4. Механизм действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве .....	46
2.5. Физико-технические свойства и напряженно-деформированное состояние горного массива, влияющие на его взрываемость, устойчивость, удароопасность и буримость .....	48
2.5.1. Базовые физико-технические свойства отдельностей горного массива Стрельцовского рудного поля .....	49
2.5.2. Параметры естественной трещиноватости горного массива на подземных и открытых разработках .....	50
2.5.3. Коэффициент трения между гранями отдельностей .....	53
2.5.4. Горное давление в зависимости от степени трещиноватости пород .....	54

2.5.5. Параметры макро- и микротрещиноватости пород в удароопасных массивах .....	56
<b>ГЛАВА 3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ТРЕЩИНОВАТОМ МАССИВЕ, НАХОДЯЩЕМСЯ В УСЛОВИЯХ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ .....</b>	<b>62</b>
3.1. Напряженное состояние безграничного массива при взрывании одиночного заряда ВВ .....	62
3.2. Компоненты напряжений и деформаций при взрыве одиночного заряда ВВ в горном массиве с учетом эффекта трения и горного давления .....	67
3.3. Распределение скоростей и времени перемещения отдельностей трещиноватого массива с расстоянием от заряда ВВ ...	68
3.4. Показатель усиления действия взрыва при одновременном взрывании группы цилиндрических зарядов ВВ .....	70
3.5. Напряженное состояние трещиноватого массива при взрыве одиночного и группы зарядов ВВ вблизи открытой поверхности ....	74
3.6. Показатель усиления действия взрыва при короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ .....	77
3.7. Размеры зон раздавливания, радиального трещинообразования, регулируемого дробления .....	80
3.8. Размеры зон остаточных напряжений и заколов .....	81
3.9. Характер изменения напряженного состояния массива при проведении одной или нескольких горных выработок .....	84
3.10. Параметры зоны регулируемого дробления при взрыве параллельно сближенных зарядов ВВ .....	88
3.11. Напряженное состояние земной коры и объектов при действии землетрясений и наземных взрывов .....	90
3.12. Параметры разрушения откосов железнодорожных выемок и порталов тоннелей при использовании высокоточного оружия ...	95
3.13. Численные расчеты и доказательство достоверности полученных теоретических зависимостей .....	99
<b>ГЛАВА 4. МЕТОДЫ РАСЧЕТА И СПОСОБЫ ИЗМЕНЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОГО МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА .....</b>	<b>103</b>
4.1. Способы взрывной разгрузки удароопасных участков горного массива при различных схемах подготовки и отработки блоков на рудниках ПАО ППГХО .....	103
4.1.1. Проходка одиночных выработок .....	107

4.1.2. Разгрузка межподэтажных целиков в районе активных тектонических разломов скважинными зарядами ВВ .....	112
4.2. Динамически устойчивые размеры обнажений горного массива при проходке выработок и на их сопряжениях .....	116
4.3. Безопасное отставание постоянной крепи от забоя выработки ....	120
4.4. Проведение выработок полигональной формы в гранитных массивах .....	122
4.5. Динамически устойчивые и ударобезопасные размеры целиков при проходке выработок и слоевой выемке руд .....	123
4.6. Динамически устойчивые размеры обнажений и целиков при камерных вариантах систем разработки .....	126
4.7. Динамическая прочность закладочного массива при поэтажно-камерной системе разработки .....	137
<b>ГЛАВА 5. МЕТОДЫ РАСЧЕТА И СПОСОБЫ ИЗМЕНЕНИЯ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА .....</b>	<b>143</b>
5.1. Расчет параметров БВР для обеспечения заданной степени дробления при подготовке трещиноватых массивов к подземному выщелачиванию и камерных вариантах систем разработки .....	143
5.2. Расчет параметров БВР при отработке маломощных урановых рудных тел с целью снижения разубоживания .....	147
5.3. Разработка способов повышения выхода заданного гранулометрического состава при нисходящей слоевой выемке урановых руд .....	150
5.4. Расчет рациональных параметров БВР при проходке выработок в удароопасных горных массивах .....	156
5.5. Интенсификация проходки восстающих комбайном 2-КВ с использованием энергии взрыва .....	160
5.6. Расчет параметров БВР на карьерах с целью получения заданной степени дробления .....	167
5.7. Разработка и использование П-образных и замкнутых схем короткозамедленного взрывания при дроблении крупноблочных, нарушенных массивов взрывом .....	171
<b>ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....</b>	<b>179</b>
<b>ИСПОЛЬЗОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА И ДРУГИЕ ИСТОЧНИКИ .....</b>	<b>182</b>

*Посвящается  
светлой памяти моего учителя,  
крупного ученого в области «Разрушения пород взрывом»,  
замечательного педагога и организатора  
Кутузова Бориса Николаевича*

## ПРЕДИСЛОВИЕ

В горном производстве, на подземных (ПГР) и открытых (ОГР) горных разработках энергию взрыва применяют с целью подготовки горно-рудной массы к выемке, для формирования в горном массиве подземных выработок и камер различного назначения, траншей и съездов, для взрывной подготовки массива к подземному (ПВ) выщелачиванию. Кроме того, энергию взрыва используют с целью снижения напряженного состояния удароопасных и выбросоопасных горных массивов, для интенсификации подземного и кучного выщелачивания, для взрывной транспортировки горнорудной массы и т. д.

Результаты воздействия взрыва на массив горных пород можно установить на основе знаний физико-химических процессов в трех областях.

Во-первых, это знания в области физико-химических процессов, происходящих во взрывчатом веществе (ВВ) при его детонации.

Во-вторых, для определения результатов воздействия взрыва на массив горных пород необходимо знать физико-технические свойства (ФТС) и структурные особенности (трещиноватость) этого массива.

В-третьих, для определения результатов действия взрыва на трещиноватый горный массив необходимо знать его напряженно-деформированное состояние (НДС), которое обеспечивается гравитационным горным давлением, тектоническими силами и концентрацией напряжений вблизи обнажений.

Перечисленное выше обосновывает необходимость решения научной проблемы, возникшей на стыке наук о разрушении пород взрывом и горной геомеханики.

Целью настоящей монографии является развитие теории действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве, разработка научных основ количественной оценки параметров изменения НДС и ФТС массива, разработка научно-методической документации для рационального использования энергии взрыва и определения устойчивых геомеханических параметров при подземных и открытых горных разработках.

Данная монография имеет классическую структуру и изложена в следующей последовательности: анализ литературных источников – эксперимент – теория – практика.

В главе 1 дано состояние изученности вопроса и анализ факторов, определяющих характер действия взрыва на состояние и свойства трещиноватого горного массива.

В главе 2 приведены экспериментальные исследования по определению параметров свойств и состояния напряженного, трещиноватого горного массива после ведения взрывных работ. Приведены физико-технические свойства, напряженное состояние, параметры трещиноватости горных массивов объектов ПАО ППГХО и параметры трещиноватости на карьерах комбината «Ураласбест». Разработан механизм деформирования и разрушения трещиноватого напряженного горного массива и формирования зон его деформирования.

В главе 3 приведены теоретические исследования действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве с определением параметров полей напряжений, деформаций, скоростей, времени и геометрических параметров зон деформирования массива при взрывании одиночного заряда ВВ, мгновенном взрывании группы зарядов, КЗВ групп зарядов ВВ, а также при землетрясениях и наземных взрывах. Доказана достоверность полученных теоретических и инженерных зависимостей.

В главе 4 приведены методы расчета, способы и научно-технические решения с целью направленного изменения напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива горных пород вблизи открытой поверхности с использованием энергии взрыва.

В главе 5 приведены способы ведения БВР и методы расчета параметров с целью направленного изменения физико-технических свойств трещиноватого или нарушенного горного массива с использованием энергии взрыва при подземной и открытой геотехнологиях.

Автор выражает глубокую благодарность д. т. н., профессору МГГУ Б.Н. Кутузову, д. т. н., профессору ВНИПИПТ В.Н. Мосинцу за участие в выборе направления исследований в начале своей научной деятельности.

Исключительную благодарность автор выражает коллегам из ВНИПИПТ, СибНИПИПТ, инженерно-техническим работникам подразделений ПАО ППГХО, ОАО «Ураласбест» и Тырныаузского ВМК, Забайкальского ГОКа, ФГУГП «Читагеологоразведка» за помощь в проведении экспериментальных исследований, опытно-промышленной проверки и содействие во внедрении научно-практических разработок.

## ВВЕДЕНИЕ

В настоящее время переход Российской Федерации от плановой экономики к рыночным отношениям все настойчивее требует снижения себестоимости добываемого полезного ископаемого как на подземных (ПГР), так и на открытых (ОГР) горных разработках. Вхождение России в мировой рынок налагает на производителей жесткие требования к уровню цены на выпускаемую продукцию, и превышение мировых цен может привести предприятие к банкротству.

Необходимым технологическим процессом, занимающим существенную долю в себестоимости добычи полезного ископаемого, является комплекс буровзрывных работ. Кроме того, геомеханические параметры, определяющие динамически устойчивые размеры обнажений и целиков горного массива, определяют качество руды по содержанию полезного компонента, обеспечивают безопасность горных работ и экологическую безопасность.

В научной литературе о взрыве в твердых средах экспериментально установлено наличие 5 зон действия взрыва, которые по мере удаления от заряда именуется: зона раздавливания, зона радиального трещинообразования (вместе эти зоны называют зоной дробления, и она имеет размер  $(8-30)d_3$ ,  $d_3$ - диаметр заряда ВВ), зона заколов, зона сотрясений и зона колебаний. Наиболее подробно изучены в экспериментальном и аналитическом плане зоны раздавливания, радиального трещинообразования и зона колебаний. Лишь экспериментально, на отдельных месторождениях, отрабатываемых открытыми или подземными горными разработками, определены размеры зоны заколов и сотрясений, которые соответственно равны  $(10-60)d_3$  и  $(40-150)d_3$ , что в несколько раз превышает размер зоны дробления. Однако механизм образования этих зон под действием взрыва, а, следовательно, параметры напряженно-деформированного состояния (НДС) и физико-технические свойства (ФТС) окружающего взрыв массива оказались не изученными. С другой стороны параметры напряженно-деформированного состояния и свойств массива в этих зонах существенно влияют на устойчивость обнажений, параметры крепления выработок и камер, устойчивые размеры целиков. Известно, что горные удары происходят во время ведения взрывных работ в 60-70 % случаев, следовательно, взрыв изменяет НДС массива в зонах заколов и сотрясений при подготовке и отработке удароопасных месторождений. Кроме того, взрывание очередного блока или забоя производят в зонах заколов или сотрясений, и учитывать свойства и НДС массива в этих зонах необходимо для правильного выбора параметров БВР как на ОГР, так и на ПГР. Знания о свойствах и состоянии этих наведенных взрывом зон, возможно, позволят предупреждать удароопасные ситуации с использованием энергии взрыва, снижать степень буримости и взрываемости пород.

Все это в комплексе позволит снизить себестоимость добычи полезного ископаемого и создать условия для обеспечения безопасности горных работ при разработке удароопасных месторождений.

Основная идея настоящей монографии заключается в разработке механизма действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве и его математического описания, что создает условия для управления энергией взрыва и определения необходимых геомеханических параметров в различных технологических процессах горного производства.

В монографии теоретически и экспериментально доказан физический механизм образования зон заколов и остаточных напряжений (деформаций) под действием взрыва в трещиноватом напряженном горном массиве.

Получены теоретические зависимости по определению параметров напряжений, деформаций, скоростей, временных характеристик и геометрических размеров зон действия при взрывании одиночного заряда ВВ, группы зарядов ВВ и короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ. Зависимости разработаны для трещиноватых напряженных горных массивов, вблизи открытой поверхности и включают в себя базовые физико-технические свойства горных пород, параметры трещиноватости массива, основные детонационные характеристики ВВ и необходимые горнотехнические параметры.

Для напряженных трещиноватых горных массивов разработаны теоретические зависимости, методы расчета параметров БВР и эффективные научно-технические решения по использованию энергии взрыва с целью предупреждения динамических проявлений горного давления, разгрузки удароопасных участков массива, а также теоретические формулы и методики расчета динамически устойчивых и ударобезопасных размеров целиков и обнажений горного массива при проходке выработок и камерных вариантов систем разработки.

Для трещиноватых, напряженных горных массивов получены теоретические зависимости, методы расчета и способы использования энергии взрыва с целью обеспечения заданной степени дробления трещиноватого массива на ПГР и ОГР, с целью интенсификации проходки восстающих комбайном 2-КВ, а также для улучшения качества дробления с помощью конструкции заряда и схем КЗВ.

В монографии доказана достоверность предложенных методов и способов путем промышленных испытаний и промышленного использования научных разработок на ряде объектов ПГР и ОГР.

## **Глава 1. ХАРАКТЕР ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ И ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ТРЕЩИНОВАТОГО ГОРНОГО МАССИВА (ПО ЛИТЕРАТУРНЫМ ИСТОЧНИКАМ)**

В настоящее время, в горном производстве, на подземных (ПГР) и открытых (ОГР) горных разработках энергию взрыва применяют с целью подготовки горно-рудной массы к выемке, для формирования в горном массиве подземных выработок и камер различного назначения (ПГР), траншей и съездов (ОГР), для взрывной подготовки массива к подземному (ПВ) и кучному (КВ) выщелачиванию. Кроме того, энергию взрыва используют с целью снижения напряженного состояния удароопасных и выбросоопасных горных массивов, для интенсификации подземного и кучного выщелачивания, для взрывной транспортировки горнорудной массы и т.д.

Результаты воздействия взрыва на твердую среду (горный массив) можно установить на основе знаний физико-химических процессов в трех областях.

Во-первых, это знания в области физико-химических процессов, происходящих во взрывчатом веществе (ВВ) при его детонации. Фундаментальные исследования в этой области проведены Ф.А. Баумом, А.Н. Дреминым, Л.В. Дубновым, К.П. Станюковичем и др. [9,10,25] с определением основных детонационных характеристик взрывающегося ВВ (давление, температура, скорость детонации, плотность, химический состав газов и т.д.).

Во-вторых, для определения результатов воздействия взрыва на массив горных пород необходимо знать физико-технические свойства и структурные особенности (трещиноватость) этого массива. Физико-технические свойства (ФТС) горных массивов включают в себя физико-механические свойства горных пород (прочностные, упругие, плотностные и т.д.) и горно-технологические параметры (крепость, вязкость, буримость, взрываемость, удароопасность, устойчивость и т.д.). Массив горных пород имеет свои структурные особенности – то есть рассечен естественными трещинами с той или иной интенсивностью. На результаты действия взрыва наибольшее влияние оказывают трещины III порядка по [77], которые делят массив на отдельные более или менее правильной формы.

Наиболее детально в структурном отношении массив горных пород изучен учеными геологами В.В. Белоусовым, Л.И. Нейштадтом, П.Н. Панюковым, Е.М. Пермяковым, М.М. Протодьяконовым (младшим), В.Н. Рацем, К.В. Руппенейтом, С.Н. Чернышевым и др. [12,64,67,68,75,77,86]. При этом установлено, что наличие естественной трещиноватости существенно изменяет физико-механические свойства массива в сравнении со слагающими его отдельностями или образцами горных пород.

Методики определения и замеры физико-технических свойств образцов горных пород разработаны и проведены учеными И.В. Баклашовым,

Л.И. Бароном, Ю.А. Векслером, М.П. Волоровичем, Ж.С. Ержановым, Г.Н. Кузнецовым, С.В. Кузнецовым, Г.Я. Новиком, М.М. Протодьяконовым (младшим), В.В. Ржевским, И.А. Турчаниновым, Н.А. Цытовичем и др. и отражены в работах [81,99,102,150].

В третьих, для определения результатов действия взрыва на трещиноватый горный массив необходимо знать его естественное напряженно-деформированное состояние (НДС), которое обеспечивается гравитационным горным давлением и тектоническими силами. Влияние горного давления на результаты действия взрыва экспериментально в лабораторных и в производственных условиях исследовано и изложено в работах [26,29,90,153,164]. В работе [29] экспериментально в стеклянных моделях установлено, что с увеличением статического напряжения радиальные трещины, образованные после взрыва заряда ВВ, имеют склонность к ориентированию в направлении сжимающей нагрузки. В работе [90], опыты, выполненные на установке высокого давления после взрыва удлиненных зарядов ВВ в диабазе, известняке и горючем сланце показывают, что в прочном диабазе радиус зоны трещинообразования практически не изменяется. В менее прочных, известняке и горючем сланце, радиус зоны радиального трещинообразования уменьшается с  $50r_3$  до  $(12\div 17)r_3$  (где  $r_3$  – радиус заряда ВВ) при увеличении давления с 0 до  $(50\div 60)$  МПа. В работе [26] приведены данные о повышении удельного расхода ВВ на отбойку при увеличении горного давления или глубины разработки.

Энергия взрыва на ПГР и ОГР используется эффективно благодаря широким исследованиям процесса взрывного разрушения массивов горных пород, проведенных российскими учеными Е.Г. Барановым, Л.И. Бароном, А.Ф. Беляевым, О.Е. Власовым, Г.П. Демидюком, М.Ф. Друкованным, Б.Н. Кутузовым, Ф.И. Кучерявым, В.Н. Мосинцом, Г.И. Покровским, Н.Я. Репиным, В.Н. Родионовым, В.К. Рубцовым, М.А. Садовским, А.Ф. Сухановым, А.Н. Ханукаевым и др., а также зарубежными учеными У. Лангефорсом, К. Хино, К. Кильстремом и др. Эти исследования способствовали значительному прогрессу в понимании механического эффекта действия взрыва и развитию совершенных методов управления его энергией. Однако, ученые в своих работах, как правило, учитывали не все базовые параметры, свойства и состояние горного массива, а также параметры детонации ВВ из приведенных областей знаний, определяющие результат действия взрыва в горном массиве.

Для более полного понимания процесса деформирования и разрушения трещиноватого массива взрывом ниже проанализированы литературные источники на предмет установления: механизма действия взрыва, размеров зон действия взрыва, влияния взрыва на горно-технологические свойства массива (устойчивость, удароопасность, буримость и взрываемость), результатов действия взрыва в различных по своим физико-техническим свойствам и напряженному состоянию массивах горных пород.

## 1.1. Механизм действия взрыва

Несмотря на то, что в последнее время познания о природе взрыва значительно расширились, единая точка зрения о физической сущности механизма действия взрыва в массиве горных пород отсутствует. Существует большое разнообразие гипотез по этому вопросу, анализ которых дан в [39]. Они могут быть разделены на два принципиальных направления.

Первая гипотеза основывается на распространении волны деформаций (напряжений), которая и определяет параметры разрушения и деформирования окружающего массива.

Вторая гипотеза предполагает, что разрушение и деформирование горного массива происходит под действием волны напряжения и при последующем квазистатическом расширении продуктов детонации (ПД) – «поршневое» действие взрыва.

Примером первой гипотезы является представление о действии взрыва в массиве Г.И. Покровского [73]. Согласно его мнению при детонации заряда ВВ вблизи поверхности заряда порода раздавливается, частицы ее получают движение в радиальном направлении и смещаются вслед за фронтом волны деформаций. По мере удаления от заряда напряжения в породе быстро падают, на определенном расстоянии они становятся меньше временного сопротивления породы раздавливанию. Так образуется зона раздавливания.

Волна деформаций, распространяющаяся дальше от заряда, вызывает образование и распространение во все стороны от заряда серии радиальных трещин. На определенном расстоянии от заряда ВВ растягивающие, тангенциальные напряжения в породе становятся меньше временного сопротивления породы на разрыв и рост радиальных трещин прекращается. Так образуется зона радиальных трещин. После удаления волны деформаций за зону радиальных трещин давление в зарядной камере падает, порода вблизи заряда разгружается и движется к центру заряда. Поэтому в пределах зоны радиальных трещин может появиться ряд кольцевых трещин. При наличии открытой поверхности вблизи заряда ВВ волна деформаций отражается от нее, и к зарядной полости движется волна разряжения, вызывающая растягивающие напряжения в среде. Волна разряжения производит более значительные разрушения, чем волна сжатия, образуя между зарядом и открытой поверхностью трещины откола параллельные поверхности.

Приблизительно аналогичных физических взглядов придерживается и В.Н. Мосинец [61], более подробно рассматривая действие волны напряжения. Правда, для трещиноватых и нарушенных массивов он говорит о том, что трещина с раскрытием 1-2 мм в 10-100 раз снижает напряжение на фронте волны и далее происходит процесс соударения отдельных частей массива под действием мощной волны сжатия.

В основном аналогичные с Г.И. Покровским взгляды излагает в своих работах и А.Н. Ханукаев [155]. Но, при этом, он приближается ко второй гипотезе, указывая на то, что в песках, супесях, глинах (акустическая

жесткость до  $5 \cdot 10^6$  кг/м<sup>2</sup>·с) массив разрушается при расширении продуктов взрыва. Породы с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протоdjяконова от 1 до 10 (акустическая жесткость  $(5 \div 10) \cdot 10^6$  кг/м<sup>2</sup>·с) разрушаются за счет действия волны напряжения и под воздействием газов взрыва. Породы с акустической жесткостью до  $(15 \div 25) \cdot 10^6$  кг/м<sup>2</sup>·с разрушаются в основном за счет волн напряжений.

Вторую гипотезу разрушения горного массива излагает Г.П. Демидюк [21], который указывает, что после возникновения ударной волны давление продуктов детонации (ПД) еще высокое, часть общей энергии взрыва остается в газах взрыва и передается окружающей среде «поршневым» действием продуктов детонации.

Учитывая факт, что реальный горный массив является пронизанным естественными трещинами Б.Н. Кутузов подразделяет весь разрушенный объем на две характерные зоны и раскрывает основы механизма дробления трещиноватого массива взрывом. Первая зона – зона регулируемого дробления, находится в непосредственной близости от заряда. Дробление в этой зоне происходит за счет действия волн напряжений и давления газов взрыва, причем, отдельности здесь разрушаются на значительное количество кусков. В результате динамического воздействия породы зоны регулируемого дробления, разрушаются отдельности, слагающие остальной наиболее удаленный объем взрываемого массива. Разрушение отдельностей в этой зоне происходит на две-три части и носит вероятностный характер, зависящий от наличия дефектов в отдельностях. Эта зона называется зоной практически нерегулируемого дробления [43]. То есть по Б.Н. Кутузову происходит динамическое соударение породы зоны регулируемого дробления с породой зоны практически нерегулируемого дробления.

Позже об эффекте соударения отдельностей с трещиноватом массиве пишет А.А. Черниговский [159]. Вместо разрушающей волны сжатия при взрыве в монолитном массиве, для трещиноватого массива он вводит понятие о волне уплотнения. Процесс разрушения отдельностей в массиве с трещинами, заполненными воздухом, по мнению А.А. Черниговского происходит за счет движения отдельностей от заряда и их соударения. Если трещины заполнены рыхлым заполнителем, то ближайшие к заряду отдельности дробятся волной сжатия, а более удаленные – за счет неупругого соударения отдельностей.

В работе [71] экспериментально, в лабораторных условиях доказано, что при разрушении блочных сред взрывом газообразные продукты детонации выполняют до 80 % общей работы по дроблению материала.

Таким образом, анализ научной литературы показал, что в реальных трещиноватых горных массивах наиболее приемлема гипотеза деформирования и разрушения массива, основанная на совместном действии волн напряжения и квазистатического давления газообразных ПД. Однако вторая гипотеза распространяется и рассматривает зоны раздавливания и радиального трещинообразования – то есть зону дробления массива. Как

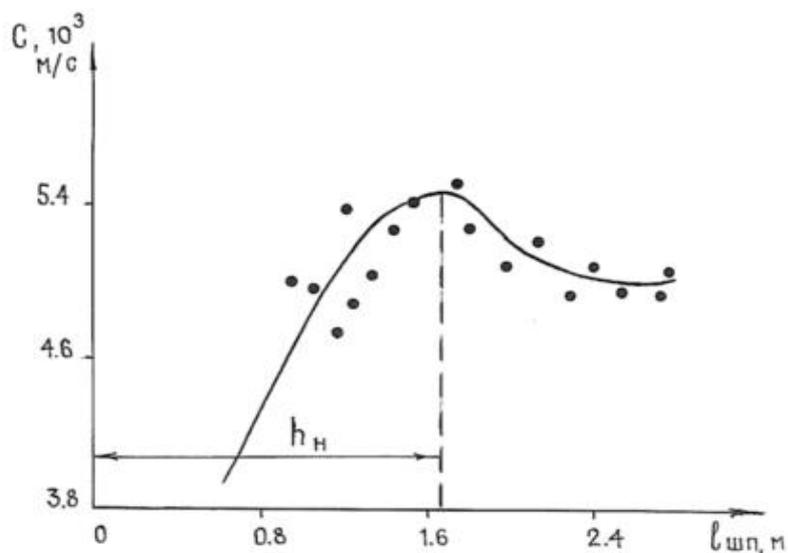
показано ниже, за зоной дробления обнаружены зоны заколов и сотрясений, механизм образования которых еще не выяснен.

## 1.2. Зоны действия взрыва

В разделе 1.1. помимо механизма действия взрыва рассмотрены и зоны действия взрыва. Для монолитных массивов это зона раздавливания, находящаяся вблизи заряда ВВ, в которой давление продуктов взрыва  $(1\div 10)\cdot 10^9$  Па превышает предел прочности породы на всестороннее сжатие. На большем расстоянии от заряда находится зона радиальных и кольцевых трещин, которая возникает в результате действия тангенциальных, растягивающих напряжений под действием волны напряжения и за счет смещения разрушенного радиальными трещинами массива к зарядной полости. При наличии вблизи заряда ВВ открытой поверхности в зоне между зарядом и поверхностью возникают откольные трещины, примерно параллельные и перпендикулярные открытой поверхности [13,61,73]. Указанные зоны действия взрыва называются зоной разрушения (дробления). Именно исследования в этой зоне необходимы для главного процесса в горном процессе – отбойки горной породы от массива. Поэтому преобладающее число научных работ теоретического и экспериментального плана посвящено исследованиям как механизма, так и параметрам зоны разрушения (дробления) в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Однако опыт ведения ВР на ОГР и ПГР показал, что помимо зоны разрушения существуют и другие зоны действия взрыва, расположенные за границей зоны дробления.

Л.И. Барон, И.А. Турчанинов и А.В. Ключников [8] на основе анализа литературных источников при строительстве Токтогульской, Нурекской и Ингурской ГЭС и экспериментальных исследований с использованием ультразвуковых, реометрических и оптических приборов контроля на рудниках Кольского полуострова выделяют еще одну зону – зону нарушений. При этом авторы отмечают, что аналитически определить размеры этой зоны на основе строгих методов не удалось. Размеры зон нарушений, экспериментально определенные в [37] ультразвуковым методом по скорости продольной волны между парой шпуров длиной 3 м, приведены в табл. 1.1. При этом глубина нарушенной зоны принималась равной расстоянию от контура выработки до середины области максимальных скоростей ультразвука в массиве (рис. 1.1).



**Рис.1.1. Типичная экспериментальная зависимость скорости ультразвуковых волн (с) от контура тоннеля ( $l_{шп}$ ) в трещиноватых массивах Нурекской ГЭС:**  
 $h_n$  – глубина зоны нарушения

Таблица 1.1

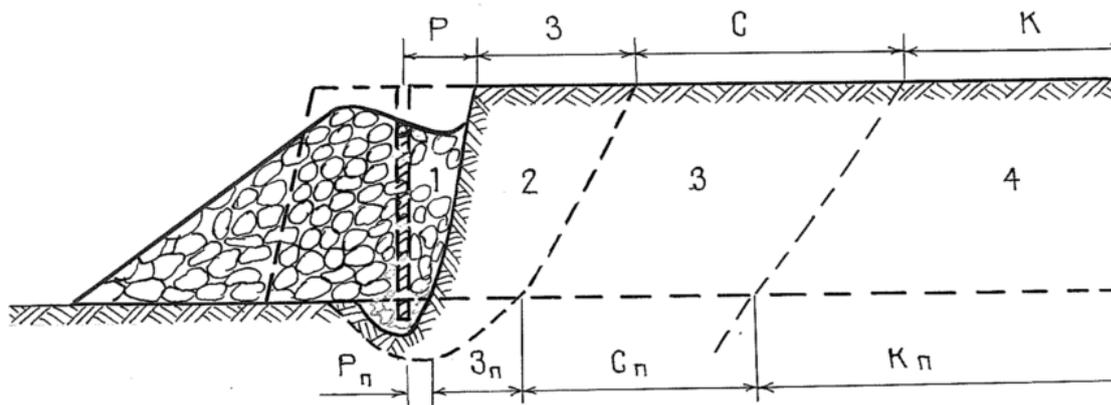
Результаты экспериментальных определений размеров зоны нарушенных пород вокруг тоннелей ультразвуковым методом [37]

Наименование ГЭС, тоннеля	Наименование породы, $f$ , размер отдельности	Размеры тоннеля, м×м	Глубина от поверхности земли, м	Глубина зоны нарушения, м
Токтогульская, Строительный тоннель Подходный тоннель	Известняки разнозернистые, тонкослоистые, $f=7-8$ , $d_e=0,15-0,4$ м	15,4×7,2 8,0×6,6	180-200 170	1,7-2,2 1,0-1,4
Нурекская	Алевриты с прослоями песчаника, $f=7-10$ , $d_e=0,2-1,0$ м	16,5×7,2	130-200	1,3-1,8
Ингурская	Известняки среднеслоистые, тонкослоистые, $f=6-8$ , $d_e=0,2-0,6$ м	12,0×5,5	70-150	1,1-2,1

Примечание:  $f$  – коэффициент крепости по М.М. Протоdjаконову,  $d_e$  – среднее расстояние между естественными трещинами.

Наиболее ярко зоны деформирования трещиноватого массива взрывом выделяются на открытых горных разработках.

В работе [149] на основе исследований Г.И. Покровского [72] и анализа экспериментальных исследований на ОГР приведена наиболее реальная картина зон действия взрыва (рис. 1.2) и даны размеры зон действия взрыва в зависимости от степени трещиноватости горных массивов (табл. 1.2).



**Рис.1.2. Зоны деформирования массива взрывом: 1 – зона разрушения; 2 – зона заколов; 3 – зона сотрясений; 4 – зона колебаний**

Таблица 1.2

Размеры зон нарушений на ОГР в различных по степени трещиноватости массивах

Характеристика пород	Размеры зон нарушений в диаметрах заряда ВВ					
	на поверхности уступа			на уровне подошвы уступа		
	$P$	$3$	$C$	$P_{II}$	$3_{II}$	$C_{II}$
Сильнотрещиноватые ( $n > 3\%$ )	8-22	17-65	85-170	4-10	4-13	42-85
Средней трещиноватости ( $n = 1,5-3,0\%$ )	2-5	9-26	30-65	1-2	2-5	15-32
Мало трещиноватые ( $n = 1,5\%$ )	2	12	-	-	-	-

Примечание:  $n$  – объемная трещинная пустотность горного массива.

Однако в работе [149] зоны  $P$ ,  $3$ ,  $C$  авторы объединяют под общим названием зоны трещинообразования, тем самым указывая на то, что в этих зонах даже на расстоянии 170 диаметров заряда происходит раскрытие естественных трещин в массиве. Не раскрыт в работе и механизм образования этих зон.

Экспериментально, в промышленных условиях на ОГР размеры зон установил В.Н. Мосинец [63], подтвердив исследования, изложенные в [72,149]. Исследования [63] проводились путем бурения скважин глубиной 25 м на различном расстоянии от взорванного блока и их прозвучивания сейсмическими волнами. Анализ этих экспериментов по изменению скорости –распространения волн позволил сделать автору вывод о наличии зон дробления, нарушения, сотрясения и естественного состояния массива. При этом, зона нарушения (заколов по [72,149]) характеризуется раскрытием макро и микротрещин. Зона сотрясений характеризуется незначительным раскрытием естественных макротрещин. То есть В.Н. Мосинец связывает образование зон с раскрытием макро и микротрещин, не раскрывая

механизма их образования под действием взрыва в трещиноватом горном массиве.

Таким образом, к настоящему времени, как на ПГР, так и на ОГР выделено четыре зоны действия взрыва: зона дробления (разрушения) (состоит из зоны раздавливания и радиальной трещиноватости), зона заколов, зона сотрясений и зона колебаний (или зона естественного состояния массива). При наличии вблизи заряда открытой поверхности выделяют еще и зону выброса.

Весьма подробно аналитически и экспериментально изучены параметры зоны дробления и зоны выброса, так как эти зоны играют решающую роль в главном процессе – отбойке породы от массива. Весьма подробно изучено действие взрыва в зоне колебаний - зоне сейсмического действия взрыва [56,61], так как сейсмика взрыва оказывает решающее значение на устойчивость зданий и сооружений, окружающих горный объект.

Знания о свойствах и состоянии зон заколов и сотрясений ограничиваются лишь отдельными параметрами, то есть размером зон, определенных экспериментально на отдельных горных предприятиях, скоростью продольных волн, величиной раскрытия трещин. Механизм образования этих зон под действием взрыва до конца не изучен, поэтому нет и аналитического определения их размеров в реальных трещиноватых горных массивах с различными горно-геологическими свойствами, в различных горнотехнических условиях.

Вместе с тем, определенный в промышленных условиях суммарный размер зон заколов и сотрясений, в 2-10 раз превышает размер зоны дробления (табл. 1.2), а свойства и состояние массива в этих зонах, находящихся вблизи образованного взрывом обнажения, влияют на устойчивость массива на ПГР и ОГР, на удароопасность массива на месторождениях, склонных к горным ударам, на буримость и взрываемость массива, так как буровзрывные работы последующего цикла производят в массиве после воздействия на него предыдущего взрыва.

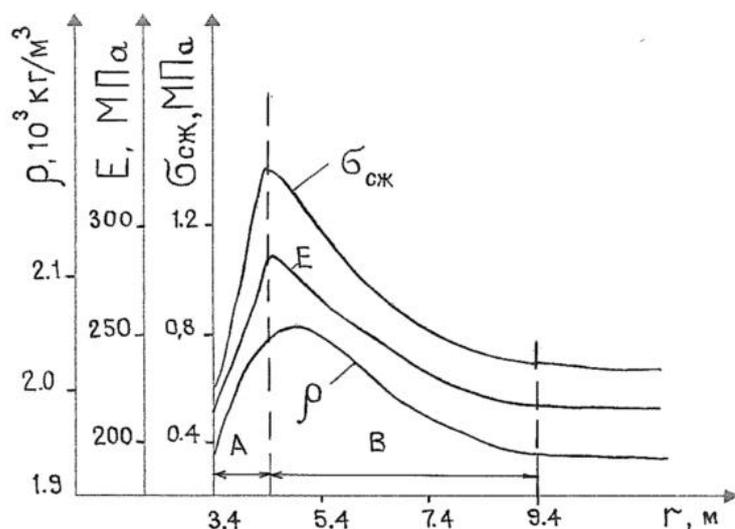
### **1.3. Влияние взрыва на напряженно-деформированное состояние горного массива**

Имеется незначительное число работ экспериментального и аналитического плана, в которых указывается, что при взрыве зарядов ВВ в массиве, напряженно-деформированное состояние (НДС) его за границей зоны дробления изменяется. Эффект изменения напряженно-деформированного состояния в зоне сотрясений установлен автором настоящей монографии при проведении экспериментальных работ на карьерах комбината «Ураласбест» путем установки реперов за границами взрываемого блока и замером расстояния между ними до и после проведения массового взрыва. Подробно об этом изложено в главе 2 настоящей монографии. Впервые, в 1979 и 1983 гг. в работах авторов [47,48] раскрыт

механизм образования зон заколов и сотрясений. При этом указано, что в зоне заколов, в момент действия взрыва, происходят упругие деформации в отдельностях и «пластические» на берегах трещин. После падения давления в зарядных полостях упругая реакция массива приводит к смещению его в сторону зарядной полости с образованием заколов по естественным трещинам. Зона сотрясений формируется в результате радиального от заряда смещения и воздействия на нее породы зон дробления и заколов. В зоне сотрясений помимо деформаций на берегах трещин происходят и упругие деформации в отдельностях массива. Зависимость деформаций с расстоянием от зарядов ВВ приведена на рис. 2.15 и говорит о наличии остаточного напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива в зоне сотрясений.

Исследования физико-механических свойств глинистых пород в окрестности подземных емкостей, образованных камуфлетным взрывом, описанные в [3– 1986 г.], проводились Н.А. Евстроповым, А.С. Добиной, В.И. Смирновым. Для глинистых пород выделено две области действия взрыва: область интенсивной трещиноватости и область уплотнения (рис. 1.3).

При этом в области уплотнения плотность глинистых пород увеличивается после взрыва с  $1,95 \cdot 10^3$  до  $2,05 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>, модуль упругости с 220 МПа до 280 МПа, предел прочности на сжатие с 0,7 МПа до 1,3 МПа. Этот промышленный эксперимент косвенно говорит о том, что в зоне уплотнения сформировалась зона остаточных деформаций.

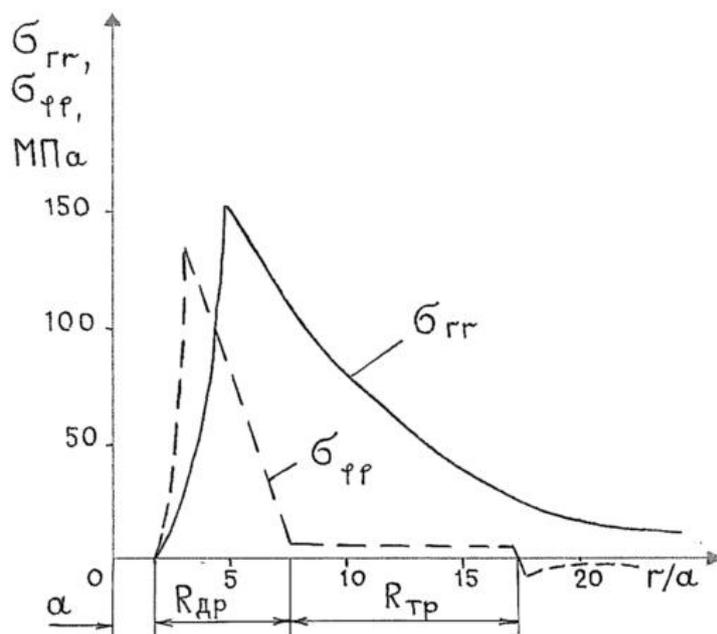


**Рис.1.3. Распределение плотности  $\rho$  (1), модуля деформаций  $E$  (2) и предела прочности  $\sigma_{сж}$  (3) глинистых пород в окрестности подземной емкости, образованной камуфлетным взрывом по Н.А. Евстропову: А – зона трещиноватости, В – зона уплотнения**

Аналитически предполагает наличие остаточного напряженно-деформированного состояния В.Н. Родионов и др. [83 – 1986 г.] при производстве подземных ядерных взрывов. Эффект появления остаточных

напряжений здесь объясняется образованием значительного объема пустот (порядка  $10^4$  м<sup>3</sup>/кт) в зоне разрушения, возникших в результате появления трещин. Горная порода, которая до взрыва занимала этот объем пустот, после взрыва оказывается вытесненной в зону упругих деформаций. В результате, в породном массиве, окружающем разрушенную среду, возникают остаточные напряжения и деформации. Согласно аналитическим исследованиям [83] остаточные радиальные и азимутальные напряжения в основном находятся в пределах зоны дробления (рис. 1.4), хотя авторами отмечено, что при ядерных взрывах изменение напряженного состояния происходит в объеме, превосходящем объем разрушения примерно на порядок.

Известны многочисленные исследования изменения свойств и НДС массива вблизи выработки, проводимой буровзрывным способом [8, 37, 41], где на расстоянии от контура выработки происходит существенное изменение физико-технических свойств массива и его НДС (типичный пример см. на рис. 1.1). При этом авторы сходятся во мнении, что зона, в которой скорость продольной волны менее скорости в ненарушенном массиве – есть результат действия взрыва. Зона, в которой скорость продольной волны превышает скорость в ненарушенном массиве – есть результат опорного давления, создаваемого путем перераспределения начального горного давления за счет выемки участка массива.



**Рис.1.4. Распределение остаточных радиальных ( $\sigma_{гр}$ ) и азимутальных ( $\sigma_{\phi\phi}$ ) напряжений в горной породе после подземного ядерного взрыва с расстоянием ( $r/a$ ) по В.Н. Родионову и др.:  $a$  – радиус заряда;  $R_{др}$  – радиус зоны дробления;  $R_{тр}$  – радиус зоны радиальных трещин**

Обобщенный анализ литературных источников на ОГР, приведенный в [33], указывает на наличие остаточных деформаций массива на расстоянии до 70 м от места производства массового взрыва и зависит от прочностных свойств массива, энергии взрыва и т.д. Величина деформаций массива после

проведения массовых взрывов составляет: на расстоянии 10 м 0,1-0,35 м, на расстоянии 50-70 м 6-10 мм при взрывании железистых кварцитов на карьерах Курской магнитной аномалии. Но согласно закону Гука остаточные деформации пропорциональны напряжениям. То есть можно предположить, что в массиве на ОГР имеется измененное остаточное напряженное состояние массива, вызванное действием взрыва.

Таким образом, анализ литературных источников и работ автора настоящей монографии говорит о том, что действие взрыва обеспечивает изменение остаточного напряженно-деформированного состояния и физико-технических свойств массива за пределами зоны дробления.

С другой стороны, в современной литературе, имеются данные, согласно которым НДС и физические свойства горного массива определяют его удароопасность, устойчивость, буримость и взрываемость.

#### **1.4. Влияние взрыва на удароопасность, устойчивость, буримость и взрываемость горного массива**

Влиянию промышленных взрывов на удароопасность и выбросоопасность окружающего его массива посвящено небольшое количество работ [29, 90]. Наиболее подробно действие промышленных взрывов при проходке выработок на глубоких горизонтах выбросоопасных угольных шахт изучено в [29]. Анализ лабораторных и промышленных экспериментов позволило авторам сделать следующие выводы:

1. Для снижения выбросоопасности массива при проходке выработок необходимо применять низкобризантные ВВ.

2. Применение демпфирующих прокладок, расположенных вдоль заряда со стороны контура выработки снижает частоту и интенсивность выбросов пород.

3. Обратное инициирование зарядов ВВ в шпурах может применяться как метод снижения частоты проявления и интенсивности выбросов породы.

4. При уменьшении удельного расхода ВВ и расположении заряда между забоем выработки и зоной опорного давления снижается вероятность выбросоопасных ситуаций.

5. Применение комбайнового способа проходки выработок снижет выбросоопасность массива.

Из выводов следует, что при увеличении интенсивности воздействия взрыва на массив увеличивается частота и интенсивность выбросов. При этом авторы говорят, что накопленный опыт не позволяет вооружить инженеров теорией и аппаратом расчета результатов действия взрыва в напряженном, выбросоопасном массиве. Совершенствование взрывных работ возможно на базе изучения физических процессов, происходящих в напряженном массиве пород под действием динамических нагрузок.

Анализ эмпирических, полуэмпирических и аналитических зависимостей по определению устойчивых размеров обнажений, целиков,

потолочин горного массива, приведенный в [4,15,17,161], указывает на то, что размеры обнажений и целиков зависят от величины горного давления в массиве и физико-технических свойств массива. Однако, как показано выше (раздел 1.1.3), НДС и физико-технические свойства массива под действием промышленных взрывов в зонах заколов и сотрясений, находящихся вблизи обнажений изменяются. Следовательно, в расчетных формулах по определению устойчивых размеров целиков, обнажений и потолочин должно учитываться действие взрыва как при обнажении массива (формировании целика, потолочины), так и сейсмическое действие взрывов на расстоянии от рассматриваемого целика, обнажения и т.д.

Интересные промышленные результаты по снижению удельной энергоемкости бурения и увеличению стойкости шарошечных долот, которые косвенно говорят о буримости горных пород, получены в работе [94] на Костомукшском ГОКе. На расстоянии 20-28 м от четырех взрывных скважин диаметром 0,25 м и глубиной 30 м бурили три контрольные скважины с расстоянием между ними 20-28 м. До и после взрыва четырех взрывных скважин, в контрольных скважинах замерялась скорость ультразвука, скорость продольной волны, а также энергоемкость бурения. В результате сравнительного анализа установлено, что после взрыва четырех глубоких скважин и блока в верхней части массива удельная энергоемкость бурения нижней части массива снизилась на 20 %, скорость прохождения продольных волн на 27 %, скорость ультразвука на 10 %. Автор [94] считает, что изменение этих характеристик произошло в результате дилатансии, то есть разупрочнения, микронарушения массива железистых кварцитов за счет действия взрыва на расстоянии до 80-110 диаметров заряда ВВ.

В работе [1] в результате определения стойкости шарошечных долот на карьере Михайловского ГОКа при бурении взрывных скважин на расстоянии от взорванного блока установлено, что длина зоны разупрочнения в железистых кварцитах составляет 30 м от взорванного блока. При этом стойкость шарошечных долот в пределах 30 м увеличивается в среднем на 20-30 %.

Авторы работ [1,94] объясняют увеличение скорости продольных волн, энергоемкости бурения и стойкости шарошечных долот появлением микронарушений и разупрочнения отдельностей массива под действием массовых взрывов в пределах до 120 диаметров заряда ВВ от границ взорванных блоков. Однако выше приведенный анализ говорит о том, что в трещиноватых массивах это расстояние соответствует расположению зоны сотрясений, механизм образования которой пока не выяснен до конца.

Проанализируем теперь, как предыдущий взрыв влияет на взрываемость массива при последующем ведении ВР. Одна из гипотез улучшения качества дробления (снижения степени взрываемости массива) при короткозамедленном взрывании объясняется автором [5] взаимодействием поля напряжений, созданного квазистатическим давлением ПД предыдущего взрыва с волной напряжений от последующего взрыва.

В работе [94] на Костомукшском ГОКе после взрывания верхнего блока (гор. 190-205 м) нижний блок (гор. 175-190 м) был обурен с расширенной сеткой скважин. После его взрыва установлено снижение удельного расхода ВВ на 12 % при том же качестве дробления. Автор объясняет это разупрочнением нижнего блока под действием взрыва верхнего блока.

В работе [98] с целью снижения выхода негабарита на Орловском ГОКе разработан способ камуфлетной подготовки массива, включающий бурение основных скважин длиной 12,5 м и дополнительных скважин длиной 10 м в центре между основными. Вначале производят взрывание дополнительных скважин с массой заряда в каждой из них 100 кг, а затем, с замедлением 45-60 мс – основных. Выход негабарита при применении этого способа снижен с 13,6 % в контрольном блоке до 5,2 % в опытном, удельный расход ВВ уменьшен с 0,94 кг/м<sup>3</sup> до 0,64 кг/м<sup>3</sup>. По мнению авторов улучшение качества дробления (снижения степени взрываемости массива) произошло за счет наведения дополнительной трещиноватости в массиве.

Анализ приведенной литературной информации говорит о том, что короткозамедленное взрывание скважинных зарядов ВВ в определенной последовательности (обычное КЗВ, камуфлетная подготовка массива) и интервальное взрывание соседних блоков (с интервалом по времени в месяцы) снижает взрываемость горного массива, уменьшая удельный расход ВВ и выход негабарита.

Анализ литературных источников, приведенный в 1.4, показал, что ведение ВР на подземных и открытых горных разработках и параметры взрывного воздействия существенно влияют на выбороопасность, удароопасность, устойчивость, буримость и взрываемость горных массивов. Для повышения эффективности горного производства необходимо разработать и аналитически обосновать методы расчета и научно-технические разработки по использованию энергии взрыва в различных процессах на ПГР и ОГР.

### **1.5. Учет физико-технических свойств, напряженно-деформированного состояния и параметров трещиноватости горного массива в формулах расчета параметров БВР**

Расчет параметров БВР для взрывной отбойки породы или руды от горного массива основан на определении основных параметров: удельного расхода ВВ, величины ЛНС на ПГР или величины ЛСПП на ОГР. Численные значения указанных величин зависят прежде всего от размеров зоны радиального трещинообразования.

В работе В.Н. Родионова [58], с некоторыми допущениями решена задача о действии сферического заряда ВВ в сплошной среде при квазистатическом расширении ПД. В дальнейшем аналогичную задачу, но для удлиненного цилиндрического заряда ВВ решил Б.Р. Ракишев [76] с определением радиуса зоны раздавливания и радиального

трещинообразования в безграничном сплошном массиве. Конечная формула по определению радиуса зоны трещинообразования зависит от физико-механических свойств горной породы, то есть пределов прочности на разрыв и сжатие, коэффициента Пуассона, плотности и скорости продольной волны, а также от скорости детонации и плотности заряда ВВ.

Однако формула не учитывает параметров естественной трещиноватости массива, поскольку это существенно осложняет решение задачи.

Вместе с тем идея о влиянии трещиноватости на результаты взрывной отбойки впервые была высказана А.Ф. Сухановым еще в 1936 г. В дальнейшем эта идея была развита в трудах авторов Московского горного института Б.Н. Кутузова, В.К. Рубцова и др. и в настоящий момент является основой при проектировании взрывных работ.

Известны работы теоретического и экспериментального характера, в которых трещиноватость (блочность) массива учитывалась при взрывной отбойке. Это работы Б.Н. Кутузова, В.К. Рубцова, Л.И. Барона, Г.П. Личели, Д.М. Бронникова, Н.Ф. Замесова и других. Основной вывод работ, впервые высказанный в 1957 г. Б.Н. Кутузовым [43] заключается в том, что в результате взрыва в трещиноватом массиве только часть отдельностей подвергается дроблению. Другая, наиболее удаленная часть массива, разваливается преимущественно по имеющимся в массиве трещинам.

Основываясь на результатах модельных опытов, Н.Ф. Замесов делает вывод, что энергоемкость дробления трещиноватых моделей взрывом по сравнению с монолитными значительно выше. Это объяснено большими потерями энергии взрыва на трещинах [31].

В.К. Рубцов считает трещиноватость основным показателем взрываемости массива. Качество взорванной горной массы в значительной мере определяется блочностью массива. Основным средством уменьшения выхода негабарита является увеличение удельного расхода ВВ [85] или снижение величины ЛНС (ЛСПП).

Наиболее полный анализ эмпирических и полуэмпирических формул расчета ЛНС, ЛСПП и удельного расхода ВВ приведен в работах [39,4]. Формул по определению ЛНС, ЛСПП более 10. Во многих формулах расчета ЛНС зависит от коэффициента крепости руды (породы) и ее плотности. В формуле В.И. Машукова присутствует предел прочности на разрыв, модуль упругости, кондиционный размер куска. Из характеристик ВВ, имеющих в формулах есть плотность заряжения или вместимость скважины, теплота взрыва, диаметр скважины и т.д. Основная часть формул по определению ЛНС содержит удельный расход ВВ или удельные затраты энергии взрыва, характеризующие взрываемость массива.

Удельный расход ВВ по данным Б.Н. Кутузова зависит от теоретического удельного расхода ВВ по дроблению монолитных отдельностей, а также от работоспособности ВВ, трещиноватости массива и требуемого размера куска, схемы расположения зарядов, условий действия

взрыва, плотности заряда и диаметра скважин, которые учитываются коэффициентами.

Зависимость по определению энергоемкости разрушения массива и удельного расхода ВВ получена В.Н. Мосинцом [61], где энергия взрыва расходуется на дробление и перемещение массива. При этом, удельный расход ВВ зависит от коэффициента крепости пород, соотношения блочности массива и размера куска после взрыва, коэффициента разрыхления породы, скорости нагружения массива и скорости выброса породы, теплоты взрыва и коэффициента полезного действия взрыва по механической работе и выбросу.

### *Выводы к главе 1 и направления дальнейших исследований*

Анализ технической литературы показывает, что формулы для расчета параметров БВР на момент их разработки и использования играли существенную положительную роль в процессах проектирования и использования энергии взрыва в горном производстве. Но, при этом, часть формул слишком упрощена и в полной мере не учитывает всего комплекса свойств, состояния, трещиноватости массива, детонационных характеристик ВВ. Такие формулы, как правило, применяют на отдельных горных предприятиях и они являются эмпирическими. Другая часть формул [61] содержит нечетко определяемые параметры: КПД взрыва, скорость нагружения и скорость разлета горной массы. Третья группа формул [74] не учитывает НДС массива и взаимодействие зарядов ВВ при их групповом взрывании.

В результате анализа состояния изученности проблемы действия взрыва на физико-технические свойства горного массива в условиях ПГР и ОГР автором поставлена цель монографии – развитие теории действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве, разработка научных основ количественной оценки параметров изменения НДС и физико-технических свойств массива под действием взрыва.

В монографии разработаны методы расчета параметров БВР и эффективные научно-технические решения для различных процессов использования энергии взрыва при отбойке горной массы на ПГР и ОГР, при разгрузке удароопасных участков массива, при интенсификации проходки восстающих механическим способом. Разработаны методы установления динамически устойчивых и ударобезопасных размеров целиков и обнажений горного массива при проходке выработок и камерных вариантах систем разработки.

## **Глава 2. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ПАРАМЕТРОВ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И НАПРЯЖЕНО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ТРЕЩИНОВАТОГО МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД**

Во второй главе проведены промышленные экспериментальные исследования по определению геометрических параметров зон действия взрыва (зона раздавливания, зона радиального трещинообразования, зона заколов, зона остаточных напряжений). Экспериментально определены изменения напряжений и деформаций горного массива вблизи обнажений при действии взрыва.

На основе экспериментов разработан механизм действия взрыва в трещиноватом массиве вблизи открытой поверхности с учетом горного давления.

Приведены базовые физико-технические свойства пород Стрельцовского рудного поля, результаты натурных исследований по определению параметров трещиноватости массива в условиях рудников и карьеров ПАО ППГХО, карьеров комбината «Ураласбест» и ФГУПП Читагеологоразведка. Приведены результаты расчетов показателя трещиноватости массива на ПГР, ОГР и в массивах нарушенных горных пород, коэффициент трения на гранях отдельностей массива, а также величина горного давления в зависимости от степени трещиноватости пород.

### **2.1. Размеры зон деформирования массива при взрывании зарядов ВВ**

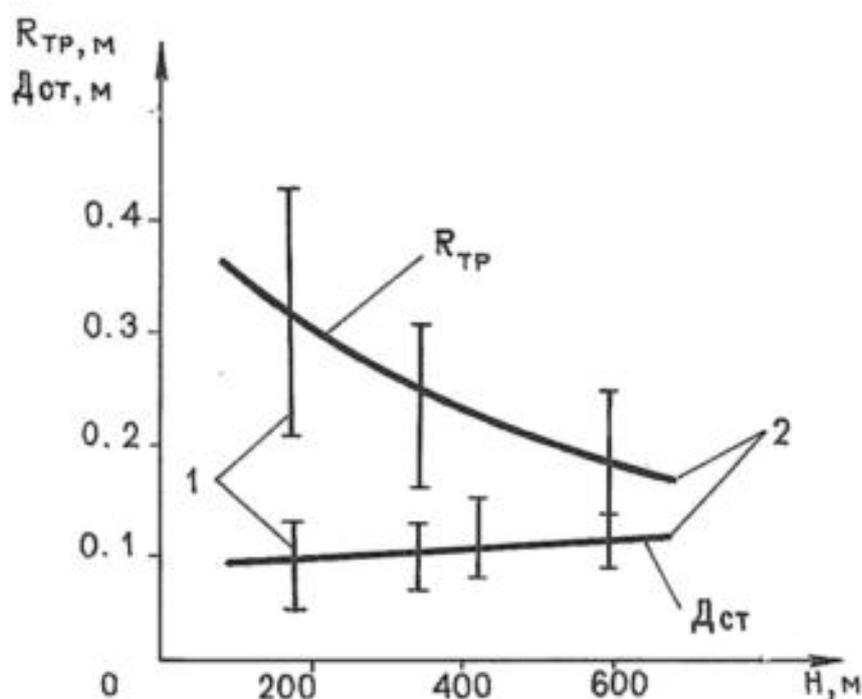
Размеры зон раздавливания (диаметр «стакана») и радиус зоны радиального трещинообразования определяют параметры буровзрывных работ как на ПГР при проходке выработок, при камерных вариантах систем разработки и взрывной подготовке массива к подземному выщелачиванию, так и на ОГР. Правильно выбранные численные значения параметров БВР обеспечивают качество дробления взорванной горной массы. Качество взорванной горной массы определяет эффективность последующих процессов добычи и переработки рудной массы, а также существенно влияет на коэффициент извлечения металла при его ПВ. Ниже приведены результаты промышленных экспериментов по определению геометрических размеров зон раздавливания, радиального трещинообразования, заколов и остаточных напряжений, позволяющие выяснить механизм действия взрыва в трещиноватом массиве в условиях влияния горного давления.

Для определения размеров зон раздавливания (диаметр «стакана»  $D_{СТ}$  вблизи забоя взорванного шпура) и радиального трещинообразования ( $R_{ТР}$ ) на рудниках «Центральный» («Ц»), «Восточный» («В»), №№2, 4, 6, 8 ПАО ППГХО использовались рабочие забои проходческих выработок и очистных заходов с 3 по 10 горизонты (глубина от поверхности земли 180-600 м). Замеры радиусов зон проводились в массивах гранитов, трахидацитов, фельзитов, конгломератов, андезито-базальтов с параметрами БВР: диаметр

шпура 40 мм, длина шпура 1,8 м, ВВ – аммонал-200 диаметром 32 мм, взрывание электроогневое. Всего проведено замеров более чем по 100 шпурам.

Результаты исследований приведены в табл. 2.1.

Отдельно были проведены исследования по определению  $D_{СТ}$  и  $R_{ТР}$  в массивах трахидацитов с глубиной разработки. Массив трахидацитов обладает небольшой вариацией физико-технических свойств образцов пород и выдержанностью естественной трещиноватости массива с глубиной разработки. Глубина разработки, на которой проводились исследования 180, 340, 420 и 600 м от поверхности земли, число исследованных шпуров – более 100. Результаты исследований приведены на рис. 2.1 в виде экспериментальных зависимостей диаметра зоны раздавливания и радиуса зоны трещинообразования с глубиной разработки.



**Рис. 2.1. Зависимость радиуса зоны трещинообразования ( $R_{ТР}$ ) и диаметра стакана ( $D_{СТ}$ ) от взрыва с глубиной разработки ( $H$ ) в массиве трахидацитов: 1 – экспериментальные данные; 2 – расчетные, по теоретическим формулам (3.67, 3.69, см. главу 3)**

Анализ зависимостей указывает на то, что с глубиной разработки радиус зоны трещинообразования уменьшается, а диаметр зоны раздавливания увеличивается.

Таблица 2.1

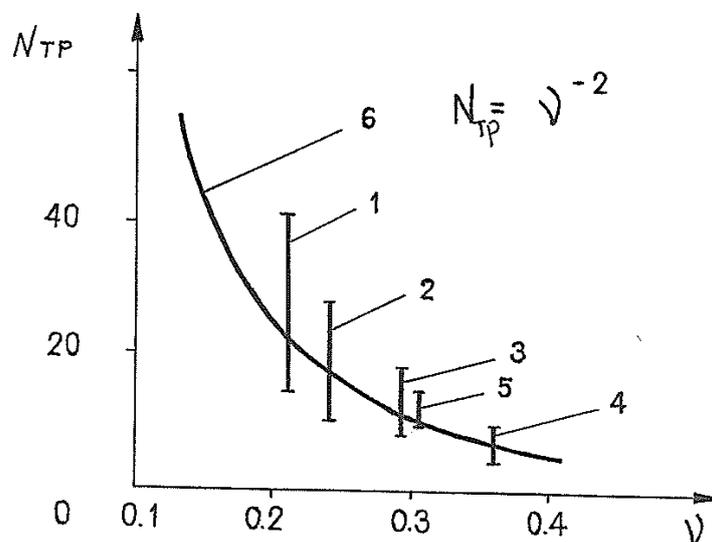
Обобщенные экспериментальные параметры размеров зон раздавливания ( $D_{CT}$ ), трещинообразования ( $R_{TP}$ ) и числа радиальных трещин ( $N_{TP}$ ) при взрыве шпуровых зарядов ВВ

Наименование горных пород, глубина от поверхности земли ( $H$ ), м	Размер отдельности, м	Усредненные физические свойства			$D_{CT}$ , м	$R_{TP}$ , м	$N_{TP}$	Число замеренных шпуров
		$V$	$\sigma_{сж}$ , МПа	$c$ , $10^3$ м/с				
Граниты (рудн. «В», 8, 6) $H=450-600$ м.	0,15-1,0	0,22	144,0	4,54	$\frac{0,05-0,20}{1,2-5,0}$	$\frac{0,1-0,3}{2,5-7,5}$	20-50	30
Трахидациты (рудн. «В», «Ц», 8) $H=180-600$ м	0,05-1,0	0,29	97,2	4,35	$\frac{0,05-0,15}{1,2-3,0}$	$\frac{0,15-0,45}{3,8-11,3}$	8-16	115
Конгломераты разногалечные (рудн.2, рудн. 8) $H=180-240$ м	0,4-1,5	0,36	54,0	3,46	$\frac{0,05-0,07}{1,2-1,7}$	$\frac{0,1-0,3}{2,5-7,5}$	5-8	32
Андезито-базальты (рудн.«Ц»)	0,15-0,4	0,24	102,7	4,41	$\frac{0,06-0,08}{1,8-2,0}$	$\frac{0,1-0,6}{2,5-15,0}$	16-24	9
Фельзиты столбчатые (рудн. 4) $H=120-180$ м	0,15-0,4	0,3	69,5	3,65	$\frac{0,05-0,07}{1,2-1,7}$	$\frac{0,2-0,4}{5,0-10,0}$	10-15	27

\* в числителе – в метрах; в знаменателе – в диаметрах шпура

\*\*  $V$  - коэффициент Пуассона,  $\sigma_{сж}$  - предел прочности на сжатие,  $c$  - скорость продольной волны в образцах горной породы, численные значения заимствованы в [103].

Кроме того, в процессе исследований установлено, что с увеличением коэффициента Пуассона образцов пород число взрывных радиальных трещин уменьшается (рис. 2.2).



*Рис. 2.2. Экспериментальная зависимость (6) числа радиальных трещин ( $N_{ТР}$ ) от коэффициента Пуассона ( $\nu$ ): 1 – граниты; 2 – андезито-базальты; 3 – трахидациты; 4 – конгломераты; 5 – фельзиты*

Экспериментальные исследования по определению размеров зон заколов и остаточных напряжений после ведения взрывных работ проводились в условиях рудников ПАО ППГХО.

Знание размеров зон заколов и остаточных напряжений, а также полей напряжений и деформаций в этих зонах необходимо для определения устойчивых размеров обнажений и целиков при ведении горных работ, выяснения физической природы динамических проявлений горного давления, а также разработки способов разгрузки удароопасных массивов на удароопасных месторождениях полезных ископаемых.

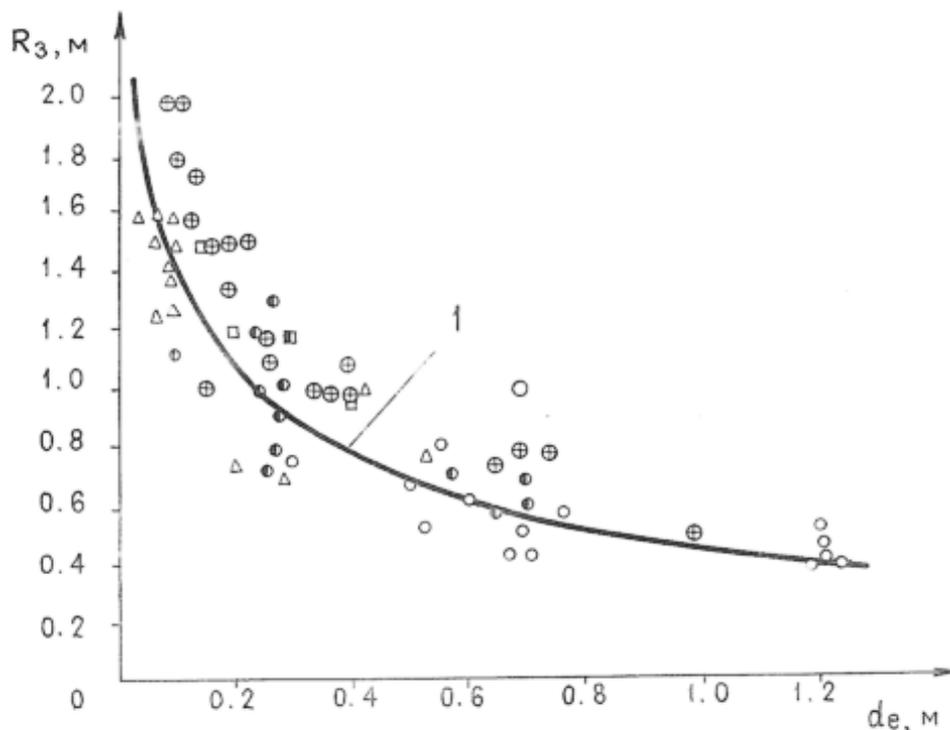
Промышленные экспериментальные исследования по определению радиуса зоны заколов, указывающего на местоположение максимума напряжений в горном массиве при проходке выработок, проводились в 2-х вариантах.

В первом варианте расстояние от оконтуривающих шпуров до максимально удаленного закола определялось рулеткой по стенкам первой выработки, из которой производилась врезка другой выработки, перпендикулярной первой. Исследования проводились на рудниках ПАО ППГХО с 5 по 10 горизонт (глубина 300-600 м) в массивах гранитов, конгломератов, туфогравелитов, фельзитов, трахидацитов. Было обследовано 46 выработок в массивах с различной степенью трещиноватости.

Во втором варианте расстояние от контура выработки до границы максимума напряжений в массиве определялось ультразвуковым методом,

методом дискования керна, методом разгрузки и методом параллельных скважин в гранитах, на 8-10 горизонтах месторождений ПАО ППГХО.

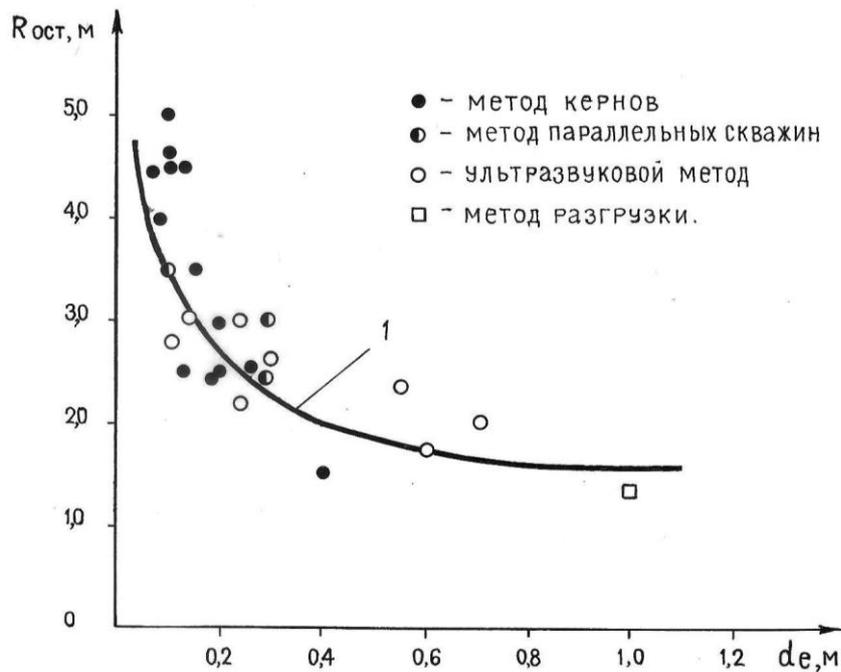
Результаты замеров расстояния от контура выработки до максимума напряжений (размер зоны заколов) в зависимости от размера отдельности массива приведены на рис. 2.3., анализ которого показывает, что с увеличением размера отдельности массива размер зоны заколов (расстояние до максимума напряжений в массиве) уменьшается.



**Рис. 2.3. Зависимость расстояния ( $R_{03}$ ) между контуром выработки и границей зоны заколов (максимум напряжений) от размера отдельности ( $d_e$ ), определенные по стенкам выработки, инструментально (дискование керна, ультразвуковые замеры, метод разгрузки, метод параллельных скважин) и теоретически – 1 (формула 3.76)**

Для определения размера зоны остаточных напряжений, то есть максимального расстояния, на котором изменяется напряженное состояние массива за счет ведения буровзрывных работ и влияния выработки, использовался ультразвуковой метод [35] и обобщены исследования [92] и [93], проведенные методами дискования керна, параллельных скважин, разгрузки.

Исследования проводились в выработках 8-10 горизонтов в гранитах месторождения «Антей». Результаты экспериментального определения в бортах проходческой выработки приведены на рис. 2.4 в виде точек, в зависимости от размера отдельности массива.



**Рис. 2.4. Зависимость расстояния от контура выработки до границы зоны остаточных напряжений ( $R_{ост}$ ) в массиве гранитов от размера отдельности ( $d_e$ ) (средняя глубина от поверхности земли 500 м). 1 – теоретическая кривая (формула 3.72)**

Анализ результатов указывает на уменьшение радиуса зоны остаточных напряжений  $R_{ост}$  с увеличением размера отдельности  $d_e$ .

## **2.2. Изменение напряженно-деформированного состояния трещиноватого массива при ведении взрывных работ**

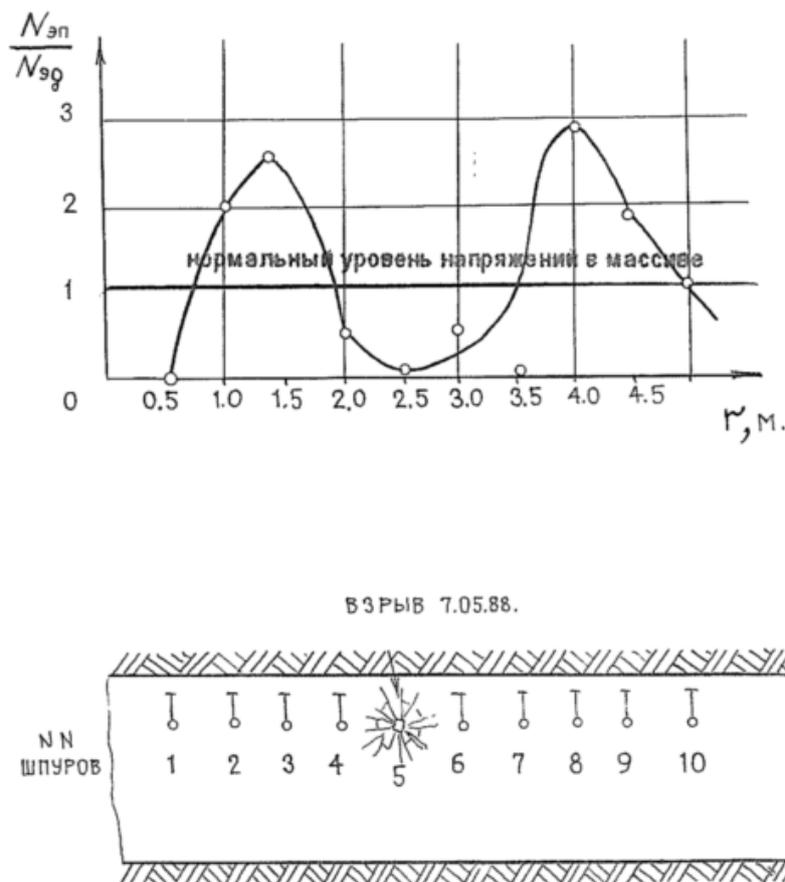
С целью выяснения механизма действия взрыва на изменение напряженно-деформированного состояния массива было проведено 6 серий исследований в условиях рудников ПАО ППГХО на участках, склонных к горным ударам.

I серия. Глубина 450 м. Массив представлен среднезернистыми гранитами с размером отдельностей 0,1-0,4 м. Число систем трещин – 3.

Эксперимент проведен в борту заходки рабочего блока ба-812, рис. 2.5, где перпендикулярно борту на расстоянии 1,5 м друг от друга вдоль борта бурили 7 взрывных шпуров диаметром 40 мм и длиной 1,8 м. Между ними располагают наблюдательные станции, состоящие из 3 шпуров длиной 3 м, расположенных в углах прямоугольного треугольника, что обеспечивает определение скорости продольных волн (ультразвука) в тангенциальном и радиальном направлении относительно действия взрыва в шпурах. Масса ВВ, располагаемого у дна шпуров 0,2-0,6 кг, ВВ – аммонал-200.



Относительное напряженное состояние массива определяли приборами акустической эмиссии (АЭ). Частоту АЭ замеряли по всем шпурам в течение 0,25 ч до и после взрыва заряда аммонала массой 0,8 кг в шпуре №5, рис. 2.6.

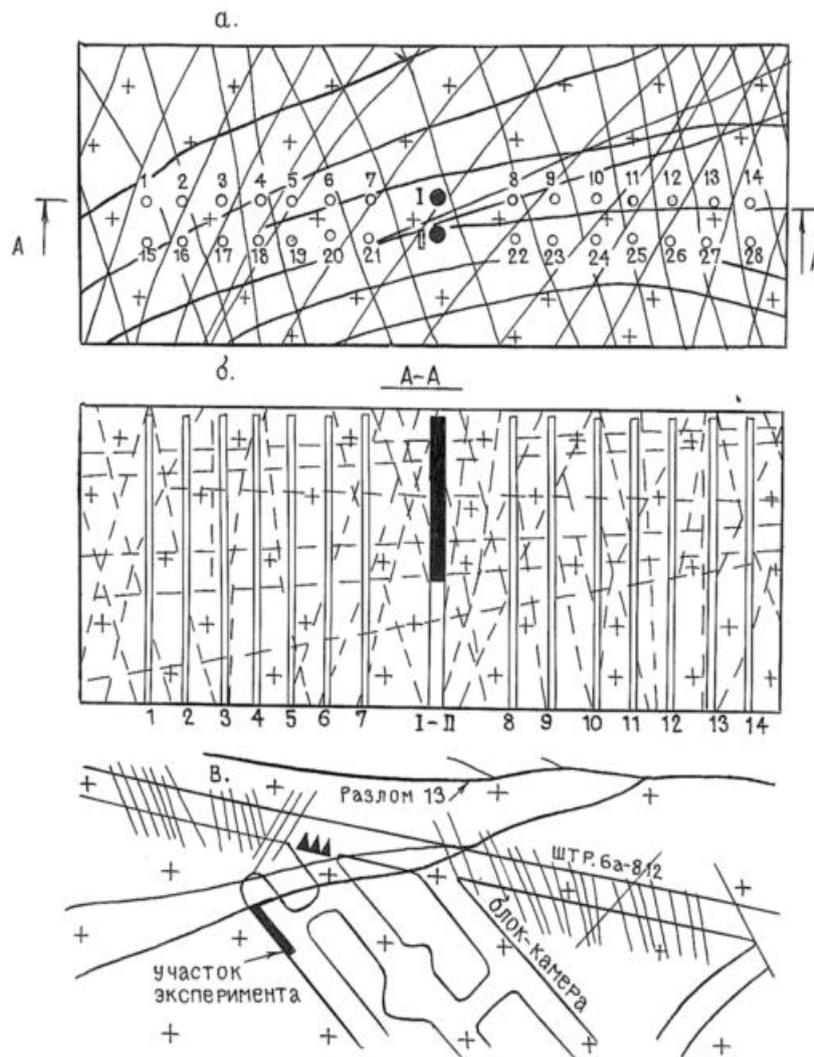


**Рис. 2.6. Характер распределения относительной частоты АЭ после взрыва в шпуре №5 с расстоянием  $r$  от заряда ВВ.  $N_{эд}$ ,  $N_{эп}$  – частота акустической эмиссии до и после взрыва соответственно**

Анализ результатов показывает, что взрыв заряда ВВ обеспечивает разгрузку массива в радиусе 0,75-1,25 м от заряда перпендикулярно ему, а также на расстоянии более 2,5 м. На расстоянии от 0,75-1,25 м до 2,5 м от заряда ВВ в глубине массива происходит нагрузка - формирование поля взрывных остаточных напряжений, на что указывает увеличение частоты АЭ в 2-3 раза.

3 серия. Глубина 500 м. Массив представлен гранитами с размером отдельности от 0,1 до 1,0 м. Количество систем трещин 3. Отличительными особенностями данного участка эксперимента является прерывистая не развитая естественная трещиноватость. Левая часть участка эксперимента (шпуры 1-7, 15-21) представлена наиболее трещиноватыми гранитами – размер отдельности 0,1-0,4 м. Правая часть (шпуры 8-14, 22-28) – массивом гранитов с размером отдельности 0,4-1,0 м, здесь выражена прерывистость естественной трещиноватости.

Для проведения эксперимента, перпендикулярно борту выработки бурили измерительные и взрывные шпуры длиной 3 м в 2 ряда вдоль борта выработки, рис. 2.7.



**Рис. 2.7.** Схема расположения измерительных (1-28) и взрывных (I-II) шпуров в массиве гранитов в выработке блок-камер: а – по борту выработки; б – в плане; в – местонахождение участка эксперимента на плане горных выработок 8 горизонта рудника «В»

Расстояние между рядами шпуров и между шпурами в ряду одинаково и равно 0,4 м, участок эксперимента по длине составляет 6,4 м. До взрыва, с помощью УКБ-ИМ, определяли скорость ультразвука по всем измерительным шпурам в горизонтальной и вертикальной плоскостях с интервалом по длине шпуров 0,2 м. Всего проведено замеров в 530 точках. Затем проведена первая серия взрывов в шпурах I и II, расположенных в центре участка с массой заряда аммонала в каждой из них – 1,6 кг. Определена скорость ультразвука по всем измерительным шпурам. Далее проведена вторая серия взрывов в четырех, ближайших к взорванным, шпурах (№7-8 и 21-22) с массой заряда аммонала 1,4 кг в каждом из них. Общее число замеров скорости ультразвука после второй серии взрывов составило 450.

Обработка результатов наблюдений и пересчет их в напряжения проведены на микрокомпьютере ВК-8, основные результаты представлены в табл. 2.2. и на рис. 2.8.

Изменение скорости ультразвука и напряжений (средние величины по парам шпуров) в гранитном массиве после первой и второй серии взрывов

№№ шпуров	Число замеров до или после взрывов	Скорость ультразвука, м/с		
		Напряжение, МПа		
		до взрыва	после 1 серии взрывов	после 2 серии взрывов
Радиальная компонента относительно направления действия взрыва				
1-7	84	$\frac{5816}{14,3}$	$\frac{5344}{3,9}$	$\frac{5639}{14,1}$
15-21	84	$\frac{5921}{21,3}$	$\frac{5424}{5,0}$	$\frac{5805}{18,7}$
8-14	84	$\frac{6357}{40,5}$	$\frac{5792}{13,2}$	$\frac{5740}{17,6}$
22-28	84	$\frac{5751}{13,1}$	$\frac{5341}{4,6}$	$\frac{5598}{7,1}$
Тангенциальная компонента				
1-7÷15-21	98	$\frac{6265}{36,8}$	$\frac{5788}{16,4}$	$\frac{6100}{26,8}$
8-14÷22-28	98	$\frac{6141}{30,5}$	$\frac{5507}{5,8}$	$\frac{5548}{7,7}$

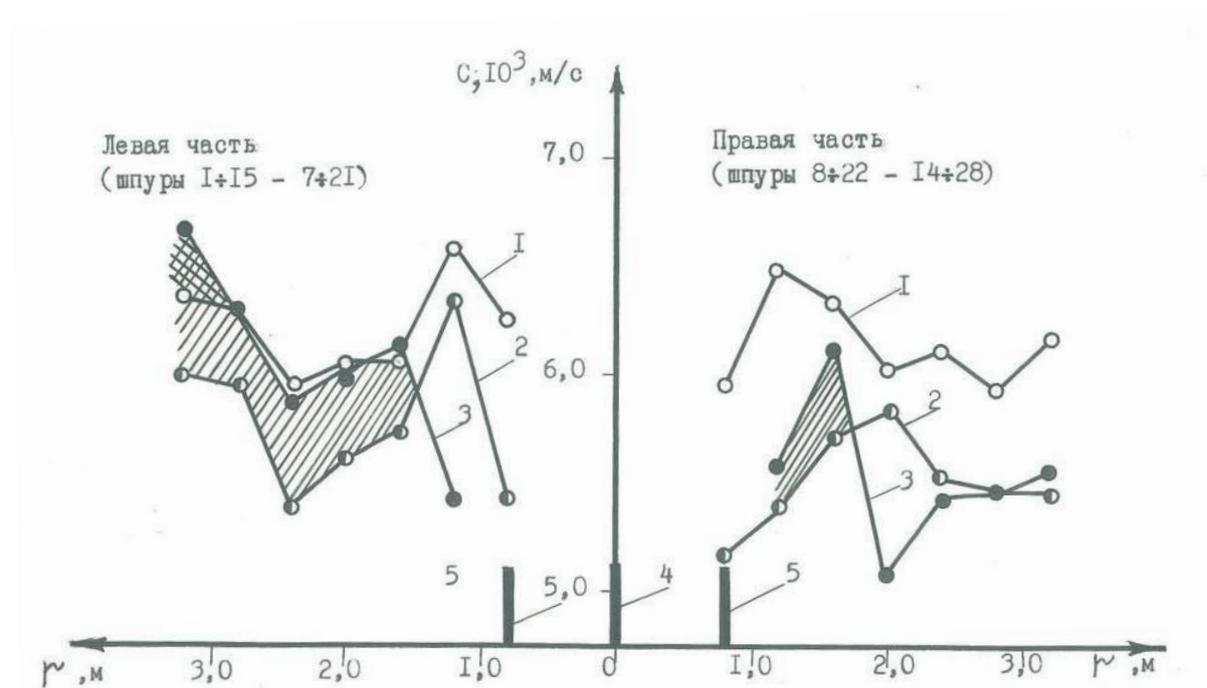


Рис. 2.8. Зависимость средней по длине шпуров скорости продольных волн ( $C$ ) в вертикальной плоскости с расстоянием от зарядов  $ВВ$  ( $r$ ): 1 – до взрыва, 2 – после 1 серии взрывов, 3 – после 2 серии взрывов, 4 – место расположения зарядов 1 серии, 5 – 2 серии

Анализ табл. 2.2. и рис. 2.8. показывает, что после 1 серии взрывов средняя скорость продольных волн снизилась с 6042 м/с до 5533 м/с, а среднее напряжение в массиве с 26,0 до 8,2 МПа. После 2 серии взрывов средняя скорость повысилась до 5742 м/с, а напряжение до 15,4 МПа. То есть, после первой серии взрывов в целом произошла разгрузка массива. После второй – в радиусе до 0,4-0,8 м от зарядов массив разгрузился. На большем расстоянии произошла нагрузка массива остаточными напряжениями.

В массиве с явно выраженной трещиноватостью (шпуры 1-7, 15-21) эффект нагрузки после 2 серии взрывов проявился более отчетливо, скорость продольных волн в зоне нагрузки увеличилась с 5200-5500 м/с до 5800-6300 м/с, напряжения увеличились с 4-16 МПа (8,4 МПа в среднем) до 15-26 МПа (20,0 МПа в среднем), то есть в 2,4 раза. В крупноблочном массиве (шпуры 8-14, 22-28) эффект нагрузки массива после 2 серии взрывов проявился менее отчетливо. Скорость продольных волн возросла с 5546 м/с до 5628 м/с, напряжение – с 7,9 МПа до 10,8 МПа.

4 серию экспериментов проводили с целью определения изменения напряженного состояния массива по мере проходки горизонтальных выработок. Глубина расположения выработок 630 м, 12 горизонт рудника №6 «Молибденовый». Массив представлен гранитами с размером отдельности 0,15-1,0 м. Контроль состояния массива проводили с использованием приборов АЭ и ультразвуковых приборов, для чего вблизи забоя, перпендикулярно борту выработки бурили измерительные шпуры длиной 1,8-3,0 м. Замеры физических параметров проводили по мере удаления забоя от наблюдательных шпуров. Результаты замеров, изменения скорости ультразвука, представлены на рис. 2.9.

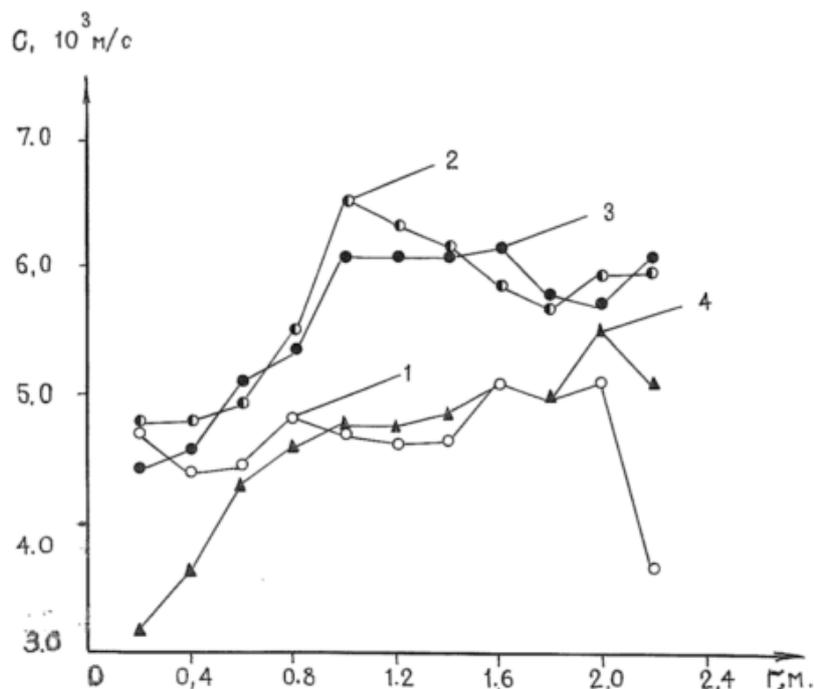
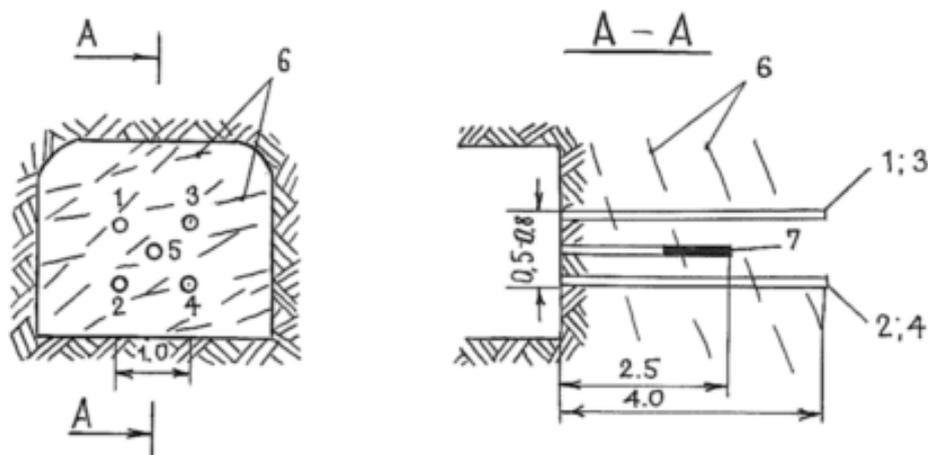


Рис. 2.9. Зависимость скорости продольной волны ( $C$ ) с расстоянием от контура выработки ( $r$ ) при расположении забоя от наблюдательных шпуров на расстоянии: 1 - 3 м; 2 - 6 м; 3 - 7,5 м; 4 - 10 м

Анализ рис. 2.9 показывает, что с продвижением забоя от наблюдательных шпуров (НШ) скорость ультразвука вначале резко возрастает (при расстоянии между забоем и НШ 4,5-6,0 м происходит нагрузка массива), а затем (на расстоянии более 6 м) снижается. При этом зона массива с максимумом скорости (зона опорного давления) по мере проходки выработки смещается вглубь массива, а напряжения в максимуме снижаются.

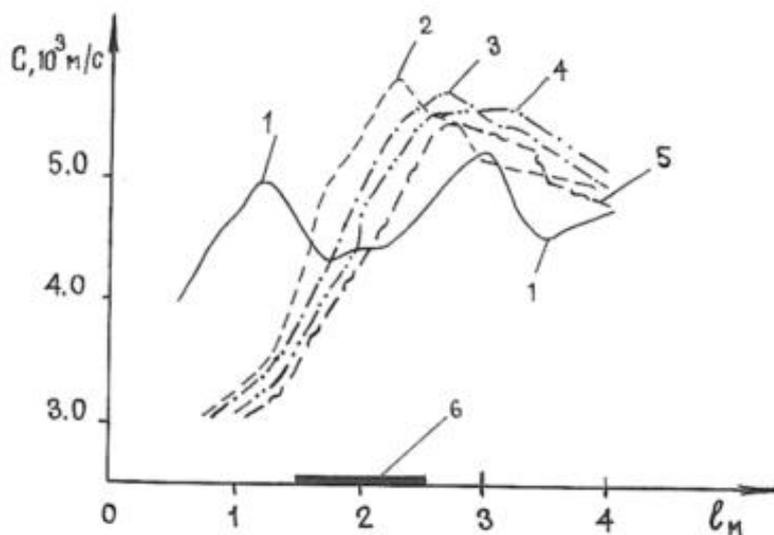
5 серия экспериментальных исследований была проведена с целью определения изменения напряженного состояния массива во времени. Место проведения – тупиковый забой 12 горизонта рудника 6 – «Молибденовый» ПАО ППГХО, квершлаг 13К-1200. Массив представлен гранитами III категории трещиноватости, количество систем трещин 3, величина раскрытия трещин 0,1-0,5 мм. После проведения взрыва центрального шпура в течении 0,5 года в районе до 50 м от забоя взрывные работы при проходке выработок не производились.

Схема расположения шпуров в забое приведена на рис. 2.10.



**Рис 2.10. Схема расположения контрольных и взрывных шпуров в тупиковом забое квершлага 13К-1200: 1-4 – контрольные шпуры; 5 – взрывной шпур; 6 – естественная трещиноватость; 7 – заряд ВВ массой 1 кг**

Относительное напряженное состояние массива определялось по скорости распространения ультразвуковых, продольных волн прибором УКБ-1М в шпурах 1-2 и 3-4 до взрыва и в шпурах 3-4 после взрыва шпура 5 с массой заряда ВВ 1,0кг (шпуры 1-2 задавило взрывом). Затем замеры проводились через 2 месяца в течении полугода (еще 3 серии замеров). Результаты исследований приведены на рис. 2.11. Скорость ультразвука определялась через 0,25 м по длине шпуров. Всего проведено около 60 замеров.



**Рис. 2.11.** Зависимость скорости продольной волны ( $C$ ) с расстоянием от забоя выработки ( $l$ , м) при прозвучивании шпуров: 1 – до взрыва; 2 – после взрыва; 3, 4, 5 – соответственно через 2, 4 и 6 месяцев после взрыва; 6 – расположение заряда ВВ

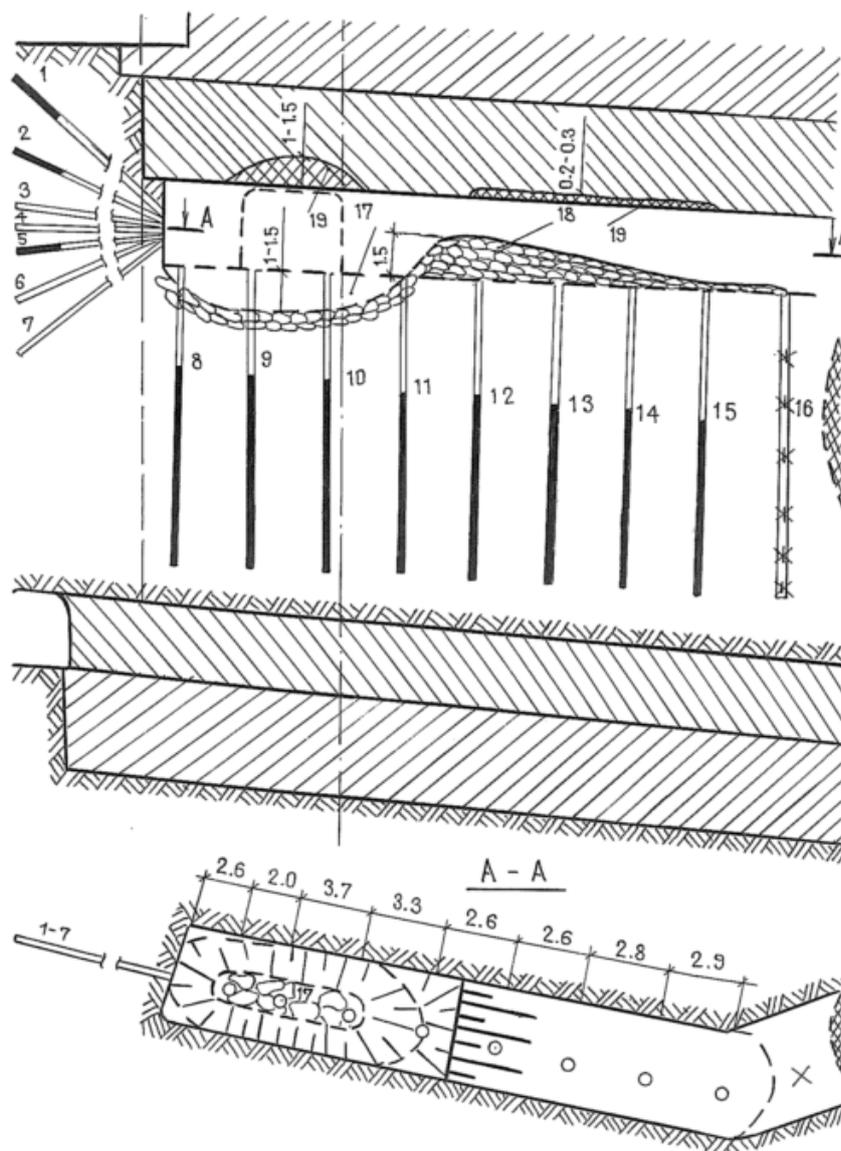
Анализ результатов исследований показал, что после взрывания шпура скорость ультразвука в массиве между зарядом и забоем выработки уменьшалась и с течением времени практически не изменялась, что говорит о разгрузке массива в этом районе. После взрыва на участке массива между зарядом и забоем контрольных шпуров скорость продольных волн увеличивалась, появился участок нагружения. С течением времени (6 месяцев) произошло незначительное до 20 % снижение скорости продольной волны, что говорит о релаксации напряжений. При этом скорость ультразвука не уменьшилась ниже первоначальной (до взрыва), что говорит о создании остаточных напряжений на участке между зарядом ВВ и забоем контрольных шпуров.

6 серия экспериментальных исследований была проведена в связи с микроударом, происшедшим 01.02.90 г. в забое заходки 3, слоя 5, блока ба-812 при системе разработки - нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой. Микроудар произошел по причине образования межподэтажного целика, высотой 14 м и длиной 27 м, в связи с чем было принято решение разгрузить целик с использованием энергии взрыва.

Для взрывной разгрузки межподэтажного целика, сложенного гранитами, автором разработаны теоретически и рассчитаны численно параметры БВР. Произведено взрывание с основными фактическими параметрами (рис. 2.12): диаметр скважин 105 мм, расстояние между скважинами 2,5-3,5 м, глубина скважин 12-13 м, масса заряда в скважине 60-70 кг, общее число вертикальных скважин 8, одна скважина (16) не взрывалась по техническим причинам. Веер скважин, обуриваемый из забоя заходки состоит из 7 скважин. Зарядить удалось 3 (масса заряда ВВ в скважине 15 кг), так как остальные скважины передавлены.

Последовательность взрывания скважин (рис. 2.12): 1, 2, 5 - мгновенно, далее 15-14-13 и т.д. с интервалами замедления – 250, 500, 750, 1000, 1500, 2000 и 4000 мс.

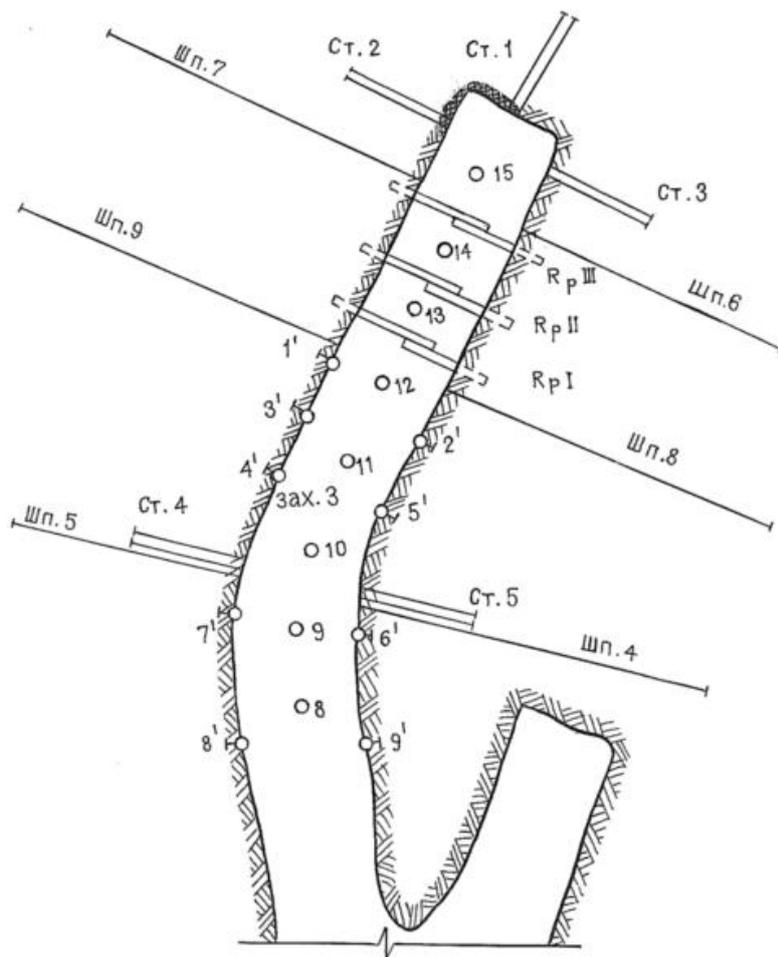
Результаты взрыва, оцененные по внешним признакам, представлены на рис. 2.12. Анализ состояния обнажений массива после взрыва показывает, что закладочный массив в целом устойчив к действию взрыва. Отслоение закладки мощностью 0,2-0,4 м произошло между скважинами 12-15, в районе скважин 9-10 произошло обрушение закладки мощностью 0,7-1,5 м в связи с повышенным пролетом обнажения (в этом районе имеется врезка длиной 1,8 м перпендикулярно борту выработки). В призабойной зоне заходки (скважины 8-10) из почвы произошел выброс породы с образованием впадины глубиной 1,0-1,5 м. В районе скважин 15-11 произошло вспучивание почвы с высотой поднятия от 0,3 до 1,5 м.



**Рис. 2.12. Фактические параметры БВР и результаты разгрузочного взрывания в межподэтажном целике по внешним признакам:** 1-7 – веер скважин (скважины 1,2,5 взорваны); 8-15 – взорванные вертикальные скважины. 17 – воронка выброса; 18 – выброшенная горная масса; 19 – участки обрушения закладочного массива

Инструментальные замеры до и после разгрузочного взрывания целика проводились с использованием ультразвукового (прибором УКБ-1м) прозвучивания массива через контрольные шпуров длиной 3 м, сейсмического прозвучивания (прибором ПОСВ) каротажных шпуров длиной 12 м, а также реперных замеров по бортам заходки.

Схема наблюдательных станций приведена на рис. 2.13.



**Рис. 2.13.** Схема расположения ультразвуковых станций (Ст. 1-5), шпуров для сейсмических измерений (Шп. 4-9), кровельных реперов ( $R_p$  I-III) в закладочном массиве и контурных реперов ( $1^1-9^1$ ) в бортах заходки 3, слоя 5 блока ба-812: 8-15 – взрывные скважины

Общее количество выполненных замеров до и после взрывания составило: ультразвуковых по 5 станциям наблюдения – более 250, сейсмических по 200 точкам (10-20 измерений в каждой точке) – более 3000, реперных замеров по 7 станциям наблюдения до взрыва – 14, после взрыва – 14 замеров. Обработка ультразвуковых измерений показывает, что в центральной (по длине) части заходки (станции 4 и 5) скорости в вертикальной и горизонтальной плоскостях снизились с  $(6,3-6,6) \cdot 10^3$  м/с до  $(5,1-5,8) \cdot 10^3$  м/с после взрыва, а напряжения, определенные согласно [35], с 40 до 5-10 МПа. То есть в прибортовой зоне массива, с расстоянием от обнажения до 2 м произошла разгрузка массива за счет сейсмического действия взрыва. В

призобойной части заходки (станции 1-3) после взрыва преимущественно наблюдается возрастание скорости продольных волн и напряжений: по ст.1 в вертикальной плоскости до 10%, по ст.2 в горизонтальном направлении до 10-12%, по ст.3 в горизонтальном и вертикальном направлениях в среднем на 3-5%. Возрастание величины напряжений в указанных направлениях составило: по ст.1 – с 25 до 45 МПа, по ст.2 – с 18 до 40 МПа, по ст.3 – с 30 до 40 МПа. Снижение скорости отмечено только в горизонтальной плоскости с 1 до 30%, напряжения при этом снизились с 20 МПа до 0. То есть, в призобойной зоне заходки 3 произошла нагрузка массива дополнительными остаточными напряжениями за счет последовательного взрывания скважин 15-8 в сторону забоя заходки 3.

Анализ распределения скоростей в глубине массива, проведенный по результатам обработки сейсмических измерений до и после разгрузочного взрывания, указывает на разгрузку прибортовой правой зоны заходки 3 на расстоянии до 1,5-2 м от борта и нагрузку массива на расстоянии 2-4,5 м от правого борта. Сейсмические замеры по левому борту заходки 3 не проводились ввиду раздавливания наблюдательных шпуров под действием взрыва.

Результаты реперных замеров приведены в табл. 2.3, анализ которой показывает, что после разгрузочного взрывания произошло сближение бортов заходки 3 на 10-28 мм (18 мм в среднем) по кровельным реперам в закладке и на 7-19 мм (13,2 мм в среднем) по контурным реперам, то есть произошла разгрузка массива вблизи обнажения за счет его смещения в сторону выработанного пространства.

Таблица 2.3

Замеры деформаций бортов заходки 3, слоя 5, блока ба-812  
по контурным и кровельным реперам

Индекс реперов	Контурные репера. Расстояние между реперами, мм, замеренное				Деформации бортов после сотрясательного взрывания, мм
	19.02.90 г.	20.02.90 г.	11.03.90 г. (после взрыва)	15.03.90 г.	
2-3	3859	3860	3841	3844	19
4-5	4237	4239	4225	4224	14
6-7	4458	4438	4425	4427	13
8-9	4167	4169	4162	4169	7
Среднее					13,2
I-I	330	336	338	348	10
II-II	426	458	461	489	28
III-III	315	-	327	343	16
Среднее					18.0

Таким образом, разгрузочное взрывание скважинных зарядов ВВ в межподэтажном целике блока ба-812 привело к разгрузке массива в прибортовой части заходки 3 ( глубина до 2-3 м) за счет сейсмического действия взрыва. Нагрузка массива произошла в призабойной части заходки 3, а также с правой стороны заходки на глубине 2-4,5 м напротив скважин 15-12. Это объясняется процессом перемещения отдельностей в радиальном направлении от зарядов ВВ и их «запрессовки».

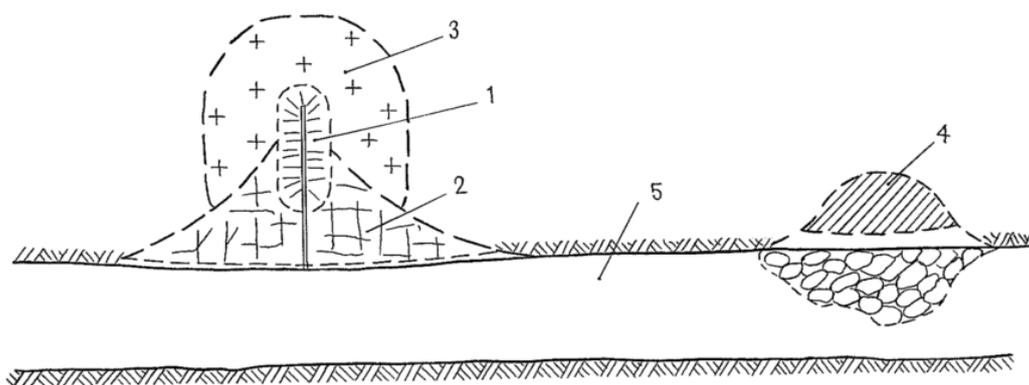
Комплексный анализ 6 серий экспериментов позволил установить, что ведение взрывных работ (проходка, отбойка руды, взрывание камуфлетных зарядов ВВ и т.д.) оказывает тройственное влияние на НДС трещиноватого массива:

- обеспечивает разгрузку массива в пределах радиуса зоны радиального трещинообразования ( $5-15d_3$ ,  $d_3$  – диаметр заряда ВВ) за счет изменения физических (упругих) свойств горных пород и разгрузку массива между зарядом ВВ и обнажением на расстоянии до  $100 d_3$  за счет полезного использования сейсмической энергии взрыва с подвижкой массива в сторону обнажения;

- обеспечивает нагрузку массива дополнительными остаточными напряжениями за счет перемещения и «запрессовки» отдельностей от заряда ВВ вглубь массива за пределами зоны радиального трещинообразования на расстоянии  $(10...50) d_3$ . Здесь следует отметить, что зона остаточных напряжений может и отсутствовать, что в основном зависит от блочности массива, длины и диаметра заряда ВВ и величины горного давления;

- в предельно напряженных участках горного массива, находящихся вблизи обнажения взрыв обеспечивает инициирование динамических проявлений горного давления в момент прохождения по этим участкам сейсмозврывных волн.

Схематически действие взрывных работ изображено на рис. 2.14.



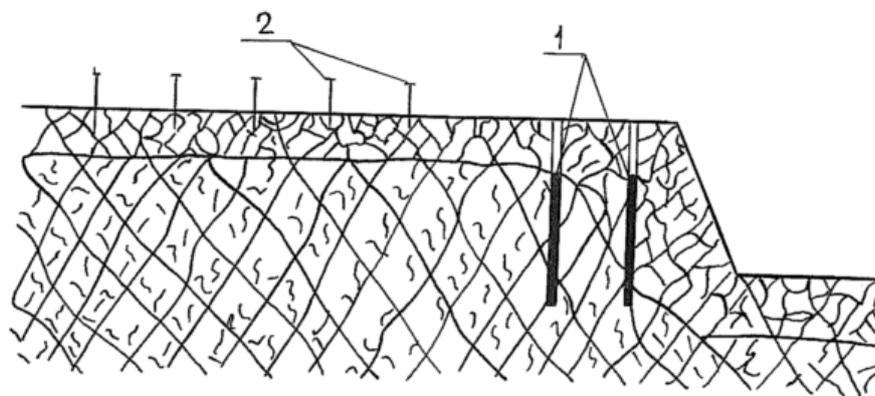
**Рис. 2.14. Схема действия взрыва заряда ВВ на трещиноватый напряженный горный массив:** 1 – зона радиального трещинообразования (разгрузка); 2 – зона сейсмической разгрузки массива; 3 – зона взрывных остаточных напряжений (нагрузка); 4 – зона сейсмозврывного инициирования динамических проявлений горного давления; 5 – выработка

### 2.3. Параметры деформирования трещиноватого массива при взрывании на карьерах

Экспериментальные исследования по определению границ зон деформирования массива на открытых горных разработках (карьеры ОАО «Ураласбест» и Забайкальского края) проводились в породах II-IV категорий по трещиноватости [110,140].

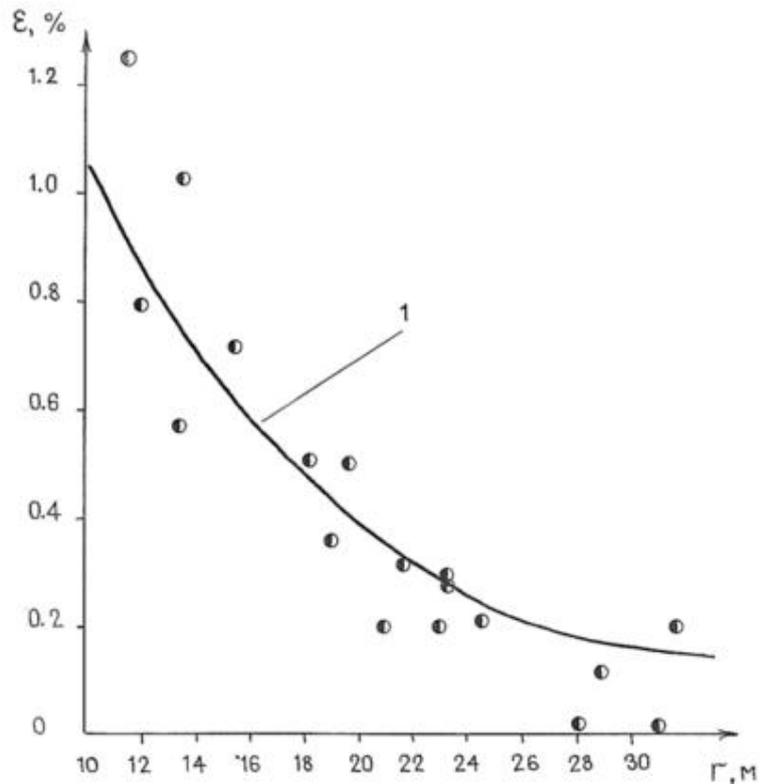
На карьерах ОАО «Ураласбест» вначале была определена граница зоны заколов, по образующимся на поверхности уступе раскрытым трещинам. Массив представлен серпентинитами и перидотитами III-IV категорий по трещиноватости (средний размер отдельности 0,5-1,5 м). Расстояние от зарядов до максимально удаленного закола составляет от 6 до 14 м, в среднем 10 м (замеры проведены на 22 блоках карьеров комбината «Ураласбест»). Количество заколов 3-4.

Таким образом, ближняя граница зоны деформирования массива для условий карьеров комбината «Ураласбест» находится в среднем на расстоянии 10 м. Для определения дальней границы зоны в тыл массива на расстоянии не менее 10 м выставлялись металлические репера диаметром 8 мм и длиной 0,8-1,0 м (рис. 2.15).



*Рис. 2.15. Схема эксперимента по определению остаточных деформаций в трещиноватом массиве с помощью реперов: 1 – заряды ВВ; 2 – репера*

Репера внедрялись в верхнюю нарушенную часть массива на глубину 0,5-0,7 м. До взрыва замерялись расстояния от заряда до первого репера и между реперами. После взрыва – расстояние между реперами. Результаты замеров приведены в табл. 2.4. и рис. 2.16.



**Рис. 2.16. Зависимость деформаций трещиноватого массива ( $\varepsilon$ ) с расстоянием ( $r$ ) от взрываемого блока:  $O$  – экспериментальные точки; 1 – теоретическая кривая (формула 3.94)**

Относительные деформации структурного элемента массива, то есть суммы размера отдельности и раскрытия трещины до и после взрыва, вычислялись по формуле автора монографии [110]

$$\varepsilon_c = \frac{r_1 - r_2}{r_1 N} 100 = \frac{r_1 - r_2}{r_1} \frac{d_c}{r_2} 100, \% \quad (2.1)$$

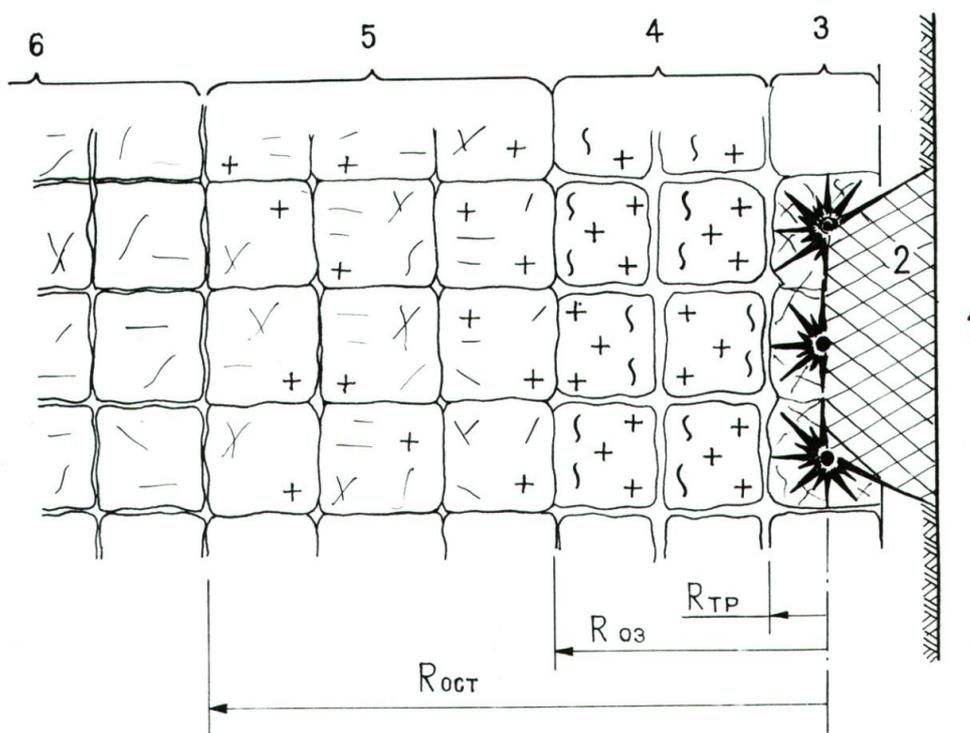
где  $\varepsilon_c$  - деформации структурного элемента массива;  $r_1, r_2$  - расстояние между реперами до и после взрыва, соответственно, м;  $N = \frac{r_2}{d_c}$  - количество отдельностей между реперами;  $d_c$  - средний размер куска в нарушенной части массива, м.

Размер куска ( $d_c$ ) принят равным 0,3 м. Это объясняется тем, что при ранее проведенном взрывании верхнего горизонта ниже его подошвы произошло разрушение массива. Средний размер куска при взрывании пород III-IV категорий по взрываемости на карьерах комбината «Ураласбест» составляет 0,3 м.

Промышленные экспериментальные исследования по определению параметров зон деформирования массивов проводились на карьерах и разрезе

в Забайкальском крае. Результаты исследований приведены в табл.2.5. Радиус зоны дробления определялся как половина расстояния между скважинами. Радиус зоны заколов – расстояние от последнего ряда скважин до наиболее удаленного закола.

Анализ сетки расположения скважинных зарядов ВВ, замеры расстояния от зарядов ВВ до границы зоны заколов, а также реперные замеры, отраженные на рис. 2.16, показали, что в трещиноватых массивах горных пород формируются 3 зоны деформаций (схема действия взрыва представлена на рис. 2.17): зона дробления, в которой происходит динамическое соударение и дробление отдельных частей,  $R_{ТР} \leq (10 - 15)d_3$ ; зона упругопластических деформаций (зона заколов), в которой происходят деформации на берегах трещин и упругие деформации в отдельностях без их разрушения, упругая составляющая динамических деформаций обеспечивает движение отдельных частей к зарядной полости с образованием заколов,  $15d_3 \leq R_3 \leq 50d_3$ ; зона остаточных напряжений, в которой происходит закрытие трещин и упругие остаточные деформации в отдельностях массива,  $50d_3 \leq R_{ост} \leq 150d_3$ .



**Рис. 2.17. Зоны деформирования напряженного трещиноватого массива взрывом: 1- выработанное пространство; 2, 3, 4, 5- соответственно, зоны выброса, трещинообразования (дробления отдельных частей), разгрузки (заколов), остаточных деформаций (напряжений); 6- зона естественного состояния массива;  $R_{ТР}$ ,  $R_{оз}$ ,  $R_{ост}$ - радиусы зон трещинообразования, заколов и остаточных напряжений**

Таблица 2.4

Определение остаточных деформаций в массиве с использованием реперов

№ взрывов	Тип породы, категория трещиноватости	Расстояние (м) между:				Абсолютные деформации, м $r_1 - r_2$	Относительные деформации между реперами $\varepsilon_r = \frac{r_1 - r_2}{r_1} \cdot 100, \%$	Деформации структурного элемента массива, % $\varepsilon_c$
		зарядом и серединой соседних реперов	реперами до взрыва $r_1$	реперами после взрыва $r_2$				
1	Серпентинит, III-IV	11,05	3,32	2,97	0,35	10,4	1,25	
		15,71	3,97	3,62	0,35	8,8	0,73	
		20,08	4,75	4,60	0,15	3,2	0,20	
		23,16	5,67	5,37	0,30	5,3	0,30	
2	Перидотит безрудный, III-IV	13,5	6,99	5,63	1,36	19,4	1,03	
		19,5	4,99	4,74	0,25	5,0	0,32	
		28,0	12,0	11,90	0,10	0,8	0,02	
3	Перидотит, IV	13,6	8,25	7,25	1,0	14,0	0,58	
		19,7	5,0	4,61	0,39	7,8	0,50	
		24,5	4,7	4,55	0,15	3,2	0,21	
		31,0	7,8	7,76	0,04	0,5	0,02	
4	Диорит, III-IV	18,2	4,71	4,30	0,41	8,7	0,51	
		23,1	5,20	4,95	0,25	4,8	0,29	
		28,7	6,00	5,86	0,14	2,3	0,12	
5	Перидотит с оторочкой асбеста, IV	19,0	3,76	3,60	0,16	4,3	0,36	
		22,9	4,28	4,16	0,12	2,8	0,20	

Размеры зон трещинообразования, заколов и остаточных напряжений зависят от диаметра зарядов взрывчатого вещества (ВВ), типа ВВ, удельного расхода ВВ, сетки расположения скважин, конструкции заряда, последовательности взрывания и интервалов замедления. Кроме того, размеры зон зависят от степени трещиноватости массива и прочности пород.

Результаты промышленных экспериментальных исследований по определению радиусов зон заколов на ОГР Забайкальского края приведены в таблице 2.5.

Таблица 2.5

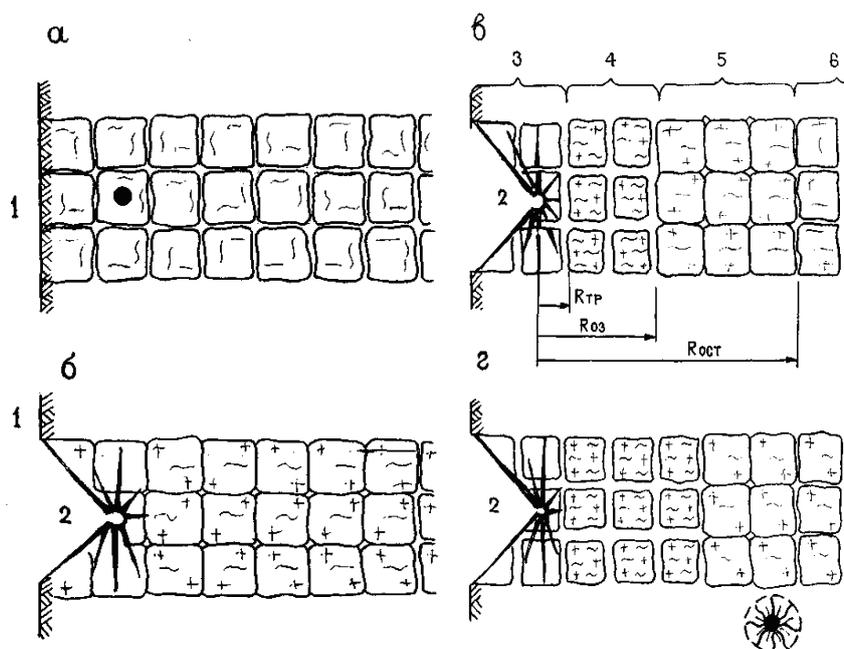
Свойства массивов, параметры БВР и радиусы зон действия взрывов на открытых горных разработках Забайкальского края

Наименование карьера, разреза	Наименование горных пород	$f$	$d_e$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$d_3$ , м	$R_{03}$ , м
«Камень-2»	Гранит	10-16	0,5-1,0	2,0	0,115	5-7
«Ургуйский»	Уголь	1,5-2	1,5-2,0	0,67	0,18	10-20
«Юбилейный»	Гранит	6-8	0,05-0,4	0,74	0,115	10
«Шахматное»	Флюорит	10-12	0,15-1,0	0,80	0,11	5-7
«Дельмачик»	Эксплозивная брекчия	13-15	1,0-2,0	0,77	0,25	5-7
«Дельмачик»	Гранит	15-16	0,5-1,5	1,0	0,25	8-12
«Жетково»	Сланцы	6-9	0,5-1,0	0,8	0,15	4,5

#### 2.4. Механизм действия взрыва в напряженном трещиноватом горном массиве

Проведенные промышленные экспериментальные исследования на ПГР (рудники ПАО ППГХО) и ОГР (карьеры комбината «Ураласбест» и Забайкальского края) позволили разработать механизм действия взрыва в трещиноватом, напряженном горном массиве вблизи открытой поверхности.

При взрыве группы зарядов ВВ, параллельных открытой поверхности (рис. 2.17, 2.18), под действием давления продуктов детонации (ПД) трещиноватый массив начинает смещаться во все стороны от взрывааемых зарядов ВВ, что сопровождается дроблением отдельностей в зонах 2 и 3, деформациями с трением и смещением по граням естественных отдельностей, а также упругими деформациями отдельностей в зонах 4 и 5. Движение части массива 2 в сторону выработанного пространства 1 сопровождается выбросом горной массы (рис.2.18).



**Рис 2.18. Развитие процесса деформирования трещиноватого массива взрывом во времени:** а - до взрыва, б - во время взрыва, в – после взрыва, г- после сейсмического воздействия очередного взрыва. 1- выработанное пространство, 2,3,4,5-соответственно зоны выброса, дробления, заколов, остаточных напряжений. 6- зона естественного состояния массива

После падения давления в зарядных полостях, реакция упруго деформированных взрывом отдельностей и горное давление в зонах 3 и 4 приводят к смещению массива в сторону пространства 1. Причем, запас упругой энергии в зонах 3 и 4 превышает энергию, расходуемую на трение, возникающую между отдельностями, что сопровождается смещением массива и падением напряжения в этих зонах с образованием заколов. Возвращению упруго деформированных отдельностей в зоне 5 в первоначальное НДС (до взрыва) препятствуют силы трения на гранях естественных отдельностей, создаваемые горным давлением. Иными словами, в фазе упругой реакции массива силы трения препятствуют возвращению его в первоначальное положение, то есть массив за пределами зоны заколов как бы запрессовывается. При воздействии взрывной нагрузки силы трения обеспечиваются боковым распором отдельностей в направлении, перпендикулярном сжимающей нагрузке, а также статическим горным давлением.

Таким образом, за зоной дробления отдельностей в трещиноватом массиве находятся зоны с измененными физическими свойствами, что выражается в образовании заколов в зоне 4 и уменьшении раскрытия естественных трещин в зоне 5 с изменением НДС отдельностей массива в зонах 4 и 5.

Проведение следующего цикла буровзрывных работ на расстоянии от зоны 5 приводит к практически мгновенному приращению величины напряжений в зоне 5, что обеспечивает превышение сил трения в ней и разгрузку массива за счет сейсмического действия взрыва, в результате чего максимум напряжений смещается вглубь массива, а напряжения в зоне максимума уменьшаются.

## **2.5. Физико-технические свойства и напряженно-деформированное состояние горного массива, влияющие на его взрываемость, устойчивость, удароопасность и буримость**

В главе 1 указано, что отечественными и зарубежными исследованиями установлено влияние на параметры и характер действия взрыва как физических свойств отдельностей массива, так и параметров естественной трещиноватости. Согласно определению, изложенному в «Геологическом словаре», отдельность – характерная форма блоков горных пород, образующаяся при естественном или искусственном раскалывании. Отдельность обусловлена наличием в породе видимых или скрытых пересекающихся систем трещин отдельности. Трещиноватость – разделение горной породы плоскостями (поверхностями) на серию блоков под действием тектонических, гравитационных сил, усыхания, замерзания, выветривания.

Причем степень влияния физических свойств отдельностей изменяется с изменением интенсивности трещиноватости массива. Это связано с тем, что при взрывании зарядов ВВ в трещиноватом массиве энергия взрыва расходуется на упругое деформирование и разрушение отдельностей массива, пластическое деформирование массива между гранями естественных отдельностей, а также на преодоление сил трения по граням отдельностей за счет наличия горного давления, что указано в работе автора [108].

К базовым физическим свойствам отдельностей, определяющих их деформируемость и дробимость под действием взрыва относятся [81] пределы прочности при сжатии и растяжении, модуль упругости или скорость продольной волны, коэффициент Пуассона, объемная масса отдельности. Базовым горно-технологическим параметром, обобщающим прочностные и упругие свойства, является коэффициент крепости горной породы по М.М. Протодьяконову.

Из инженерно-геологических свойств массива существенное влияние на действие взрыва, устойчивость массива оказывает естественная трещиноватость 3 порядка по [77], которая численно характеризуется расстоянием между трещинами всех систем (средний размер естественных отдельностей) в массиве, величиной раскрытия трещин, количеством систем трещин, свойствами материала заполнителя трещин [119].

Немаловажную роль в процессе деформирования, разрушения и перемещения массива играет эффект трения по граням отдельностей, который характеризуется коэффициентом трения.

Кроме того, на свойства трещиноватого массива и его взрываемость, устойчивость и удароопасность влияет горное давление, характеризующее статическое напряженно-деформированное состояние массива, на которое накладывается динамическое напряжение от взрыва.

В настоящем параграфе приведены базовые физико-технические свойства отдельностей для массивов горных пород, разрабатываемых рудниками ПАО ППГХО, параметры трещиноватости и коэффициент трения по граням отдельностей. Приведены отдельные параметры трещиноватости массива на

ОГР комбината «Ураласбест». Кроме того, определена величина горного давления в различных по степени трещиноватости массивах горных пород.

### 2.5.1. Базовые физико-технические свойства отдельностей горного массива Стрельцовского рудного поля

Многолетние исследования Сибирского проектно-изыскательского и научно-исследовательского института промышленной технологии и ЦНИЛ ПАО ППГХО [103, 92,93] и их анализ позволили разработать таблицу 2.6. со средними базовыми параметрами физико-технических свойств образцов пород Стрельцовского рудного поля.

Таблица 2.6

Физико-технические свойства образцов пород Стрельцовского рудного поля

Наименование горных пород	$f$	$\rho, 10^3$ кг/м <sup>3</sup>	$\sigma_{сж}$ МПа	$\sigma_p$ МПа	$C, 10^3$ м/с	$V$
Фельзиты	9...12	2,43	69,5	12,4	3,65	0,3
Туфы фельзитов	4..9	2,35	60,0	11,5	3,39	0,29
Лавобрекчии фельзитов	4...6	2,43	35,6	7,9	2,42	0,27
Туфолавы кварцевых порфиров	6...10	2,42	77,1	10,6	3,81	0,26
Андезито-базальты	9...16	2,61	102,7	11,7	4,41	0,24
Лавобрекчии андезито-базальтов	12...16	2,56	69,0	11,0	3,62	0,25
Плагиоклазовые андезиты	14...16	2,67	91,6	10,9	4,32	0,26
Базальты		2,63	135,1	13,0	4,95	0,23
Трахидациты	12...16	2,51	97,2	13,9	4,35	0,29
Туфы трахидацитов	9...13	2,52	53,3	8,0	3,87	0,27
Лавобрекчии трахидацитов	7...10	2,51	75,0	14,4	4,02	0,20
Туфолавы трахидацитов		2,57	74,2	14,3	4,07	0,27
Липариты		2,45	38,5	5,6	2,62	0,21
Сиенит-порфиры		2,47	70,7	7,7	4,09	0,24
Песчаники	9...12	2,43	68,7	11,5	3,8	0,24
Туфопесчаники	4...9	2,28	86,4	14,4	4,04	0,27
Алевролиты	8...12	2,38	53,0	8,8	2,67	0,26
Доломиты		2,32	38,7	8,5	4,37	0,29
Конгломераты (разногалечные)	8...12	2,44	54,2	5,7	3,46	0,36
Гравелиты	4...12	2,44	80,8	5,9	3,71	0,33
Туфогравелиты	4...7	2,42	48,9	5,0	3,11	0,31
Базальные конгломераты		2,48	87,7	7,9	4,28	0,22
Граниты	11...20	2,57	144,0	8,6	4,54	0,23

$f$  - коэффициент крепости по М.М. Протогьяконову,  $\rho$  - объемная масса,  $\sigma_{сж}$  - предел прочности на сжатие,  $\sigma_p$  - предел прочности на разрыв,  $C$  - скорость продольной волны,  $V$  - коэффициент Пуассона.

Указанные базовые параметры необходимы для последующих численных расчетов параметров воздействия взрыва на горный массив.

Анализ базовых физических свойств пород Стрельцовского рудного поля, представленных более чем 20 разновидностями с изменением  $f$  от 4 до 20,  $\sigma_{сж}$  от 40 до 140 МПа,  $C$  от 2,6 до 4,9 км/с,  $V$  от 0,2 до 0,36 указывает на то, что исследованные породы по диапазону свойств охватывают практически все массивы горных пород, разрабатываемые в РФ.

#### 2.5.2. Параметры естественной трещиноватости горного массива на подземных и открытых разработках

Для численных расчетов параметров воздействия взрыва на трещиноватый массив, то есть при определении геометрических параметров зон действия взрыва, величины напряжений и деформаций при взрывном воздействии, а также параметров БВР для отбойки горной массы необходимо знать параметры естественной трещиноватости массива.

В настоящем разделе рассматривается трещиноватость 3 порядка [77] - макротрещины. Трещины 3 порядка имеют протяженность от  $10^{-2}$  до  $10^2$  м. Они оказывают наибольшее влияние на процесс разрушения массива взрывом, на устойчивость и удароопасность горного массива. Трещины 3 порядка появляются вследствие тектонических процессов, метаморфизма, уменьшения объема пород при остывании магматических лав, усыхании осадочных пород, а также при выветривании пород и в процессе ведения буровзрывных и горных работ. Трещины 3 порядка могут быть открытыми или заполненными рыхлым или твердым заполнителем.

Параметрами макротрещин 3 порядка, существенно влияющими на деформирование и разрушение массива взрывом являются: размер естественной отдельности (среднее расстояние между трещинами всех систем), величина раскрытия трещин, количество систем трещин, материал-заполнитель трещин.

Для определения указанных параметров на рудниках ПАО ППГХО проводились натурные исследования с использованием линейных измерительных приборов (рулетка, линейка) и специально выполненного щупа для определения величины раскрытия трещин. Щуп представляет собой стальную пластину шириной 1-2 мм, имеющую треугольную в продольном сечении форму с указанием на ней делений для определения величины раскрытия трещин. Исследования проводились по обнажениям в выработках с записью в журнале числа систем трещин, среднего расстояния между трещинами, величины раскрытия трещин и описанием заполнителя трещин (при наличии). Исследования проведены в массивах: трахидацитов, фельзитов, гранитов, конгломератов, андезито-базальтов на рудниках ПАО ППГХО :1, «Восточный», 2, 4, 6, 8. Всего выполнено более 1000 замеров. Результаты замеров позволили установить зависимость величины раскрытия

трещин от размера отдельности, определить показатель трещиноватости (деформируемости) массива ( $\Phi$ ).

Показатель трещиноватости  $\Phi$  определен по формулам [86] и равен:

- для массивов горных пород с трещинами без заполнителя

$$\Phi_H = 1 + \frac{\delta}{d_e \xi} \sum_1^k (1 - \cos^4 \theta_i) \quad (2.1)$$

- для массивов горных пород с хаотической трещиноватостью при количестве систем трещин не менее 4

$$\Phi_X = 1 + \frac{5 \delta k}{8 d_e \xi} \quad (2.2)$$

где  $\delta, d_e, \xi$  - соответственно, величина раскрытия трещин, средний размер отдельности, безразмерная площадь скальных контактов,  $\xi = 3 \cdot 10^{-4}$ ;  $k, \theta$  - соответственно, количество систем трещин, угол наклона систем трещин к действующей взрывной нагрузке.

Численные расчеты величины  $\Phi$  по фактически замеренным параметрам  $\delta, d_e, k, \theta$  проведены для условий рудников ПАО ППГХО при учете того, что  $\delta = 1.1 d_e \cdot 10^{-3}$  (в пределах изменения  $d_e$  от 0,05 до 1,5 м, коэффициент вариации  $\pm 25\%$ ).

Обобщение и анализ полученных данных позволили разделить массивы на 5 категорий по деформируемости (трещиноватости), где величина  $\Phi$  изменяется в каждой категории на 2 единицы согласно исследованиям автора [111]. Результаты расчетов, обобщения и анализа приведены в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Разделение массивов рудников ПАО ППГХО на категории по деформируемости (трещиноватости)

Категория деформируемости (трещиноватости)	Средний размер отдельности, $d_e$ , м	Число систем трещин, $k$	Показатель трещиноватости (деформируемости) $\Phi$
I	<0,05	>5	>12
II	0,05-0,15	5-4	12-10
III	0,15-0,40	4-3	10-8
IV	0,40-1,0	3	8-6
V	>1,0	3-2	<6

При определении  $\Phi$  в I-III категории использована формула (2.2), в IV-V – формула (2.1).

Исследования аналогичных параметров трещиноватости в условиях карьеров комбината «Ураласбест», проведенные по откосам уступов с помощью линейных методов замера и по скважинам с помощью оптического прибора РВП-456 на расстоянии до 100 диаметров заряда ( $d_3$ ) от откоса уступа позволили установить автору зависимость величины раскрытия трещин от размера отдельности в виде  $\delta = 0.0125d_e$  [110], при изменении  $d_e$  до 1,5 м и коэффициенте вариации  $\pm 32\%$ . Эта зависимость справедлива для нарушенной взрывом части массива. В глубине массива, вне зоны нарушения вероятно, будет соблюдаться зависимость  $\delta$  от  $d_e$ , аналогичная зависимости для подземных горных работ.

Пользуясь классификацией массивов скальных пород по степени трещиноватости, разработанной Межведомственной комиссией по взрывному делу [100] для открытых горных работ, по формулам (2.1, 2.2) (с учетом экспериментальной зависимости  $\delta$  от  $d_e$ ) определен показатель трещиноватости массива на ОГР. Показатель  $\Phi$  определен для горного массива в зоне нарушения, то есть на расстоянии до  $100d_3$  от поверхности откоса уступа и вне нарушенной зоны на расстоянии более  $100d_3$ , что отражено в табл.2.8.

Таблица 2.8

Численные значения параметров трещиноватости на открытых горных работах

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$k$	$\Phi$	
			В зоне нарушения	Вне нарушенной зоны
I	<0,1	>4	>100	>11
II	0,1-0,5	4-3	100-80	11-9
III	0,5-1,0	3	80-70	9-8
IV	1,0-1,5	3-2	70-60	8-7
V	>1,5	3-2	<60	<7

В производственных условиях иногда необходимо вести взрывные работы в сыпучей среде, то есть при рыхлении отвалов кучного выщелачивания или замагазинированной для ПВ руды взрывом.

Цель взрывного рыхления руды в блоке КВ и ПВ повысить коэффициент извлечения металла за счет ликвидации канализирующих протоков. Для определения зон деформирования сыпучего отвала или замагазинированной руды взрывом необходимо знать показатель деформируемости рудной массы.

Согласно [86] для сыпучей среды

$$\Phi_C = \left[ 1,6\xi \left( 1 + \frac{1}{K} \right) \right]^{-1} \quad (2.3)$$

где  $K$  – отношение объема пустот к объему сыпучего материала.

Величину  $K$  можно выразить через коэффициент разрыхления  $K_p$  [81]

$$K = K_p - 1 \quad (2.4)$$

Тогда для сыпучего материала ( $\xi = 3 \cdot 10^{-4}$ ) автором настоящей монографии получена зависимость

$$\Phi_C = 0,6 \frac{K_p - 1}{\xi K_p} = 2000 \left( \frac{K_p - 1}{K_p} \right) \quad (2.5)$$

Численные значения показателя деформируемости сыпучих горных пород (отвалы пустых пород и руды, замагазинированная руда, песок и т.д.) в зависимости от коэффициента разрыхления приведены в табл.2.9.

Таблица 2.9

Зависимость показателя деформируемости сыпучего массива от коэффициента разрыхления

$K_p$	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6
$\Phi_C$	180	333	462	570	667	750

### 2.5.3. Коэффициент трения между гранями отдельностей

Анализ работ академика АН СССР В.В. Ржевского [79,80] показал, что существенное влияние на устойчивость горных массивов оказывают эффекты трения по граням отдельностей массива, следовательно эффект трения необходимо учитывать и в расчетах параметров БВР, устойчивых и ударобезопасных размеров целиков и обнажений. Эффект трения учитывается коэффициентом трения. Для численного его определения была использована работа [154]. Коэффициент трения  $\mu$  определялся через угол внутреннего трения по формуле  $\mu = tg\varphi$ . В работе [154] даны углы трения при различной поверхности граней отдельностей массива. В таблицу работы [154] внесены и значения  $\mu$ , а также значения коэффициента крепости горных пород  $f$ .

Таблица 2.10

Значения коэффициента трения от характера поверхности трещин и коэффициента крепости

Наименование пород	$f$	Угол трения ( $\varphi$ ) и коэффициент трения ( $\mu$ ) при характере поверхности трещин			
		неровной, шероховатой		ровной, гладкой	
		$\varphi$	$\mu$	$\varphi$	$\mu$
Порфириты, роговики, джеспилиты, крепкие песчаники	16-20	28-31	0,53-0,6	20-26	0,35-0,49

Вторичные кварциты, гранодиориты, кварцевые порфиры, скарнированные породы, сиениты, диориты	12-18	25-28	0,47-0,53	17-20	0,3-0,36
Известняки, метаморфические сланцы, магнетиты	8-12	24-27	0,4-0,51	16-19	0,29-0,34
Глинистые сланцы, аргиллиты	6-8	23-26	0,42-0,49	15-18	0,27-0,32
Филлиты, талько-хлоритовые и серицитовые сланцы	4-8	23-25	0,42-0,47	9-12	0,16-0,21
Любые породы с трещинами, заполненными рыхлым или глинистым материалом, зеркала скольжения	-	10-12	0,17-0,21	10-12	0,17-0,21

Анализ исследований, проведенных в [103] показывает, что с увеличением размера отдельности породы прочностные и упругие характеристики возрастают при испытании одного типа пород. То есть с увеличением размера отдельности возрастает и коэффициент крепости и коэффициент трения по граням отдельностей. С физической точки зрения перемещение граней соседних отдельностей относительно друг друга в условиях их контакта, при наличии горного давления, сопровождается истиранием породы на выступах. Следовательно, коэффициент трения по граням отдельностей определяется прочностью этих отдельностей.

Анализируя данные таблицы 2.10, данные исследований [103] в табл. 2.11 приведены значения коэффициента трения в зависимости от степени трещиноватости массивов горных пород ПАО ППГХО. В любых породах с трещинами, заполненными рыхлым или глинистым материалом: глина, каолинит, хлорит,  $\mu=0,2$ . В породах с твердым заполнителем: кальцит, гематит, флюорит  $\mu=0,3$ , при заполнителе кварц -  $\mu=0,6$ .

#### 2.5.4. Горное давление в зависимости от степени трещиноватости пород

Анализ экспериментальных данных радиуса зоны радиального трещинообразования и диаметра зоны раздавливания при ведении взрывных работ с глубиной разработки (рис.2.1) указывает на то, что величина горного давления существенно влияет на параметры деформирования массива взрывом. Для дальнейшего проведения численных расчетов приведем численные значения величины горного давления, определенные согласно работе [69], где учтено, что горное давление зависит от степени нарушенности, трещиноватости горных пород, и большую нагрузку гравитационных и тектонических сил принимают менее нарушенные породы. Компоненты напряжений в массиве определены в [69] в зависимости от гравитационного горного давления и угла внутреннего трения (коэффициента трения) по формулам

$$P_Z = \rho g H, P_Y = \beta \rho g H, P_X = \frac{\nu}{1-\nu} (1 + \beta) \rho g H \quad (2.6)$$

где  $P_Z, P_X, P_Y$  - соответственно, вертикальная и горизонтальные компоненты горного давления, характерные для массива Стрельцовского рудного поля;  $\rho, g, H$  - соответственно, объемная масса горного массива, ускорение свободного падения, глубина от поверхности земли.

$$\beta = (1 - \sin \varphi)(1 + \sin \varphi)^{-1}, \quad (2.7)$$

$\varphi$  - угол внутреннего трения, связанного с коэффициентом трения соотношением  $\mu = \operatorname{tg} \varphi$ .

Пользуясь зависимостями (2.6) определены компоненты горного давления и его средняя величина  $P_{cp}$  (в гидростатическом приближении) для месторождений Стрельцовского рудного поля, например, на глубине 500 м. Численные значения компонент горного давления в породах с различной степенью трещиноватости приведены в табл.2.11.

Таблица 2.11

Значения коэффициента трения и величины горного давления в зависимости от степени трещиноватости горных пород

Класс трещиноватости	$d_e$ , м	$\mu$	$\beta$	Расчетная величина горного давления на глубине 500 м, МПа			$P_{cp}$ , МПа
				$P_Z$	$P_Y$	$P_X$	
I	<0.05	<0.2	<1.5	12.5	<18.8	<9	<13.3
II	0.05-0.15	0.2-0.3	1.5-1.8	12.5	18.8-22.5	9-10	13.3-15.0
III	0.15-0.40	0.3-0.45	1.8-2.4	12.5	22.5-30.0	10-12	15-18
IV	0.40-1.0	0.45-0.6	2.4-3.1	12.5	30-39	12-14	18-22
V	>1.0	>0.6	>3.1	12.5	>39	>14	>22

Согласно исследованиям [92] и [93] для участков месторождений, склонных и опасных по горным ударам (преимущественно массивы гранитов на глубине более 500 м), компоненты горного давления в трещиноватом массиве определяют по эмпирическим зависимостям

$$\begin{aligned} P_Z &= 4,42 + 0,0233H \\ P_X &= 6,21 + 0,0484H \\ P_Y &= 12,8 + 0,0686H \end{aligned} \quad (2.8)$$

где  $P_Z, P_X, P_Y$  - соответственно, вертикальная, субширотная и субмеридиональная компоненты горного давления, МПа;  $H$  - глубина от поверхности земли, м.

Эмпирические формулы получены при использовании метода параллельных скважин (измерительная аппаратура разработана ИГД СО АН СССР) на глубинах 452-672 м по выработкам шахтного ствола 12-В ПАО ППГХО. Коэффициент корреляции для уравнений (2.8) 0,78-0,92.

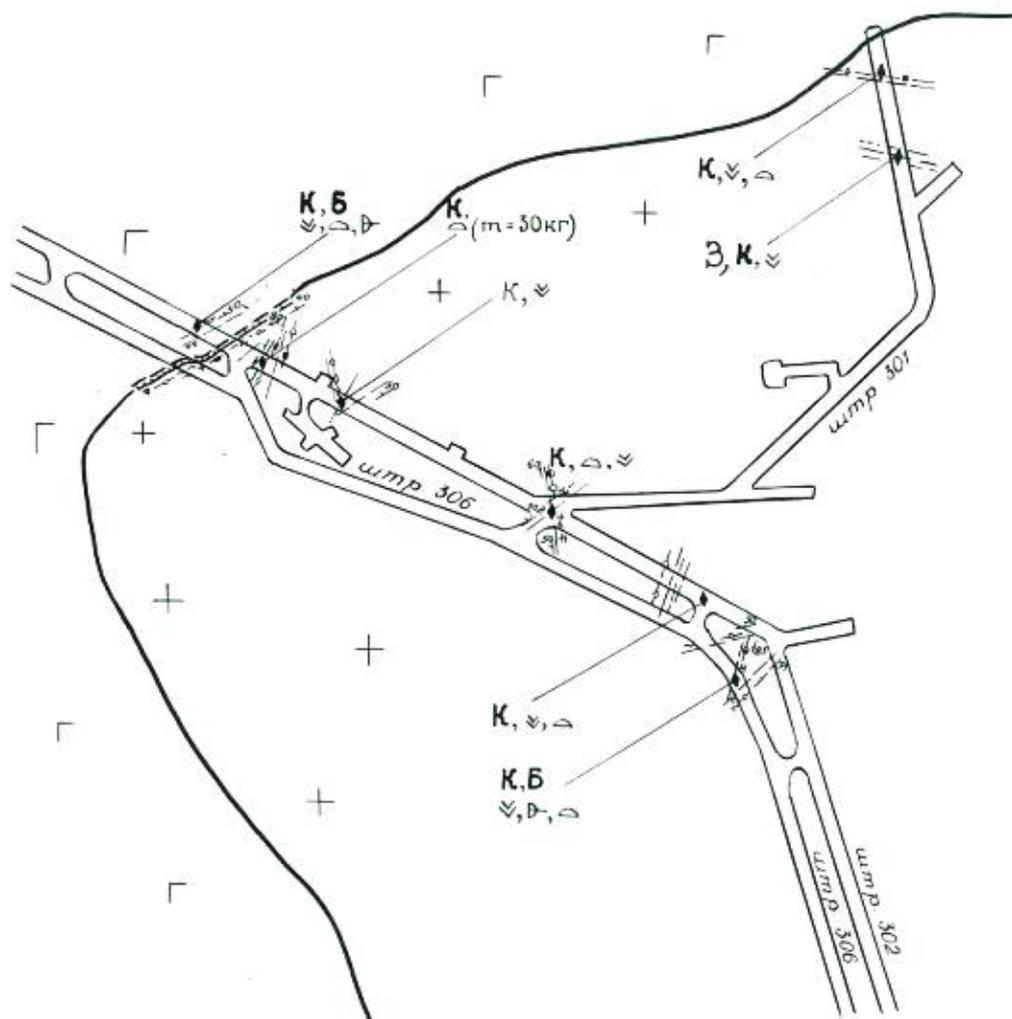
#### 2.5.5. Параметры макро- и микротрещиноватости пород в удароопасных массивах

Опыт проведения горных выработок и стволов шахт при геологической разведке и подготовке группы месторождений ПАО ППГХО показывает, что уже на глубине 500...700 м на некоторых участках массива наблюдаются динамические формы проявления горного давления в виде шелушения, стреляния и заколообразования. Преимущественная форма динамических проявлений - стреляние, то есть отскакивание от краевой части массива линзообразных пластин размером от 0,5 до 10 см, толщиной 0,1...1,0 см. Иногда происходили микроудары.

Места стреляний и заколообразования - борта, кровля и забой выработки. Наиболее интенсивно стреляния и заколообразование происходят сразу после проведения взрывных работ и в течение 1...2 ч после взрыва, как правило, прекращаются. В этих условиях работать становится опасно.

С целью обеспечения безопасности горных работ проведен цикл исследований по изучению инженерно-геологических и петрографических характеристик пород, а также акустических амплитудно-частотных характеристик образцов при их деформировании и разрушении под действием увеличивающейся статической нагрузки [109]. Исследования позволили выявить диагностические признаки удароопасных пород, что дает возможность прогнозировать относительную удароопасность на стадии геологоразведочных работ. Исследования проведены в массивах и на образцах пород 10 горизонта рудника 8 (глубина 690 м).

Влияние естественной трещиноватости изучали путем совмещения геолого-структурных карт с нанесением на них мест проявлений горного давления (рис. 2.19). В результате установлено, что горные породы, склонные к динамическим проявлениям, - трещиноватые граниты и базальты со средним расстоянием между трещинами всех систем 0,15...1,5 м. Главенствующие системы трещин на удароопасных участках, как правило, расположены под углом 75...90° к оси выработки. Естественные трещины заполнены непрочным заполнителем: каолинитом, хлоритом, глиной трения. Часты случаи динамических проявлений на контактах различных пород (гранит-базальт), вблизи тектонических швов и разломов, на расстояниях от 5 до 30 м по обе стороны от центра разлома или контакта пород.



**Рис.2.19. Геолого-структурная карта динамических проявлений горного давления в выработках на 10 горизонте рудника 8 ПАО «ППГХО». Местоположение динамических проявлений: К – кровля выработки; Б – борт; З – забой выработки**

Для исследования петрографических и физических свойств, а также характеристик акустической эмиссии из бортов выработок на удароопасных и неудароопасных участках отбирали образцы. Породы были представлены гранитами, базальтами, гранодиоритами, лавобрекчиями базальтов, трахидацитами. Образцы имели кубическую или цилиндрическую форму с соотношением сторон 1:1:1 и 1:1 и размером стороны 40...50 мм.

До разрушения в образцах скорость продольной волны устанавливали ультразвуковым методом. По граням образцов с помощью микроскопа МС-100 (увеличение  $\times 40$ ) определяли содержание минералов, размер зерна минералов  $D_z$ , расстояние между микротрещинами  $d_m$ , после чего для каждого минерала вычисляли средневзвешенные значения параметров  $D_z$  и  $d_m$  для образца в целом. По этим данным определяли удельную площадь микротрещин в образцах пород. Анализ данных по изучению петрографических и физических параметров гранитов 10 горизонта 14 РЭШ, приведенных в табл.2.12, показал, что граниты удароопасных участков имеют меньший средневзвешенный размер зерна и больше нарушены

микротрещинами. Среднее расстояние между микротрещинами в удароопасных породах в 2 раза меньше, чем в неудароопасных, удельная поверхность - в 1,7 раза больше, а скорость продольных волн - меньше в 1,25 раза.

Таблица 2.12

Петрографические и физические параметры пород удароопасных и неудароопасных участков 10 горизонта 14 РЭС

Точка отбора пробы, удароопасность	Краткая характеристика горной породы	Содержание минерала: КПШ; кварц; другие, %	$D_3$ , $10^{-3}$ , м	$d_m$ , $10^{-3}$ , м	C, м/с	Удельная площадь микротрещин, $10^3$ , м <sup>2</sup> /м <sup>3</sup>
1, н/у	Гранит слабо измененный	68,3; 20; 11,7	3,4	3,5	6640	0,87
2, у	Гранит сильно измененный, карбонатизированный, гидрослюдизированный	51,6; 37,3; 11,1	3,5	1,95	6137	1,49
3 <sup>1</sup> , н/у	Гранит не измененный	69; 19,5; 11,5	3,7	1,12	7049	2,76
6 <sup>1</sup> , н/у	Гранодиорит, основная масса темноцветных минералов	34; 25,5; 40,5	5,9	1,2	7033	2,53
Г <sup>1</sup> , н/у	Гранит биотитовый, хлоритизированный, гидрослюдизированный	62,7; 27,5; 9,8	4,4	2,9	7198	1,09
5 <sup>1</sup> , у	Граносиенит	67,8; 18,3; 13,9	6,4	0,8	3421	3,75
4 <sup>1</sup> , у	Гранит сильно измененный, хлоритизированный	65,9; 22,6; 11,6	5,1	1,14	5064	2,65
2 <sup>1</sup> , н/у	Гранит розовый	61,8; 30,7; 7,5	10,5	3,9	4165	0,99
8 <sup>1</sup> , у	Гранит лейкократовый	61,4; 24,1; 14,5	3,4	1,4	6939	2,79
7 <sup>1</sup> , у	Гранит катаклазированный, интенсивно измененный	62,6; 26,5; 10,9	2,7	0,9	5921	3,22
Средние значения:						
по удароопасным породам (22 образца)			4,2	1,2	5496	2,78
по неудароопасным породам (15 образцов)			5,6	2,5	6817	1,65

Примечание: н/у- не удароопасный участок; у - удароопасный участок;  $D_3$  –средний диаметр зерен минералов;  $d_m$  –среднее расстояние между микротрещинами; C- скорость ультразвука в образце, КПШ –калиевый полевой шпат.

Экспериментальные исследования по фиксированию волновых процессов, наблюдаемых при деформировании образцов, проводили на прессе МС-500. К нижней плите прессы крепили пьезодатчик, сигналы от которого выводились через усилитель на графопостроитель Н-306. При разрушении образцов фиксировали предел прочности на раздавливание и скорость нагружения в момент разрушения.

Анализ акустических характеристик, полученных при деформировании образцов гранита, базальта, андезито-базальта, трахидацита (всего проведено 48 экспериментов) позволил предложить атомно-волновой механизм разрушения микротрещиноватых горных пород. Увеличивающаяся нагрузка приводит к закрытию микротрещин и сдвигу по ним, в результате чего происходит взаимодействие атомов на берегах трещин [151,158], которое обеспечивает выделение свободной энергии поверхности (СЭП) в динамической форме - в виде волн растяжения и сжатия-растяжения. Непосредственно перед генеральным разрушением образуется цуг волн растяжения-сжатия, служащий инициатором разрушения всего образца.

Энергию, выделяемую в виде волн сжатия-растяжения, можно оценить через удельную поверхностную энергию (для гранитов около  $250 \text{ Дж/м}^2$ ) [81]. С учетом того, что удельная поверхность микротрещин в гранитах составляет около  $2 \cdot 10^3 \text{ м}^2/\text{м}^3$  (см. таблицу 2.12), получим СЭП, равную  $5 \cdot 10^5 \text{ Дж/м}^3$  горной породы. Эта величина сравнима с величиной сейсмической энергии, выделяемой при горном ударе [70] и более чем на порядок превышает потенциальную энергию упругих деформаций массива на глубине 700 м (с учетом концентрации напряжений), составляющую около  $3 \cdot 10^4 \text{ Дж/м}^3$ .

На основе изложенного механизма разработана физическая гипотеза деформирования и разрушения пород в очаге горного удара.

В процессе ведения горных работ преимущественно под действием взрывов в массиве наряду с имеющимися микротрещинами появляются искусственные микротрещины - происходит накопление СЭП на берегах трещин. В некоторой части приконтурной зоны выработки образуется оптимальная концентрация микротрещин и создается концентрация статических (гравитационных и тектонических) напряжений, иначе - формируется *очаг* горного удара. Для развития горного удара очаг необходимо иницировать, что возникает либо при увеличении статической нагрузки (перераспределение напряжений в процессе ведения горных работ), либо при возникновении вблизи очага динамических нагрузок от взрывов, бурения, механического воздействия. Как правило, горные удары происходят при ведении взрывных (50%) и буровых работ (23%) [33]. Увеличивающиеся статические или динамические воздействия приводят к закрытию, раскрытию микротрещин или сдвигу по ним с выделением энергии СЭП в виде цуга волн растяжения-сжатия которые в свою очередь иницируют окружающие очаг микротрещины в породах. В хрупких породах с оптимальной концентрацией микротрещин очаг расширяется -

происходит горный удар. В пластичных, вязких породах с очень большой или очень малой концентрацией микротрещин динамические проявления горного давления либо отсутствуют, либо обладают малой энергией.

Таким образом, с помощью диагностических признаков массивов горных пород (параметры макро- и микротрещиноватости, характеристики акустической эмиссии при деформировании образцов) можно определить относительную степень удароопасности массива горных пород. Кроме того, эти признаки можно использовать при прогнозном районировании глубоких горизонтов месторождений по степени удароопасности на основе физико-технического анализа керна разведочных скважин.

### *Выводы к главе 2 и направления дальнейших исследований*

Проведенный комплекс промышленных экспериментальных исследований позволил разработать механизм взрывного деформирования и разрушения трещиноватого массива, находящегося в условиях горного давления при наличии вблизи группы зарядов ВВ открытой поверхности, а также механизм образования зон заколов и остаточных напряжений. Установлено, что с глубиной разработки радиус зоны радиального трещинообразования уменьшается, а диаметр зоны раздавливания увеличивается.

Установлено, что с увеличением размера отдельности массива расстояние до границы зоны заколов (максимума напряжений), а также до границы зоны остаточных напряжений уменьшается, при проведении горной выработки.

Экспериментально доказано, что ведение взрывных работ оказывает тройственное воздействие на НДС массива: обеспечивает разгрузку массива на расстоянии  $5-15 d_3$  от заряда за счет снижения упругих свойств массива, и разгрузку массива между зарядом и обнажением на расстоянии до  $100 d_3$  за счет использования сейсмической энергии взрыва; обеспечивает нагрузку массива за счет «запрессовки» отдельностей вглубь массива на расстоянии от заряда  $(10-50) d_3$ ; в предельно напряженных участках горного массива, находящихся вблизи обнажения взрыв обеспечивает инициирование динамических проявлений горного давления в момент прохождения по этим участкам сейсмических волн.

В главе приведены численные значения базовых физико-технических свойств образцов пород Стрельцовского рудного поля, параметров трещиноватости, коэффициент трения и величина горного давления в горных массивах различных по степени трещиноватости.

Проведенные исследования позволили предложить атомно-волновой механизм разрушения микротрещиноватых горных пород. С помощью диагностических признаков массивов горных пород (параметры макро- и микротрещиноватости, характеристики акустической эмиссии при

деформировании образцов) можно определить относительную степень удароопасности массива на стадии геологоразведочных работ по керну разведочных скважин.

Проведенные исследования являются основой для разработки математического аппарата описания процесса деформирования и разрушения трещиноватого, напряженного горного массива с теоретическим и численным определением напряжений, деформаций, скоростей, времени и геометрических размеров зон действия взрыва.

### **Глава 3. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ТРЕЩИНОВАТОМ МАССИВЕ, НАХОДЯЩЕМСЯ В УСЛОВИЯХ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ**

В третьей главе, на основе анализа литературных источников, проведенных промышленных экспериментальных исследований и разработанного механизма действия взрыва в трещиноватом, напряженном массиве проведены теоретические исследования по определению параметров полей напряжений, деформаций, скоростей, времени и геометрических размеров зон действия взрыва.

Теоретические исследования проведены при взрывании одиночного заряда ВВ, одновременном взрывании группы зарядов, короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ вблизи открытой поверхности на ОГР И ПГР. Доказана достоверность полученных зависимостей. Кроме того, на основе закона сохранения энергии определены геометрические параметры и напряжения, создаваемые землетрясениями, наземными ядерными взрывами и взрывами высокоточного оружия.

Зависимости разработаны для трещиноватых, напряженных горных массивов и включают в себя базовые физико-технические свойства горных пород, параметры трещиноватости массива, основные детонационные характеристики ВВ и необходимые горнотехнические показатели.

#### **3.1. Напряженное состояние безграничного массива при взрывании одиночного заряда ВВ**

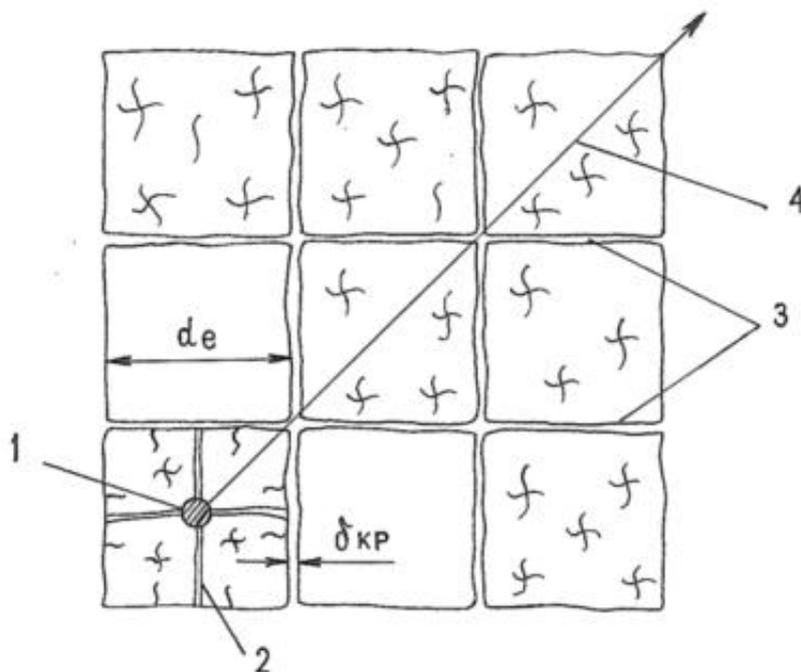
Действие взрыва в трещиноватом горном массиве подразделяется на две фазы [47]: волновую и квазистатическое давление продуктов детонации (ПД). Волна напряжения распространяется со скоростью 2000-5000 м/с и имеет малую длительность фазы сжатия 0,05-0,7 мс [155], поэтому согласно [7,87,155] при величине раскрытия естественных трещин 2-8 мм волны напряжений полностью теряют свою энергию на них. Это характерно для открытых горных работ, где величина раскрытия трещин составляет 5-20 мм. На подземных горных работах раскрытие трещин составляет 0,1-5,0 мм, то есть и здесь волны напряжений теряют часть своей энергии на ближайшей трещине. С учетом того, что блочность массива, например на рудниках ПАО ППГХО, составляет в основном 0,1-0,4 м, то есть число трещин, встречающихся на пути распространения волн напряжений в пределах радиуса зоны радиального трещинообразования равно 3 и более, можно сказать, что естественная трещиноватость полностью локализует энергию волны напряжений вблизи заряда ВВ. И определяющим механизмом дробления (радиального трещинообразования) отдельностей массива, в пределах  $(5 \div 15)d_3$ , а тем более его деформирование взрывом на больших расстояниях является квазистатическое давление продуктов детонации.

Иными словами, под действием квазистатического давления продуктов детонации в массиве распространяется волна деформаций, представляющая

собой последовательное перемещение раздробленных и не раздробленных отдельных частей в радиальном направлении от заряда ВВ. Перемещение отдельных частей сопровождается деформированием массива между гранями отдельных частей, упругим деформированием отдельных частей массива и трением по граням отдельных частей при их смещении друг относительно друга. Экспериментальными исследованиями [18,163] доказано наличие длиннопериодной волны, которая и представляет собой процесс перемещения отдельных частей.

В данном параграфе определяется теоретически величина сжимающих и растягивающих напряжений с расстоянием от одиночного заряда ВВ, взрывающегося в безграничном массиве, при отсутствии эффекта трения и горного давления.

В трещиноватом массиве с размером отдельности  $d_e$ , максимальным раскрытием трещин  $\delta_{кр}$  и безразмерной площадью контактов между отдельностями  $\xi$ , выделим горизонтальный слой толщиной  $d_e$  (рис.3.1).



**Рис. 3.1. Схема к расчету напряженного состояния трещиноватого массива при взрывании одиночного заряда ВВ: 1 – заряд ВВ; 2 – искусственные трещины; 3 – естественные трещины; 4 – характерное направление движения части отдельности**

Такая постановка задачи правомерна, т.к. длина заряда во много раз превышает  $d_e$ . В одной из отдельных частей, например в ее центре, находится цилиндрический заряд ВВ диаметром  $d_3$  и плотностью  $\rho_e$ . Заряд детонирует со скоростью  $D$ . Отдельность с зарядом отсечена от окружающих отдельных частей естественными трещинами с раскрытием, большим критической величины, экранирующими волны напряжений.

Под действием волны напряжений отдельность в некоторый момент времени разрушается радиальными трещинами на части. В результате действия квазистатического давления ПД раздробленная отдельность

приобретает некоторую радиальную скорость. Определив скорость отдельности, и решая энергетическое уравнение можно определить искомое поле напряжений.

Ниже приведенный теоретический расчет выполнен автором настоящей монографии. Согласно второму закону Ньютона, сила  $F_{ПД}$ , обеспечиваемая давлением ПД на стенки скважины равна силе инерции отдельности  $F_u$ . Радиальную скорость смещения раздробленной отдельности можно получить приближенно, если допустить, что увеличение диаметра зарядной полости на конец волнового воздействия взрыва незначительно. Равенство сил в развернутом виде записывается

$$P_C S = m \frac{dv}{dt}, \quad (3.1)$$

где  $P_C$  - среднее давление ПД в зарядной полости;  $S$  - площадь боковой образующей заряда ВВ;  $m$  - масса отдельности;  $dv/dt$  - ускорение смещения раздробленных частей отдельности.

$$P_C = \frac{\rho_B D^2}{8}; [10] \quad S = \pi d_3 d_e; \quad (3.2.)$$

$$m \cong \rho d_e^3; \quad (3.3)$$

Текущая радиальная скорость смещения раздробленной отдельности определяется после преобразования уравнения (3.1) с учетом (3.2, 3.3) и интегрирования полученного выражения:

$$v = \frac{\pi}{8} \cdot \frac{D^2 \rho_B d_3}{\rho d_e^2} t. \quad (3.4)$$

Начальная скорость смещения частей отдельности может быть определена при условии, что продолжительность развития трещины  $t_T$  от заряда до ближайшей грани отдельности не превышает продолжительности установления среднего давления в зарядной полости  $t_\theta$ . Это означает, что волна напряжения должна обеспечить прорастание трещины прежде, чем произойдет детонация всего заряда и начальная скорость перемещения частей отдельности будет максимальной, тогда, т.к.

$$t_T \leq t_\theta, \quad \text{то} \quad \frac{d_e - d_3}{2C_T} \leq \frac{d_e}{D}, \quad (3.5)$$

где  $C_T$  – скорость развития трещины.

Практически условие (3.5) можно выполнить изменением скорости детонации или диаметра заряда ВВ. С учетом того, что  $C_T=0,4C$  ( $C$  – скорость продольной волны) [61],

$$D \leq \frac{0.8d_e C}{d_e - d_3}. \quad (3.6)$$

Например, при взрывании на карьерах пород с размером отдельности  $d_e=1,0$  м,  $C=5 \cdot 10^3$  м/с,  $d_3=0,25$  м получим  $D \leq 5,3 \cdot 10^3$  м/с. При взрывании в

подземных условиях пород с  $d_e=0,4$  м,  $C=5 \cdot 10^3$  м/с,  $d_3=0,042$  м получим  $D \leq 4,4 \cdot 10^3$  м/с. Реальные промышленные ВВ имеют скорость детонации в среднем от  $2 \cdot 10^3$  до  $5 \cdot 10^3$  м/с.

Таким образом, максимальную скорость можно получить при условии  $t=d_e/D$ , т.е.

$$v_m = \frac{\pi}{8} D \frac{\rho_B d_3}{\rho d_e} . \quad (3.7)$$

Рассмотрим кинематическое воздействие раздробленной отдельности на рассматриваемый слой. Кинетическая энергия движущейся (раздробленной) отдельности ( $E_k$ ) расходуется на деформации массива между гранями отдельностей в результате их сближения и истирания, а также упругие деформации или хрупкое разрушение отдельностей в массиве. В энергетическом виде это условие записывается

$$E_k = E_{yn} , \quad (3.8)$$

где  $E_{yn}$  - энергия, расходуемая на деформации в окрестности естественных трещин и упругие деформации отдельностей.

С учетом геометрического расхождения  $E_{yn}$  можно определить по формуле

$$E_{yn} = \frac{\sigma_{сж}^2(r)}{2E_m} \pi d_e (r^2 - 0.25d_e^2) , \quad (3.9)$$

где  $\sigma_{сж}(r)$  - сжимающие напряжения, возникающие в отдельностях в зависимости от расстояния  $r$ .

Модуль упругости для трещиноватого массива равен [86]

$$E_M = E / \Phi . \quad (3.10)$$

где  $\Phi = 1 + \frac{\delta}{d_e} \frac{E}{E_3} \left[ \sum_1^k (1 - \cos^4 \theta_i) + \frac{2\nu_3}{1 - \nu_3} \sum_1^k \sin^4 \theta_i \right]$  - для массивов с

твердым наполнителем в естественных трещинах;  $E, E_3, \nu_3$  - соответственно, модуль упругости отдельности, модуль упругости и коэффициент Пуассона материала-заполнителя трещины.

Показатели трещиноватости для массивов с трещинами без наполнителя и хаотической трещиноватостью приведены ранее: формулы (2.1, 2.2).

Кинетическая энергия, приобретенная раздробленной отдельностью

$$E_k = 0,5 m v_m^2 \cong 0,5 \rho d_3^3 v_m^2 . \quad (3.11)$$

Подставляя (3.10) в (3.9), (3.7) в (3.11), а полученное в (3.8), после несложных преобразований получим зависимость сжимающих напряжений с расстоянием от заряда ВВ

$$\sigma_{сж}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} D\rho_B d_3 \left[ \frac{E}{\Phi \rho (r^2 - 0.25d_e^2)} \right]^{0.5} . \quad (3.12)$$

С учетом того, что  $c = (E/\rho)^{0.5}$ , а также  $r^2 \gg 0.25d_e^2$  получим зависимость сжимающих радиальных напряжений с расстоянием от одиночного цилиндрического заряда ВВ, взрываемого в безграничном массиве при отсутствии эффектов трения и влияния горного давления, то есть

$$\sigma_{сж}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi^{0.5}} . \quad (3.13)$$

Величина растягивающих, тангенциальных напряжений по аналогии с [160]

$$\sigma_p(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \nu}{r\Phi^{0.5}(1-\nu)} , \quad (3.14)$$

где  $\nu$  - коэффициент Пуассона отдельности.

Выше рассмотрена задача для случая открытых горных разработок, где величина раскрытия трещин составляет до 5-20 мм. То есть отдельности изолированы друг от друга естественными трещинами. На подземных горных работах величина раскрытия трещин в 10 раз меньше таковой на открытых разработках. Горное давление в подземных условиях обеспечивает контакт между соседними отдельностями.

Максимальную скорость движения раздробленной отдельности в подземных условиях можно определить следующим образом. Скорость распространения возмущений в деформируемой среде равна согласно [40]

$$\nu = [\sigma(r)/\varepsilon\varphi]^{0.5} , \quad (3.15)$$

где  $\sigma(r)$ ,  $\rho$ ,  $\varepsilon$  - соответственно, действующее напряжение, плотность среды, величина деформаций среды.

$$\varepsilon = \sigma(r)\Phi E^{-1} . \quad (3.16)$$

Подставляя (3.16) в (3.15) получим

$$\nu = (E/\rho\Phi)^{0.5} . \quad (3.17)$$

То есть максимальная скорость движения пронизанной и раздробленной зарядом ВВ отдельности в подземных условиях должна быть уменьшена в  $\Phi^{0.5}$  за счет деформаций на берегах ближайших естественных трещин. Тогда (3.7) для подземных работ можно переписать в виде

$$\nu_m = \frac{\pi}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho d_e \Phi^{0.5}} . \quad (3.18)$$

Величины сжимающих и растягивающих напряжений с расстоянием от заряда ВВ в подземных условиях тогда равны

$$\sigma_{сж}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi}, \quad \sigma_P(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \nu}{r\Phi(1-\nu)}. \quad (3.19)$$

### 3.2. Компоненты напряжений и деформаций при взрыве одиночного заряда ВВ в горном массиве с учетом эффекта трения и горного давления

В 3.1. проведен расчет величин сжимающих (радиальных) и растягивающих (тангенциальных) напряжений при взрывании одиночного цилиндрического заряда ВВ в безграничном массиве для идеальных условий, то есть отсутствия эффекта трения и горного давления. Однако, перемещение отдельных частей от заряда происходит в условиях сопротивления, обеспечиваемого эффектом трения по граням естественных отдельных частей. Эффект трения по граням отдельных частей обеспечивается за счет наличия горного давления и бокового распора отдельных частей при нагружении их движущейся отдельностью. Настоящий расчет основан на 1 законе Ньютона, который в напряжениях имеет вид

$$\sigma_{cm}(r) = \sigma_{сж}(r) - \sigma_{ГТ} - \sigma_{бр} + P, \quad (3.20)$$

где  $\sigma_{cm}(r)$ ,  $\sigma_{ГТ}$ ,  $\sigma_{бр}$  - соответственно, результирующее радиальное напряжение в отдельных частях с учетом эффекта трения и горного давления, напряжение трения на гранях отдельных частей, обеспечиваемое горным давлением, напряжение трения на гранях отдельных частей, обеспечиваемое боковым распором отдельности за счет действия взрыва;  $P$  - величина горного давления.

$$\sigma_{ГТ} = \mu P, \quad \sigma_{бр} = \sigma_{сж}(r) \frac{\mu \nu}{1-\nu}, \quad (3.21)$$

где  $\mu$  - коэффициент трения по граням отдельных частей.

Величина радиальных напряжений с учетом трения и горного давления при взрыве одиночного заряда ВВ в безграничном массиве для ПГР

$$\sigma_{cm}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1-\nu}\right) - \mu P + P. \quad (3.22)$$

Первые два члена правой части (3.22) представляют собой динамическую компоненту радиального напряжения от взрыва  $\sigma_{cm0}(r)$ , третий - статистическую.

Величина тангенциальных напряжений для ПГР с учетом пригрузки массива горным давлением равна

$$\sigma_{pm}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \nu}{r\Phi(1-\nu)} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1-\nu}\right) + P(1-\mu) \quad (3.23)$$

Для ОГР радиальная и тангенциальная компоненты равны, соответственно

$$\sigma_{cm}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) + P(1-\mu), \quad (3.24)$$

$$\sigma_{pm}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c\nu}{r\Phi^{0,5}(1-\nu)} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) + P(1-\mu). \quad (3.25)$$

Величина радиальных деформаций трещиноватого массива определена по формуле [48]

$$\varepsilon = \frac{\sigma_{cm\delta}(r)}{E} \Phi, \quad (3.26)$$

где  $\sigma_{cm\delta}(r)$  – динамическая компонента радиального напряжения.

Тогда величина  $\varepsilon$  для подземных работ равна

$$\varepsilon_{II} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho cr} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) - \frac{\mu P}{\rho c^2} \Phi, \quad (3.27)$$

для ОГР

$$\varepsilon_o = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho cr} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \Phi^{0,5} - \frac{\mu P}{\rho c^2} \Phi. \quad (3.28)$$

Величина деформаций между гранями отдельностей с расстоянием от заряда ВВ равна для ПГР

$$\varepsilon_{III} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 d_e}{\rho cr \delta} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) - \frac{\mu P d_e}{\rho c^2 \delta} \Phi, \quad (3.29)$$

для ОГР

$$\varepsilon_{TO} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 d_e}{\rho cr \delta} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \Phi^{0,5} - \frac{\mu P d_e}{\rho c^2 \delta} \Phi. \quad (3.30)$$

### 3.3. Распределение скоростей и времени перемещения отдельностей трещиноватого массива с расстоянием от заряда ВВ

Знание скорости распространения волн деформаций (скорости перемещения отдельностей) и интервала времени достаточного для достижения волной деформации заданной точки очень важно для определения интервалов замедления при короткозамедленном взрывании на карьерах и подземных горных работах. Кроме того, наложение волн деформаций от короткозамедленного последовательного взрыва одного, второго, третьего и т.д. зарядов ВВ обеспечивает эффективную разгрузку удароопасного массива в районе активных тектонических разломов, создает дополнительное компенсационное пространство в районе рудного тела и

противофильтрационного экрана вне тела при его взрывной подготовке к ПВ в условиях глубокого зажима.

Скорость перемещения отдельностей с расстоянием можно вычислить, зная закон распределения радиальных напряжений  $\sigma_{cm0}(r)$  с расстоянием, объемную массу горного массива  $\rho_m$  и скорость продольных волн в массиве  $c_m$  по известной формуле [81]

$$v = \sigma_{cm0}(r) / \rho_m c_m \quad (3.31)$$

В (3.31)  $\sigma_{cm0}(r)$  определяется по формулам автора (3.22) и (3.24),  $\rho_m = \rho$ . Скорость продольных волн в массиве определяется из выражения (3.17) с учетом того, что  $(E/\rho)^{0,5} = c$  - скорости продольной волны в отдельности массива и равна

$$c_m = c\Phi^{-0,5} \quad (3.32)$$

Тогда скорость перемещения отдельностей (распространения волн деформаций) в трещиноватом горном массиве с расстоянием от заряда на ПГР равна

$$v_{II} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho r \Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c}, \quad (3.33)$$

на ОГР

$$v_o = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho r} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c} \quad (3.34)$$

Время достижения волны деформаций заданной точки массива равно согласно работе [46]

$$\tau = \frac{r}{\bar{v}}, \quad (3.35)$$

где  $\bar{v}$  - средняя скорость распространения волны деформаций на участке расстояния  $r_3 - r$  ( $r_3$  - радиус заряда ВВ).

Согласно теореме о среднем значении функции средняя скорость для ПГР

$$\bar{v}_{II} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho r \Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \ln\left(\frac{r}{r_3}\right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c}, \quad (3.36)$$

для ОГР

$$\bar{v}_o = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho r} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \ln\left(\frac{r}{r_3}\right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c} \quad (3.37)$$

Тогда для ПГР

$$\tau = r \left[ \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho r \Phi^{0,5}} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \ln\left(\frac{r}{r_3}\right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c} \right]^{-1}, \quad (3.38)$$

для ОГР

$$\tau = r \left[ \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_B d_3}{\rho r} \left( 1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) \ln \left( \frac{r}{r_3} \right) - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\rho c} \right]^{-1}. \quad (3.39)$$

### 3.4. Показатель усиления действия взрыва при одновременном взрывании группы цилиндрических зарядов ВВ

При ведении ВР в реальных условиях, на открытых и подземных горных разработках преимущественно взрывают не один, а группу зарядов ВВ. Это приводит к изменению всех вышеперечисленных параметров напряжений, деформаций, создаваемых в трещиноватом массиве, скорости распространения волн деформаций и времени их достижения заданной точки.

В параграфе рассмотрен процесс взаимодействия группы цилиндрических зарядов ВВ при их одновременном взрывании в безграничном трещиноватом массиве.

Исследования взаимодействия зарядов ВВ в однородных средах носят в основном экспериментальный характер [90,91,152]. Существуют теоретические исследования дробления однородного массива горных пород взрывом, которые позволили установить некоторые закономерности взаимодействия зарядов ВВ [53,91] : сжимающие напряжения на линии, соединяющей заряды ВВ, в центре между зарядами удваиваются; при пересечении радиусов-векторов от двух зарядов ВВ под углом  $90^\circ$ ; в точке встречи возникают изотропные области, в которых сжимающие и растягивающие напряжения компенсируются; напряжения в массиве, возникающие от взрыва двух зарядов складываются согласно законам векторной алгебры.

Однако, вопросы взаимодействия трех и более зарядов ВВ, тем более в трещиноватом массиве, оказались не изученными.

Выше изложен механизм действия взрыва одиночного заряда в трещиноватом массиве. В настоящем разделе приводится механизм действия взрыва группы зарядов, взрывааемых одновременно, с рассмотрением распределения напряжений по линии, соединяющей заряды, за пределами расположения зарядов и перпендикулярно линии.

Рассмотрим процесс деформирования массива по линии 3-х и более зарядов ВВ, например, при взрывании на ОГР (рис. 3.2.).

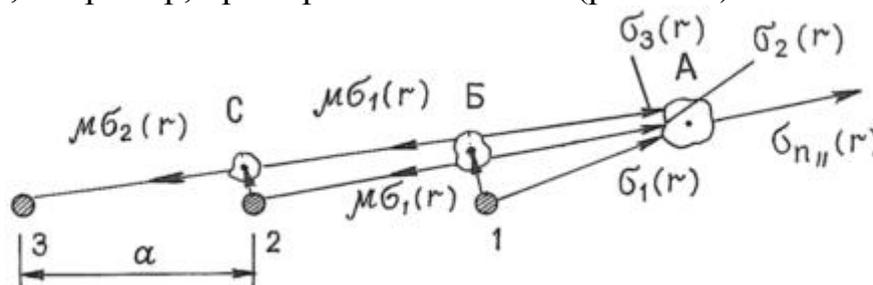


Рис. 3.2. Схема к расчету напряженного состояния массива по линии одновременно взрывааемых зарядов ВВ. 1-3 – заряды ВВ

Взрыв скважины 1 создает сжимающее напряжение примерно по линии зарядов в районе т. А, равное

$$\sigma_{сж}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi^{0,5}} = \frac{A}{r}. \quad (3.40)$$

Напряжение в зоне деформаций от взрыва заряда 2 будет уменьшаться в т. Б примерно на величину, пропорциональную  $\mu$  (коэффициент трения между отдельностями массива), так как волна от заряда 2 в районе заряда 1 будет преодолевать силы трения, создаваемые взрывом заряда 1 на пути распространения волны от заряда 2. Напряжение на фронте волны 3 в т. Б и С уменьшаются на величину, пропорциональную  $2\mu$ , а на фронте волны  $n$  на величину  $(n-1)\mu$ . Тогда суммарное напряжение равно

$$\sigma_{нл}(r) = A \left[ \frac{1}{r} + \frac{1-\mu}{r+a} + \dots + \frac{1-(n-1)\mu}{r+(n-1)a} \right], \quad (3.41)$$

или

$$\sigma_{нл}(r) = A \sum_{i=1}^n \frac{1-(n_i-1)\mu}{r+(n_i-1)a}. \quad (3.42)$$

Коэффициент усиления действия взрыва параллельно группе взрываемых зарядов ВВ, за пределами группы, при  $r=a$ , равен

$$K_{нл}(r) = \sum_{i=1}^n \frac{1-(n_i-1)\mu}{n_i}, \quad (3.43)$$

где  $n$  – число зарядов в группе.

Анализ (3.43) показывает, что предельное число зарядов ВВ, которые увеличивают суммарное напряженное состояние по линии зарядов,

определяется из равенства  $1-(n-1)\mu = 0$  или  $n = \frac{1}{\mu} + 1$ . То есть с

увеличением коэффициента трения между отдельностями массива (увеличением прочностных характеристик отдельностей) число взаимодействующих зарядов ВВ уменьшается.

Так, для крупноблочных, трудновзрываемых массивов  $\mu=0,5-1,0$  и  $n=2-3$ . Для среднеблочных, средневзрываемых массивов с  $d_e=0,15-0,4$  м,  $\mu=0,3-0,4$  и  $n=3-4$ .

Рассмотрим действие одновременно взрываемой группы зарядов ВВ перпендикулярно линии зарядов (рис. 3.3).

При взрыве, т. А достигнет вначале волна деформаций от заряда 1. Волны деформаций от взрыва зарядов 2 достигнут т. А позже, при этом напряжение на фронте волн 2 уменьшится за счет встречи волн 1 и 2 в т. Б на величину, примерно пропорциональную  $\square$ . Напряжение на фронте волн деформаций от взрыва зарядов 3 уменьшится на величину пропорциональную  $2\square$  за счет встречи ее с волнами от зарядов 1 и 2 в т. С и Д.

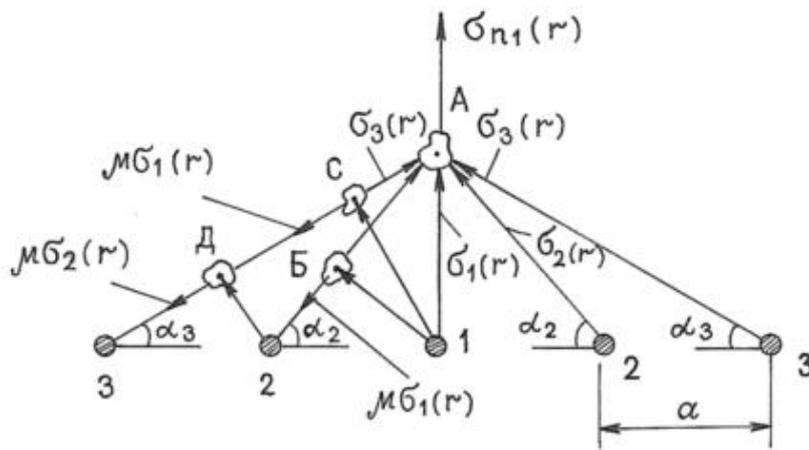


Рис. 3.3. Схема к расчету напряженного состояния массива перпендикулярно линии одновременно взрывающихся зарядов ВВ: 1-3 – заряды ВВ

Учитывая затухающий характер волн деформаций и малую скорость их распространения можно приближенно считать, что в т. А они пришли одновременно, то есть суммарное напряжение в т. А можно определить по формуле

$$\begin{aligned} \sigma_{n\perp}(r) &= \sigma_1 + \sigma_2 + \dots + \sigma_{n^1} = \\ &= \frac{A}{r} + 2 \frac{A}{r_2} \sin \alpha_2 (1 - \mu) + \dots + 2 \frac{A}{r_{n^1}} [1 - (n^1 - 1)\mu] \sin \alpha_{n^1}, \end{aligned} \quad (3.44)$$

где

$$r_2 = (r^2 + a^2), r_{n^1} = [r^2 + (n^1 - 1)^2 a^2]^{0.5}, \sin \alpha_{n^1} = \frac{r}{r_{n^1}}. \quad (3.45)$$

Тогда (3.44) можно представить в виде

$$\sigma_{n\perp}(r) = \frac{A}{r} + 2A \sum_{i=2}^{n^1} \frac{[1 - (n_i^1 - 1)\mu]r}{r^2 + (n_i^1 - 1)^2 a^2}, \quad (3.46)$$

где  $n^1$  - номера скважин, начиная с 2 (см. рис. 3.3).

Коэффициент усиления действия взрыва перпендикулярно одновременно взрывающейся группе зарядов ВВ можно определить, считая, что  $a=r$ , тогда

$$K_{n\perp} = 1 + 2 \sum_{i=2}^{n^1} \frac{1 - (n_i^1 - 1)\mu}{1 + (n_i^1 - 1)^2}. \quad (3.47)$$

Учитывая в (3.47), что

$$n^1 = 0.5n + 0.5, \quad (3.48)$$

где  $n$ - фактическое число зарядов в группе, получим коэффициент усиления действия взрыва перпендикулярно группе зарядов в виде

$$K_{n\perp} = \sum_{i=1}^n \frac{1 - 0.5(n_i - 1)\mu}{1 + 0.25(n_i - 1)^2}. \quad (3.49)$$

Сумму в (3.43) можно представить приближенно, тогда суммарное напряжение параллельно линии зарядов ВВ, полученное численным анализом при  $a=r$ , равно

$$\sigma_{n\parallel}(r) = \frac{A}{r} \ln 2.7[n - 2\mu(n-1)]. \quad (3.50)$$

Коэффициент, учитывающий взаимодействие зарядов ВВ на массив по их линии равен

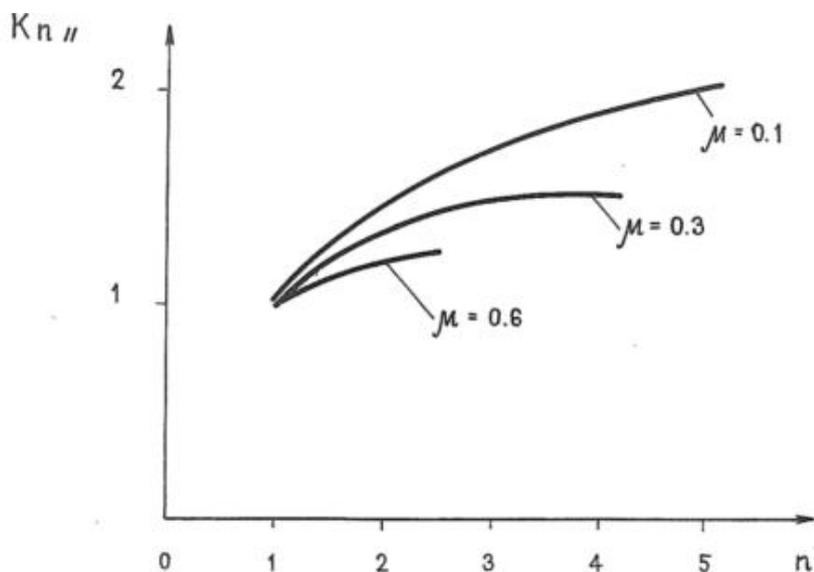
$$K_{n\parallel} \cong \ln 2.7[n - 2\mu(n-1)], \quad (3.51)$$

При этом следует учесть, что  $n \leq \frac{1}{\mu} + 1$ , что следует из равенства (3.43).

Численное решение (3.49) дает значение коэффициента усиления действия взрыва перпендикулярно линии скважин в виде

$$K_{n\perp} = \ln 2.7[n - \mu(n-1)], \quad (3.52)$$

Численные значения коэффициента усиления действия взрыва при групповом взрывании цилиндрических зарядов ВВ в безграничном трещиноватом массиве параллельно (3.43) и перпендикулярно (3.49) линии зарядов приведено на рис. 3.4. и 3.5., при различном коэффициенте трения.



**Рис. 3.4. Зависимость коэффициента ( $K_{n\parallel}$ ) усиления действия при групповом взрывании зарядов ВВ от их числа ( $n$ ), по линии зарядов**

Выше определен коэффициент, учитывающий взаимодействие зарядов ВВ при их групповом взрывании. Добавив этот коэффициент в динамическую часть формул параграфа 3.3. определяются радиальные, тангенциальные напряжения, деформации, скорости перемещения отдельностей и временные параметры при мгновенном взрывании группы зарядов ВВ с учетом трения и горного давления.

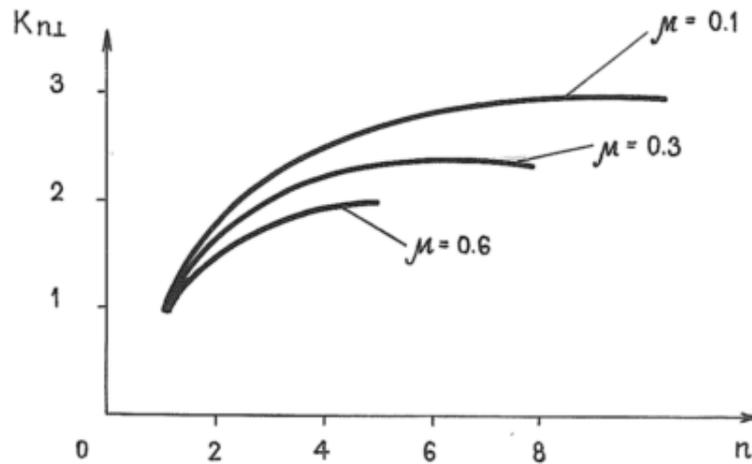


Рис. 3.5. Зависимость коэффициента ( $K_{n\perp}$ ) усиления действия при групповом взрывании зарядов ВВ от их числа ( $n$ ), перпендикулярно линии зарядов

### 3.5. Напряженное состояние трещиноватого массива при взрыве одиночного и группы зарядов ВВ вблизи открытой поверхности

Выше рассмотрено действие одиночного и группы зарядов ВВ в безграничном массиве. Однако, при ведении ВР в реальных массивах заряды ВВ взрывают вблизи открытой поверхности: откоса уступа, врубовой полости, отрезной щели и т.д. Необходимо определить комплекс параметров, определяющих свойства и состояние массива при взрыве одиночного и группы зарядов вблизи открытой поверхности.

Для определения комплекса параметров, определяющих свойства и состояние массива при взрывании вблизи открытой поверхности вначале определим величину сжимающих напряжений для одного заряда, а затем, подставив коэффициент взаимодействия зарядов – для группы зарядов ВВ.

Рассмотрим действие удлиненного цилиндрического скважинного заряда ВВ, находящегося в трещиноватом массиве. На расстоянии  $W$  от заряда находится открытая поверхность шириной  $h$ . Выделим слой массива толщиной  $d_e$ , перпендикулярный оси заряда и находящийся в центре по длине заряда. Пусть заряд расположен в центре отдельности. Горное давление в районе между зарядом и обнажением отсутствует.

При взрыве заряда кинетическая энергия раздробленной отдельности ( $E_{ко}$ ) расходуется на упругопластические деформации трещиноватого массива ( $E_{уп}$ ) и кинетическую энергию выброса части массива между зарядом и открытой поверхностью ( $E_{кв}$ ).

$$E_{ко} = E_{уп} + E_{кв}, \quad (3.53)$$

В (3.53)  $E_{ко}$  определяется по (3.11),  $E_{уп}$  по (3.9),

$$E_{кв} = 0,5m_M v_B^2 \quad (3.54)$$

где  $m_M$  - масса горного массива, отбиваемого взрывом;  $U_B$  - скорость перемещения массива на открытой поверхности.

Масса отбиваемого массива равна

$$m_M = 0,5d_e(h+d_e)(W-0,5d_e)\rho \quad (3.55)$$

$U_B$  определяется по формуле (3.33) при  $r = W$  и отсутствии горного давления.

Решая уравнение (3.53), получаем величину сжимающих напряжений в окружающем одиночную скважину массиве при наличии открытой поверхности (при отсутствии горного давления) на ПГР равной

$$\sigma_{св}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi} \left[1 - \frac{h+d_e}{\pi(2W+d_e)}\right]^{0,5}, \quad (3.56)$$

При наличии нескольких открытых поверхностей с количеством  $Z$  величина сжимающих напряжений за контуром отбойки уменьшается за счет перераспределения дополнительной части энергии взрыва на выброс и равна

$$\sigma_{св}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi} \left[1 - \sum_{i=1}^Z \frac{h_i+d_e}{\pi(2W_i+d_e)}\right]^{0,5}, \quad (3.57)$$

где  $Z$  - число открытых поверхностей вблизи заряда ВВ.

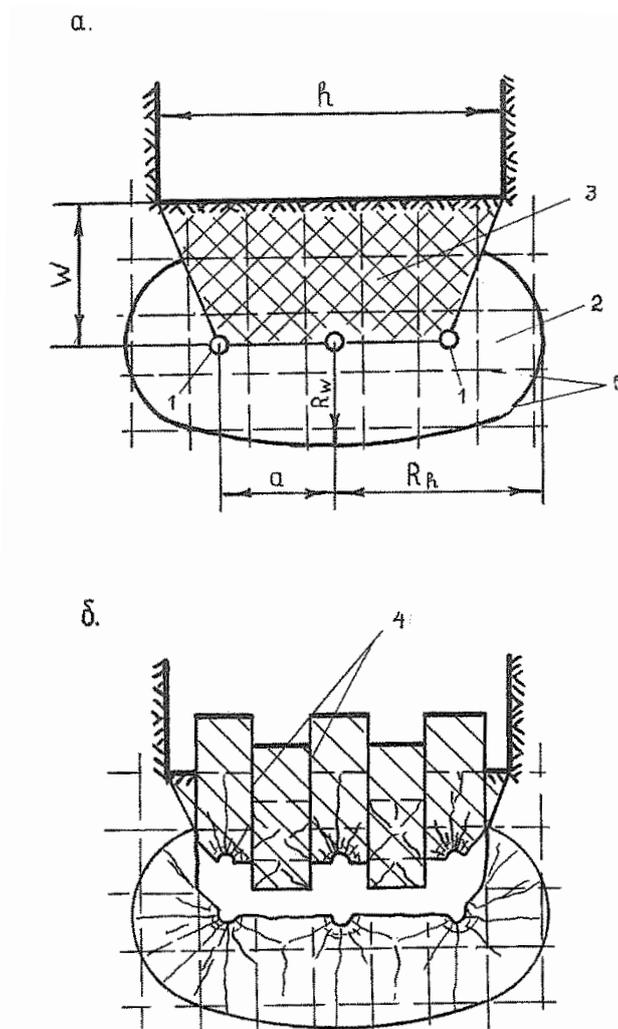
Аналогичные теоретические исследования при взрыве группы зарядов ВВ вблизи открытой поверхности (рис.3.6) дают величину сжимающих радиальных напряжений за контуром отбойки для ПГР, в случае отсутствия горного давления, равной

$$\sigma_{свz}(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r_{\perp,II}\Phi} \left[1 - \frac{an^*}{2\pi W}\right]^{0,5} \cdot K_{n\perp,II}, \quad (3.58)$$

где  $a$  - расстояние между скважинами в группе;  $n^*$  - предельное количество зарядов, участвующих в приращении напряжений за счет их взаимодействия;  $K_{n\perp,II}$  - коэффициенты, учитывающие взаимодействие зарядов ВВ параллельно линии, соединяющей заряды или перпендикулярно ей, определяются по (3.43, 3.47).

По существу величина  $\left[1 - \frac{an^*}{2\pi W}\right]^{0,5} = K_{от}$ , (3.59)

и аналогичные в формулах (3.56) и (3.57) выражают собой коэффициент «отдачи», который указывает, какая доля энергии взрыва передана в окружающий группу зарядов массив. Остальная часть расходуется на выброс и дробление выбрасываемой породы.



**Рис. 3.6. Схема к расчету сжимающих напряжений в окружающем группу зарядов ВВ массиве: а – до взрыва, б – во время взрыва. 1 – заряды ВВ; 2 – естественная отдельность; 3 – отбиваемая часть массива; 4 – естественные трещины; 5 – граница зоны радиального трещинообразования**

При  $K_{от} = 0$ , сжимающие напряжения практически не действуют на массив за контуром отбойки. То есть предельная ЛНС, при которой воздействие взрыва на окружающий массив практически отсутствует, равно согласно (3.59)

$$W = an^* / 2\pi. \quad (3.60)$$

Численно, при реальном количестве взаимодействующих зарядов ВВ, равном  $n^* = 2-4$  получим

$$W = (0.32 - 0.64)a, \quad (3.61)$$

Это является очень важным фактором, так как принятая по формулам (3.60, 3.61) ЛНС обеспечивает минимум законтурного нарушения массива и минимум его обрушения, что снижает величину разубоживания и обеспечивает максимальную устойчивость обнажений и целиков на подземных горных работах. Причем в трудновзрываемых, крупноблочных породах  $W$  примерно в 3 раза должно быть меньше  $a$ . В легко взрываемых массивах  $W$  в 1,5 раза меньше  $a$ .

Подставляя коэффициент  $K_{OT}$  в вышеприведенные зависимости для определения величин сжимающих и растягивающих напряжений, деформаций и скоростей в законтурной, не отбиваемой части массива для подземных и открытых горных работ получим их значения с учетом перераспределения части энергии взрыва на выброс.

### 3.6. Показатель усиления действия взрыва при короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ

Ведение взрывных работ как на карьерах, так и в подземных условиях проводится с применением короткозамедленного взрывания (КЗВ). КЗВ групп зарядов обеспечивает улучшение качества дробления горного массива, создает ровный навал взорванной горной массы на ОГР, снижает интенсивность воздушной ударной волны и сейсмическое действие взрыва.

Одной из гипотез КЗВ, обеспечивающей улучшения качества дробления массива является эффект взаимодействия поля напряжений, созданного квазистатическим давлением ПД предыдущего взрыва с волной напряжений последующего взрыва [5].

Применительно к трещиноватому массиву улучшение качества дробления происходит как за счет эффекта смыкания естественных макротрещин под действием взрыва предыдущей группы зарядов ВВ в районе взрыва последующей группы зарядов, что доказано автором в [46, 131], так и за счет изменения напряженного состояния массива в районе взрыва последующей группы.

Определим величину сжимающих напряжений в точке А при групповом короткозамедленном взрывании рядов скважин, расположенных на расстоянии  $b$  друг от друга (рис. 3.7).

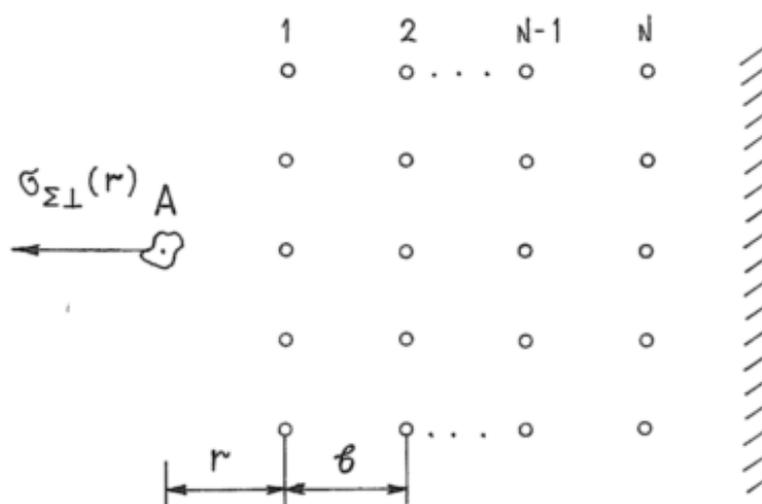


Рис. 3.7. Схема к расчету суммарного напряжения в т. А при КЗВ рядов скважин, перпендикулярно плоскости рядов: 1...N – номера рядов скважин

Интервалы КЗВ выбираются таким образом, что затухающая волна деформации, от  $N$ -го ряда зарядов достигает  $N-1$  ряд, суммарное напряжение  $N$  и  $N-1$  рядов достигает  $N-2$  ряд и т.д. Тогда суммарное напряжение в т. А из геометрических соображений равно

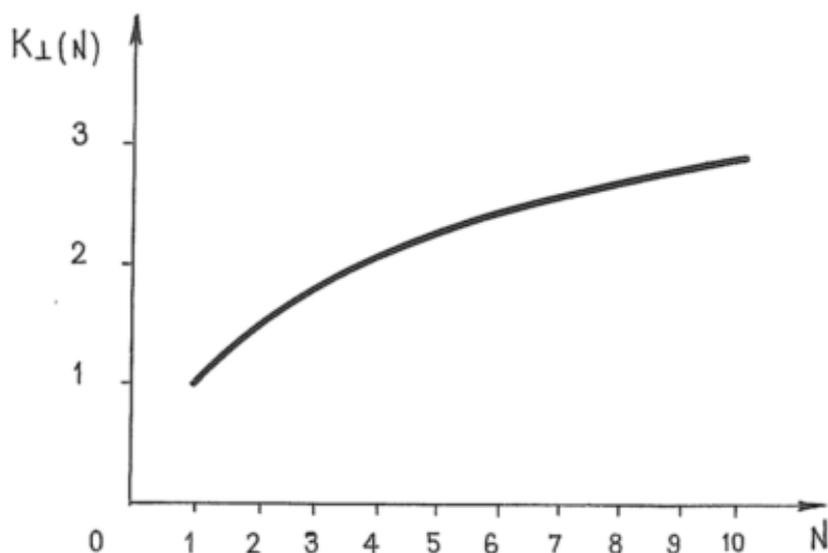
$$\sigma_{\Sigma^{\perp}}(r) = \frac{A}{r} + \frac{A}{r+\epsilon} + \frac{A}{r+2\epsilon} + \dots + \frac{A}{r+(N-1)\epsilon} = \frac{A}{r} \sum_{i=1}^N \left[1 + \frac{\epsilon}{r}\right]^{-1}, \quad (3.62)$$

где  $A$  – показатель действия взрыва, определяемый по (3.40).

Замена суммы в (3.62) интегралом при  $r = \epsilon$  дает решение

$$\sigma_{\Sigma^{\perp}}(r) = \frac{A}{r} \ln(1.7N + 1) \quad (3.63)$$

Численное сравнение в (3.62) и (3.63) коэффициента усиления действия взрыва за контуром отбойки при КЗВ рядов скважин дает погрешность результатов в пределах до 3%. Численно значение коэффициента усиления напряжения перпендикулярно рядам при многорядном КЗВ приведено на рис. 3.8.



**Рис. 3.8. Зависимость коэффициента усиления напряжения  $K_{\perp}(N)$  от числа рядов скважин ( $N$ ) при многорядном КЗВ, перпендикулярно рядам**

Рассмотрим действие взрыва на трещиноватый массив при КЗВ зарядов в блоке вдоль линии рядов скважин. Пусть необходимо взрывать короткозамедленно  $N$  рядов скважин вблизи открытой поверхности (рис. 3.9).

При взрыве ряда 1 в сторону т. А движется волна деформаций, с другой стороны волна деформаций движется и в сторону линии 2-А, создавая там остаточное напряжение. С замедлением взрывают ряд 2, который обеспечивает напряженное состояние в т. А.

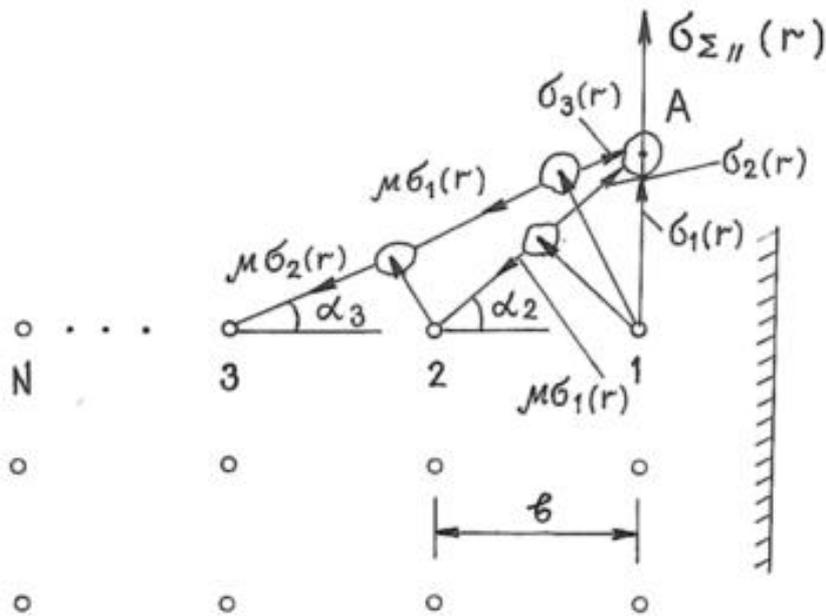


Рис. 3.9. Схема к расчету суммарного напряжения в т.А при КЗВ рядов скважин, параллельно плоскости рядов: 1...N – номера рядов скважин

При этом напряжение на фронте волны при взрыве ряда 2 снижается примерно на величину пропорциональную  $\mu$  за счет преодоления сил трения, созданных остаточным напряжением от взрыва ряда 1. Величина напряжений от взрыва ряда 3 снижается в основном за счет эффекта трения, создаваемого остаточным напряжением от взрыва рядов 1 и 2 на величину пропорциональную  $2\mu$  и т.д.

Тогда суммарное напряжение в т. А имеет вид

$$\sigma_{\Sigma II}(r) = \frac{A}{r} + A \left[ \frac{(1-\mu)\sin\alpha_2}{(r^2 + b^2)^{0,5}} + \frac{(1-2\mu)\sin\alpha_3}{[r^2 + (2b)^2]^{0,5}} + \dots + \frac{[1-(N-1)\mu]\sin\alpha_n}{[r^2 + (N-1)^2 b^2]^{0,5}} \right]. \quad (3.64)$$

Или при  $b = r$ , с учетом значений  $\sin\alpha$  в (3.45), после преобразований получим

$$\sigma_{\Sigma II}(r) = \frac{A}{r} \sum_{i=1}^N \frac{1 - (N_i - 1)\mu}{1 + (N_i - 1)^2}. \quad (3.65)$$

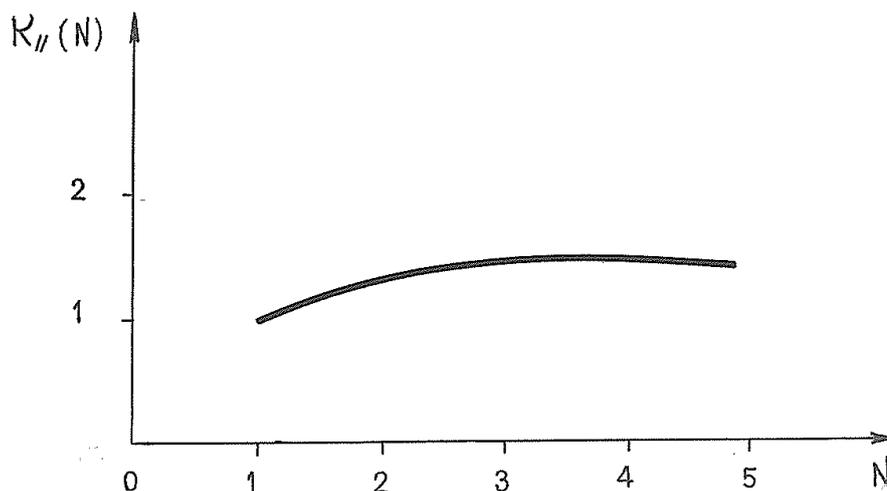
Сумму в (3.65) можно представить по аналогии с (3.52) и коэффициент усиления действия взрыва параллельно рядам скважин при их КЗВ равен

$$K_{II}(N) = \ln 2.7 [N - 2\mu(N-1)]. \quad (3.66)$$

Часть рядов скважин, при которых будет наблюдаться увеличение суммарного напряжения определяется при  $1 - (N-1)\mu = 0$  или  $N = \frac{1 + \mu}{\mu}$ . Коэффициент трения изменяется от 0,2 до 0,6 в среднем, соответственно для

сильнотрещиноватых и малотрещиноватых массивов горных пород. Для массивов сильнотрещиноватых число взаимодействующих рядов равно 6, для малотрещиноватых – 2-3 ряда.

Численный расчет коэффициента увеличения напряжений при КЗВ рядов скважин за счет их взаимодействия параллельно плоскости рядов приведен на рис. 3.10 при  $\mu=0,3$ .



*Рис. 3.10. Зависимость коэффициента усиления напряжения  $K_{||}(N)$  от числа рядов скважин (N) при многорядном КЗВ, параллельно рядам*

Приведенные в настоящем параграфе зависимости с учетом коэффициента усиления действия взрыва за счет взаимодействия рядов скважин при их КЗВ могут быть применены при расчетах параметров напряженно-деформированного состояния массива, распределения скоростей волн деформаций и времени распространения волн деформаций за контуром отбойки в трещиноватых горных массивах. Это позволит определять динамически устойчивые размеры целиков, обнажений, размеры зон заколов и остаточных напряжений, как на открытых, так и на подземных горных работах.

### **3.7. Размеры зон раздавливания, радиального трещинообразования, регулируемого дробления**

Получение заданной степени дробления трещиноватых массивов взрывом на ОГР и ПГР является важной задачей горного производства. При этом, выход мелких фракций горной массы и выход негабарита существенно влияют на последующие технологические процессы добычи и переработки полезного ископаемого.

В настоящем параграфе, на основе теоретических исследований, приведенных выше, определены размеры зон раздавливания, радиального трещинообразования и регулируемого дробления.

Радиус зоны раздавливания определен из условия, что сжимающее напряжение от взрыва заряда ВВ в совокупности с горным давлением равно пределу прочности окружающей породы на всестороннее сжатие  $\sigma_{сжв}$ , то есть, используя (3.22) и равенство  $\sigma_{СТ}(r) = \sigma_{сжв}$  получим на ПГР

$$R_{дрн} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu})}{(\sigma_{сжв} - P + \mu P)\Phi} + r_3, \quad (3.67)$$

где  $r_3$  – радиус заряда ВВ.

На ОГР величина  $P \neq 0$ , поэтому

$$R_{дрo} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{\sigma_{сжв} \Phi^{0,5}} (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}) + r_3. \quad (3.68)$$

Радиус зоны радиального трещинообразования определен при условии, что динамическая компонента растягивающего напряжения  $\sigma_{РТ(\Gamma)}$ , создаваемого взрывом в массиве, находящемся в условиях горного давления равно пределу прочности отдельности на разрыв. Используя (3.23) получим радиус зоны трещинообразования на ПГР

$$R_{ТПП} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \nu}{(\sigma_p + \mu P)\Phi(1-\nu)} (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}). \quad (3.69)$$

На ОГР радиус зоны трещинообразования равен

$$R_{ТПO} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c \nu}{(\sigma_p + \mu P)\Phi^{0,5}(1-\nu)} (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}). \quad (3.70)$$

Для практических целей необходимо знать размер зоны регулируемого дробления, в пределах которой размер куска не превышает кондиционного ( $d_K$ ). Для получения размера зоны регулируемого дробления согласно работе авторов [47] правые части (3.69) и (3.70) необходимо умножить на величину  $(d_K / d_e)^{0,5}$ . Формулы (3.67-3.70) применимы при ведении ВР одиночным зарядом ВВ при отсутствии рядом с ним открытой поверхности. При одновременном взрывании группы зарядов, параллельных открытой поверхности правые части (3.67-3.70) необходимо умножить на коэффициент взаимодействия зарядов (3.43 и 3.49), а также коэффициент отдачи (3.59).

### 3.8. Размеры зон остаточных напряжений и заколов

Опыт ведения ВР на карьерах и подземных рудниках СССР, РФ и за рубежом показывает, что за пределами зоны трещинообразования существуют зоны заколов, сотрясений и колебаний [8,72,149], физические

принципы формирования которых, а также теоретические и численные расчеты размеров разработаны автором и приведены в [48, 57,110,119 ,140] на открытых и подземных горных разработках.

Промышленные экспериментальные исследования, проведенные на карьерах комбината «Ураласбест», а также в трещиноватых массивах на подземных рудниках ПАО ППГХО позволили разработать механизм формирования зон, приведенный в главе 2, на основе которого теоретически рассчитаны размеры зоны заколов и зоны остаточных напряжений (деформаций).

Механизм действия взрыва группы зарядов ВВ вблизи открытой поверхности состоит из двух временных стадий.

I стадия. Взрыв зарядов ВВ формирует волны напряжений в отдельностях, где размещены заряды, что обеспечивает разрушение отдельностей радиальными трещинами. Далее, под действием квазистатического давления продуктов детонации (ПД) разрушенные отдельности начинают смещаться в радиальном направлении от взрывааемых зарядов ВВ, что сопровождается деформациями и трением между гранями отдельностей, а также упругими деформациями отдельностей. При этом, величина деформаций и напряжений в отдельностях с удалением от зарядов ВВ снижается, то есть напряженный массив в этой стадии можно представить в виде не равномерно сжатой пружины с максимальным сжатием вблизи зарядов и снижением сжатия на расстоянии.

Предельное расстояние (размер зоны остаточных напряжений), на котором происходит деформирование массива определяется из (3.22) при  $\sigma_{ст}(r) = P$  и равно

$$R_{ост} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{\mu P \Phi} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) K_{n\parallel, \perp}. \quad (3.71)$$

$R_{ост}$  определено в трещиноватом горном массиве на ПГР и ОГР при взрыве группы зарядов ВВ. При последовательном короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ на обнаженную поверхность размер зоны остаточных напряжений (деформаций) перпендикулярно рядам скважин определяется с учетом взаимодействия зарядов в группе и групп зарядов при их КЗВ:

$$R_{ост} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{\mu P \Phi} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) K_{от} K_{n\perp} K_{\perp}(N). \quad (3.72)$$

Рассмотрим вторую стадию действия взрыва, образующую зону заколов, например, при проходке горных выработок.

После падения давления в зарядных полостях, реакция упруго деформированных (максимально напряженных взрывом) отдельностей и горное давление приводят к сдвигению массива в сторону выработанного пространства с образованием искусственных или раскрытием естественных трещин примерно параллельных контуру выработки, то есть образуется зона заколов. При этом, в зоне заколов происходит падение напряжений.

Расстояние от контура обнажения до дальней границы зоны заколов определяется из условия: энергия упругой реакции массива ( $E_{уп}$ ), накопленной под действием последовательно взрывания шпуров от центра выработки к периферии, с учетом горного давления, равна затратам энергии ( $E_{ТР}$ ) на преодоление сил трения между отдельностями массива в приконтурной зоне, то есть

$$E_{уп} = E_{ТР}; \frac{[\sigma_c(r)]^2}{2E_p} V = \mu\sigma_{ТР}S_{ТР}\Delta, \quad (3.73)$$

где  $\sigma_c(r)$  - суммарная величина радиального сжимающего напряжения за контуром выработки от последовательно взрывания зарядов ВВ;  $\sigma_{ТР}$  - напряжение в горном массиве, создающее трение на гранях естественных отдельностей;  $E_p$  - модуль разгрузки отдельности ( $E_p \cong E$ );  $V, S_{ТР}$  - соответственно, рассматриваемый объем горного массива и суммарная площадь трещин, на которых происходит трение;  $\Delta$  - величина смещения отдельностей друг относительно друга в фазе упругой реакции массива, достаточная для образования закола ( $\Delta \cong \delta$ ).

Величина  $\sigma_c(r)$  определяется по формуле (3.22) с умножением первого члена на коэффициенты взаимодействия зарядов ВВ в группе, взаимодействия групп зарядов ВВ и коэффициента отдачи, определенные в главе 3. Напряжение, обеспечивающее трение при наличии одной системы трещин и площадь, на которой происходит трение при заданном объеме  $V$  соответственно равны

$$\sigma_{ТР} = \sigma_c(r) \frac{\nu}{1-\nu} \sin^{-1} \beta_i, S_{ТР} = \frac{V}{d_e \sin \beta_i}, \quad (3.74)$$

где  $\beta_i$  - угол наклона  $i$ -той системы трещин к обнажению.

Величина  $\sigma_{ТР}S_{ТР}$  при наличии нескольких систем трещин не параллельных обнажению (на них происходит трение) будет равна

$$\sigma_{ТР}S_{ТР} = \sigma_c(r) \frac{\nu V}{(1-\nu)d_e} \sum_{i=1}^k \sin^{-2} \beta_i, \quad (3.75)$$

где  $k$  - число систем трещин в массиве не параллельных обнажению.

Подставляя в (3.75) динамическую часть (3.73) с учетом изложенного выше и решая уравнение получим расстояние от контура выработки до границы зоны заколов (максимума напряжений)

$$R_{O3} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}) K_{n\perp} K_{\perp}(N) K_{от}}{[2E \frac{\mu\nu}{1-\nu} \frac{\delta}{d_e} \sum_{i=1}^k \sin^{-2} \beta_i + \mu P_{\theta} - P_r] \Phi}, \quad (3.76)$$

где  $P_\theta, P_r$  - соответственно, тангенциальная и радиальная компоненты напряженного состояния массива относительно центра выработки.

При равнокомпонентном поле напряжений в массиве можно принять  $P_\theta = P_r \cong \rho g H$ . При не равнокомпонентном поле, например при определении размера целика в горизонтальной плоскости для условий месторождений Стрельцовского рудного поля  $P_\theta = P_z$  и  $P_r = P_y$ . Для определения размера целика в вертикальной плоскости  $P_\theta = P_y$  и  $P_r = P_z$ .

Для ОГР в (3.71, 3.72 и 3.76)  $\Phi$  заменяется на  $\Phi^{0,5}$ , а величина  $P = P_\theta = P_r = \rho g H$ , где  $H$  - глубина, на которой производятся БВР.

### **3.9. Характер изменения напряженного состояния массива при проведении одной или нескольких горных выработок**

Напряженно-деформированное состояние массива вблизи проводимой выработки существенно влияет на устойчивость обнажений горного массива. НДС не нарушенного горными работами массива определяется гравитационными и тектоническими силами [3]. При проведении выработок в неоднородном горном массиве, вблизи обнажений, возникают зоны концентрации напряжений [3]. Помимо этого, на НДС горного массива влияют взрывные работы [119].

Для оценки влияния действия взрыва на НДС трещиноватого массива в условиях подземных горных работ ПАО ППГХО были проведены несколько серий экспериментальных исследований. Исследования проводились на глубине 630...690 м от поверхности земли в горных выработках диаметром 3...4 м с использованием приборов акустической эмиссии (ЗП-5), сейсмических приборов (ПОСВ) и ультразвуковых приборов. Состояние горного массива устанавливалось до и после взрывания зарядов ВВ.

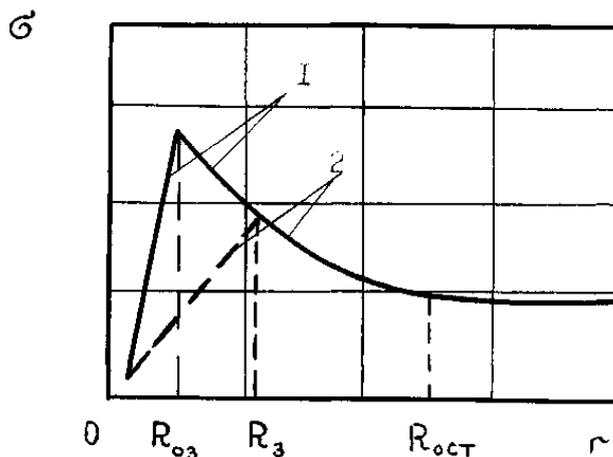
Проведенные экспериментальные исследования по деформированию трещиноватого массива взрывом позволили разработать механизм формирования зон заколов и остаточных напряжений в трещиноватом массиве при взрыве заряда ВВ, параллельного открытой поверхности, приведенный в разделе 2.4.

Под действием давления продуктов детонации (ПД) трещиноватый массив начинает смещаться во все стороны от взрывааемых зарядов ВВ, что сопровождается разрушением и деформациями отдельностей. После падения давления в зарядных полостях реакция упруго деформированных взрывом отдельностей и горное давление приводят к смещению массива в сторону открытого пространства, что сопровождается образованием заколов. Возвращению упруго деформированных отдельностей за зоной заколов в первоначальное НДС до взрыва препятствуют силы трения на гранях

отдельностей, создаваемые горным давлением. То есть массив за пределами зоны заколов как бы «запрессовывается».

Проведение следующего цикла буровзрывных работ обеспечивает превышение сил трения и разгрузку массива в зоне остаточных напряжений за счет сейсмического действия взрыва, в результате чего максимум напряжений смещается вглубь массива, а напряжения в зоне максимума уменьшаются (рис. 3.11).

Основные параметры НДС массива при проведении способом БВР одиночной выработки в условиях горного давления, разработанные на основе изложенного механизма, даны в формуле (3.77), общий вид которой приведен на рис. 3.11.



**Рис. 3.11.** Зависимость величины остаточных напряжений ( $\sigma$ ) с расстоянием ( $r$ ) от борта выработки: 1 – вблизи забоя выработки; 2 – на расстоянии от забоя, после разгрузки массива сейсмическим действием взрывов на проходке

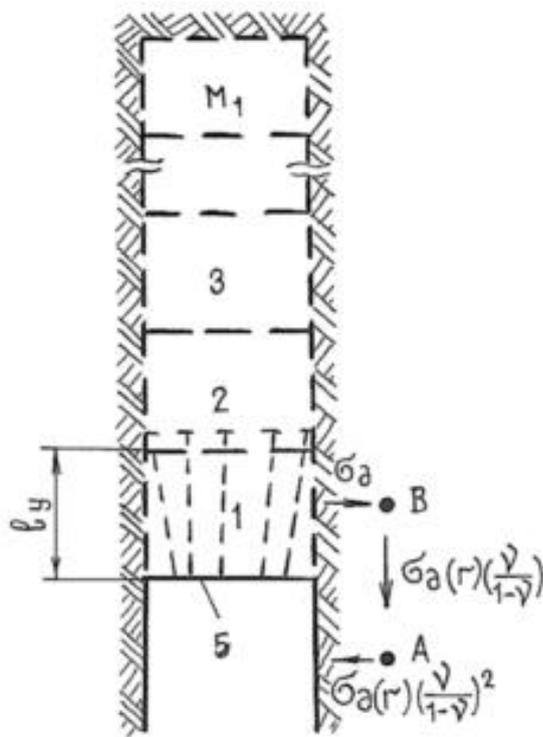
$$\sigma(r) = 2E_p \frac{\mu\nu}{1-\nu} \frac{\delta r}{d_e R_3} \sum_1^k \sin^2 \beta_i, \text{ при } 0 < r < R_3;$$

$$\sigma(r) = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_\theta d_3 c}{rK_c \Phi} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) K_{n\perp} K_{\perp}(N) K_{от} + P(1-\mu), \text{ при } r \geq R_3, \quad (3.77)$$

где  $r$  – текущее расстояние от контура выработки вглубь массива;  $R_3$  – расстояние от контура выработки до максимума в зоне остаточных напряжений на любом удалении от забоя;  $R_{03}, K_c$  – расстояние от контура выработки до максимума в зоне остаточных напряжений вблизи забоя выработки и показатель, учитывающий сейсмическое действие взрыва.

Выше рассмотрен процесс образования напряженного состояния вблизи контура одиночной выработки в районе взрыва проходческих шпуров. Дальнейшее проведение выработки приводит к увеличению размера зоны заколов за счет сейсмического действия взрывов проходческих шпуров. При этом, как установлено экспериментально в разделе 2.2, по мере проходки выработки максимум напряжений смещается вглубь массива с уменьшением напряжений в зоне максимума. С минимальными потерями сейсмическая волна проходит по наиболее нагруженной части массива, то

есть на расстоянии  $R_{O3}$  от контура выработки. Сейсмическая волна претерпевает преломление в т.т. В и А (рис. 3.12), которое суммарно можно учесть через соотношение коэффициента Пуассона  $\nu^2(1-\nu)^{-2}$ .



**Рис. 3.12.** Схема к расчету сейсмического действия взрыва на НДС горного массива при проходке выработки: 1,2,3... $M_1$  – номера циклов взрывания; 5 – забой выработки

Тогда при взрыве проходческих шпуров в районе I (рис. 3.12) приращение напряжений в т. А от сейсмического действия взрыва можно выразить с учетом (3.22) по формуле

$$\sigma_{cc}(r) = \sigma_{cmg}(r) \frac{R_3}{R_3 + l_y} \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2, \quad (3.78)$$

где  $R_3$  - расстояние от центра выработки до зоны максимума напряжений;  $l_y$  - длина уходки забоя за цикл взрывания.

Условно считая, что сейсмические напряжения в т. А суммируются при каждом 1, 2, 3... $M_1$  циклов взрывания с удалением места взрыва на величину  $M_1 l_y$ , получим

$$\sigma_{cc} = \sigma_{cmg}(r) \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2 \sum_{i=1}^{M_1} \frac{1}{1 + M_1 \frac{l_y}{R_3}} \cong \sigma_{cmg}(r) \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2 \ln\left(1 + M_1 \frac{l_y}{R_3}\right) \quad (3.79)$$

где  $M_1$  - число циклов взрывания в выработке 1.

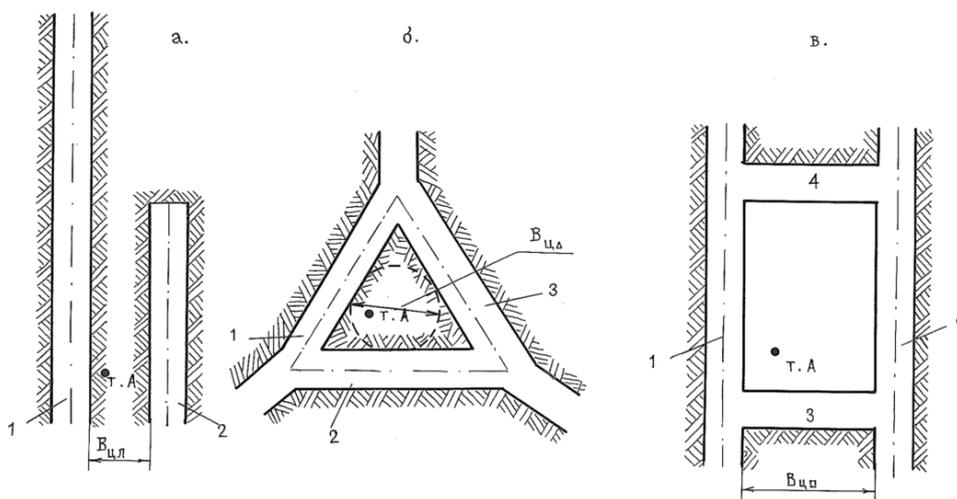
Коэффициент сейсмического действия взрыва при проходке одиночной выработки согласно (3.79) равен

$$K_{C1} = 1 + \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2 \ln\left(1 + M_1 \frac{l_y}{R_3}\right) \quad (3.80)$$

При проведении выработки параллельной первой (рис. 3.12) из геометрических соображений, по аналогии с (3.79), получим

$$K_{C2} = K_{C1} + \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2 \ln\left(1 + M_2 \frac{l_y}{B_{Ц} - R_3}\right) \quad (3.81)$$

где  $M_2$  - число циклов взрывания в выработке 2;  $B_{Ц}$  - размер целика.



**Рис. 3.13. Виды целиков и их геометрические размеры при проведении выработок.**  
*а – ленточный целик; б – столбчатый треугольный; в – прямоугольный.*  
*1-4 – очередность проходки выработок*

При проведении выработки 3 перпендикулярно или под углом к выработкам 1 и 2 (при образовании треугольного столбчатого целика)

$$K_{C3} = K_{C2} + \frac{\nu}{1-\nu} \ln\left(1 + \frac{B_{Ц}}{R_3}\right) \quad (3.82)$$

При образовании столбчатого (прямоугольного, квадратного целика)

$$K_{C4} = K_{C3} + \frac{\nu}{1-\nu} \ln\left(1 + \frac{B_{Ц}}{R_3}\right) \quad (3.83)$$

Проведенные промышленные экспериментальные исследования (глава 2) позволили установить, что при проходке одиночной выработки НДС массива вокруг нее изменяется существенно при расстоянии от забоя до 10 м. НДС практически не изменяется при расстоянии от забоя до точки наблюдения более 10 м. С учетом того, что для условий рудников ПАО ППГХО  $l_y = 1,5$  м,  $M_{1,2} \approx 7$ ,  $R_3 = 1,5$  м,  $B_{Ц} \approx 2 R_3$  получим формулы для расчета коэффициента сейсмического действия взрыва при проходке выработок

$$K_{C1} = 1 + 1,5 \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2, \quad K_{C2} = 1 + 3 \left(\frac{\nu}{1-\nu}\right)^2,$$



Выделим на некотором расстоянии от зарядов точку А, которую будем считать границей зоны разрушения отдельностей. При взрыве, точки А вначале достигнет прямая волна деформаций от заряда 2. Волны деформаций, распространяющиеся от зарядов 1, 3, под углом к линии зарядов будут встречаться с волной от заряда 2 на линиях  $OO$ ,  $O'O'$ . Преломляясь на линиях  $OO$ ,  $O'O'$  волны от зарядов 1 и 3 будут встречаться в точке А. Суммарное напряжение в точке А при взрывании  $n$  зарядов ВВ в этом случае будет равно

$$\sigma_n = 2\sigma_1 \sum_{i=1}^n \frac{R_{o1}}{2 \left[ R_{o1}^2 + \left( \frac{n-1}{2} \right)^2 a^2 \right]^{0.5}} \left( \frac{1-n\nu}{1-\nu} \right)_i. \quad (3.85)$$

Правую часть (3.85) можно представить интегрально после предварительного упрощения выражение под суммой. В результате получено значение радиуса зоны регулируемого дробления массива перпендикулярно плоскости одновременно взрывааемых зарядов ВВ в виде

$$R_{o1} = R_1 + \frac{a(n-1)}{2 \left( \exp \left[ \frac{a(1-\nu)}{2R_1(1-2\nu)} \right] - 1 \right)} \quad (3.86)$$

где  $R_1$  - радиус зоны регулируемого дробления массива при взрывании одиночного заряда ВВ;  $a$  - расстояние между скважинами;  $n$  - число скважин в группе.

Проверим достоверность полученной формулы при  $\nu=0,3$  и количестве скважин, участвующих в приращении размера разрушения  $n=3$ . При  $a=0,1R_1$ ,  $R_{o1} \approx 2R_1$ , при  $a=2R_1$ ,  $R_{o1}=1.42R_1$ .

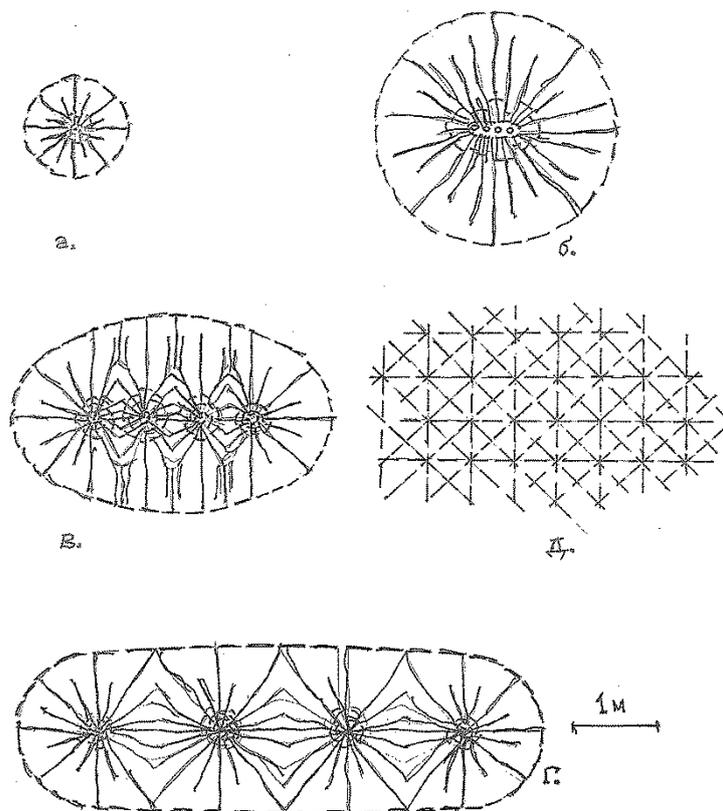
Аналогичные рассуждения позволили получить величину суммарного напряжения вдоль линии, соединяющей сближенные заряды и радиус зоны регулируемого дробления в виде

$$R_{o2} = R_1 + \frac{a(n-1)}{\exp \left[ \frac{a(1-\nu)}{R_1(1-2\nu)} \right] - 1}, \quad (3.87)$$

Проверим достоверность полученной формулы при  $\nu=0,3$ , тогда количество скважин, участвующих в приращении размера разрушения равно  $n \approx 3$ . При  $a=0,1R_1$ ,  $R_{o2} \approx 2R_1$ , при  $a=2R_1$   $R_{o2} \approx R_1$ .

Изобразим разрушенную зону при взрывании, например, одного и четырех зарядов ВВ в трещиноватом массиве трахидацитов с параметрами трещиноватости, физическими свойствами отдельностей и параметрами зарядов, приведенными ниже. Радиус зоны дробления одиночного заряда определяется по формуле (3.69) (с поправкой на размер кондиционного куска) и равен согласно расчетам 0,6 м. Расстояние между четырьмя скважинами примем равным  $a=0,1$  м, 0,6 м, 1,2 м. Число скважин,

участвующих в приращении размера зоны разрушения равно  $n=3$ . Результаты расчетов по формуле (3.85, 3.86) отражены на рис. 3.15.



**Рис. 3.15.** Характер зоны дробления квазиизотропного трещиноватого массива при взрыве: а - одиночного заряда; б, в, г - сближенных зарядов на расстоянии 0,1; 0,6; 1,2 м соответственно; д - схема трещиноватости массива (средний размер отдельности - 0,2 м; количество систем трещин - 4)

Анализ рисунка 3.15, построенного в масштабе, показывает, что при параллельно сближенном расположении скважин ( $a=0,1$  м) форма зоны разрушения имеет вид окружности. При удалении зарядов друг от друга зона дробления принимает эллиптическую форму.

### 3.11. Напряженное состояние земной коры и объектов при действии землетрясений и наземных взрывов

**Землетрясения.** Мировой опыт показывает, что здания и сооружения, а также дорожные сооружения в значительной мере страдают от сильных сейсмических воздействий. Так, при землетрясении в Японии, 1923 года (9-11 баллов по 12-бальной шкале) суммарная протяженность участков с поврежденным земляным полотном составила 20% от общей длины железных дорог. При землетрясении 1960 года в Чили (10-11 баллов) из 860 км железнодорожной линии было повреждено около 300 км. Землетрясение на Аляске 1964 года (7-9 баллов) на длительное время вывело из строя 858 километровую железную дорогу. Было разрушено более 200 км пути, многие мосты оказались не пригодными для эксплуатации. Огромные разрушения

землетрясения производят в здания гражданского и промышленного назначения.

Тектонические землетрясения представляют собой подземные толчки и колебания земной поверхности, вызванные образующимися в толще земной коры разломами и перемещениями литосферных плит. При деформировании и разрушении горных пород в районе гипоцентра землетрясения образуется энергия огромной силы, распространяющаяся в виде сейсмических продольных и поперечных волн, которые вблизи поверхности земли создают поверхностные волны.

Сейсмическую опасность можно разделить на два принципиальных вида:

- первичная опасность, то есть колебания грунта или горной породы, вызванные действием сейсмических волн и производящие разрушения;
- вторичные опасности: обвалы, оползни грунтов и пород, лавины, сели, деформация земной поверхности, разжижение и резкая просадка водонасыщенного или мерзлого грунта, наводнения.

Вопросы разрушения зданий и сооружений под действием землетрясений в научной литературе рассмотрены очень подробно, так как они приносят наиболее ощутимые человеческие жертвы и колоссальные разрушения особенно жилых строений. Вопросы деформирования железнодорожных путей рассмотрены в плане незначительного материала описательного характера. Однако железнодорожные пути являются протяженными (в сравнении с жилыми и производственными зданиями) и вероятность их деформирования и разрушения резко повышается. Характер разрушения железнодорожного пути приведен на рис. 3.16.



*Рис. 3.16. Разрушенный железнодорожный путь под воздействием землетрясения*

Учитывая стратегическую и экономическую важность железнодорожных путей необходимо знать на каком расстоянии от землетрясения будут происходить те или иные разрушения или деформации элементов железнодорожного пути. Это позволит прогнозировать объемы

работ, материалов и сроки восстановления железнодорожных путей и объектов.

Поставленная задача по прогнозу устойчивости железнодорожного пути решена теоретически с привлечением закона сохранения энергии [121]. В работе получены теоретические формулы расчета напряжений от действия землетрясения, при которых происходит потеря устойчивости зданий, сооружений и элементов железнодорожного пути. шпал

Пользуясь законом сохранения энергии, механизм распространения энергии сейсмической волны в многослойной естественной и искусственной среде математически можно выразить следующим образом: энергия сейсмической волны от землетрясения в сумме с потенциальной гравитационной энергией здания, сооружения или железнодорожного пути расходуется на упруго-пластические деформации массива горных пород в земной коре, зоне наносов, а также на разрушение здания или земляного полотна.

Решение этого уравнения позволило получить величину напряжений с расстоянием от гипоцентра землетрясения в виде

$$\sigma(r) = \left( \frac{W_3}{\pi r^2} + 4\bar{\rho}gh^2 \right)^{0,5} \left( \frac{\Phi_\kappa r}{3E_\kappa} + \frac{\Phi_o h_o}{E_o} + \frac{\Phi_{zn} h_{zn}}{E_{zn}} \right)^{-0,5}, \quad (3.88)$$

где  $W_3$  – общая энергия землетрясения;  $r$  – расстояние от гипоцентра землетрясения до здания или железнодорожного пути;  $g$  – ускорение свободного падения;  $h$  – высота здания или насыпи железнодорожного пути;  $\bar{\rho}$  – средняя объемная масса сооружения или железнодорожного пути, включая рельсы, шпалы, балласт, земляное полотно,  $\bar{\rho} \approx 2 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ;  $E_\kappa$  – модуль упругости горной породы в земной коре между гипоцентром и слоем наносов под железнодорожным путем;  $\Phi_\kappa$  – показатель деформируемости земной коры;  $E_o$  – модуль упругости основания;  $E_{zn}$  – модуль упругости здания или земляного полотна;  $\Phi_o, \Phi_{zn}$  – соответственно, показатель деформируемости основания, земляного полотна;  $h_o, h_{zn}$  – соответственно, высота основания, земляного полотна.

Анализ зависимости (3.88) показывает, что сжимающее напряжение, возникающее в зданиях или элементах железнодорожного пути под действием землетрясения существенно зависит от расстояния до землетрясения ( $r$ ) энергии землетрясения ( $W_3$ ), высоты здания или железнодорожного пути ( $h$ ), показателей деформируемости основания ( $\Phi_o$ ) и здания или земляного полотна ( $\Phi_{zn}$ ). С увеличением энергии землетрясения и высоты здания или железнодорожного пути  $\sigma(r)$  увеличивается. С увеличением  $r, \Phi_o, \Phi_{zn}$  сжимающее напряжение в элементах

железнодорожного пути уменьшается. Увеличение расстояния  $r$  обеспечивает геометрическое расхождение энергии и уменьшение  $\sigma(r)$  примерно пропорционально  $r^{-1,5}$ . Показатели деформируемости  $\Phi_0, \Phi_{3n}$  характеризуют демпфирующие свойства основания и здания или земляного полотна. Чем выше их значения, тем интенсивнее уменьшается сжимающее напряжение в железнодорожном полотне.

В математической зависимости, определяющей величину сжимающих напряжений (3.88), возникающих при действии землетрясения на здания или железнодорожный путь в целом логично увязан комплекс физических параметров землетрясения, геометрических параметров и механических свойств земной коры и объектов. В работе [121] приведено математическое обоснование и доказана правомерность формулы (3.88) при расчете результатов действия землетрясения на объекты железных дорог. То есть, физический процесс взаимодействия волн землетрясения с железнодорожными строениями выбран верно.

*Наземные ядерные взрывы.* Энергия, выделяемая при наземных и подземных ядерных взрывах, по оценкам специалистов составляет  $10^{12}$ - $10^{17}$  Дж. Это соответствует энергии землетрясений с магнитудой в 4-8,5 по 9 бальной шкале Рихтера. Результаты разрушающего сейсмического действия землетрясений хорошо известны. Однако, о разрушающем сейсмическом действии, например, наземных ядерных взрывов, данных практически нет. В [42] и других работах по безопасности жизнедеятельности приводятся пять поражающих факторов ядерного взрыва, но среди них отсутствуют расчеты по сейсмическому действию. Вместе с тем необходимо отметить, что если воздушная ударная волна (УВВ) от наземного взрыва действует на выступающие над поверхностью земли здания и сооружения (одно и более этажные дома, промышленного или гражданского назначения), то она практически не действует на приземные сооружения: железные и автомобильные дороги, тоннели, трубопроводы и порталы. А если на пути УВВ появляются возвышения (холмы, горы) или низины, где расположено сооружение, то УВВ отражаясь от этих возвышений, устремляется в атмосферу. Вместе с тем сейсмическая волна, распространяясь в земной коре, воздействует и на приземные и заглубленные сооружения, находящиеся в пересеченной местности.

Экспериментально установлены размеры воронок в зависимости от мощности наземного ядерного взрыва для сухих суглинистых и супесчаных грунтов, которые приведены в табл.3.1 [20].

Таблица 3.1

Параметры воронок при наземном ядерном взрыве

Мощность взрыва, Мт	1,0	5,0	10,0	50,0
Диаметр воронки, м	396	670	885	1340
Глубина воронки, м	91	150	192	305

В работе [59] указано, что сейсмическое проявление ядерного взрыва весьма сложное явление не изученное до конца. Причем радиус сейсмического действия наземного ядерного взрыва с разрушением сооружений составляет 2-5км и более. В работе [156] экспериментальными исследованиями установлено, что при подземном взрыве ядерного заряда «Рулисон» (43±8кт) в США на глубине 2570м архитектурные нарушения зданий (трещины в стенах и штукатурке) наблюдались на расстоянии от 10км (46% нарушенных зданий) до 65км – 0,075%.

В настоящем разделе рассмотрен вопрос о сейсмическом действии волны деформаций наземного ядерного взрыва на здания, сооружения и объекты железнодорожного транспорта [124]. Получены теоретические формулы расчета величины сжимающих напряжений, создаваемых волной деформаций от ядерного взрыва и расстояния, на которых объекты не будут разрушены. Проведены численные расчеты параметров по приведенным формулам в различных горно-геологических условиях.

Для определения основных параметров действия наземного ядерного взрыва также использован закон сохранения энергии. При проведении теоретических расчетов необходимо учесть следующие факторы. Литосфера в месте ядерного взрыва имеет слоистую структуру. Ниже земной поверхности находится слой наносов (глины, суглинки, супеси или пески), ниже которого находятся скальные трещиноватые горные породы. Взрыв наземного ядерного заряда ВВ создает воронку выброса и разрушающая волна деформаций распространяется по наиболее упругой части литосферы – по скальному массиву. При составлении уравнения учтено, что часть энергии наземного ядерного взрыва расходуется на упруго-пластические деформации основания, на котором построено здание или железнодорожный путь, а также на их деформирование и разрушение. Составление и решение этого уравнения позволило получить фактическую величину сжимающих напряжений в сооружении, здании или элементе пути в виде

$$\sigma_{\phi}(h) = \left( \frac{24E_{o3}QA_u K_c l_n}{\pi\Phi_{\kappa} r^3 h} \right)^{0.5} \left( \frac{\nu}{1-\nu} \right). \quad (3.89)$$

Расстояние от центра взрыва до железнодорожного пути, на котором происходит разрушение элемента пути равно

$$R = \left[ \frac{24E_{o3}QA_u K_c l_n}{\pi\Phi_{\kappa} h [\sigma]^2} \left( \frac{\nu}{1-\nu} \right)^2 \right]^{\frac{1}{3}}, \quad (3.90)$$

где  $[\sigma]$  - прочностной параметр здания или элемента железнодорожного пути.

В формулах (3.89) и (3.90) остальные буквенные индексы отображают физико-технические свойства грунтов, физические параметры взрыва и некоторые геометрические параметры.

Определим численные значения радиусов разрушения рельс, шпал, балласта и земляного полотна при известных прочностных характеристиках равных, соответственно,  $10^7$  Па (предел прочности стыка рельсов на разрыв),  $10^6$  Па,  $3 \cdot 10^5$  Па,  $7 \cdot 10^4$  Па. Железнодорожный путь располагается на грунтовом основании. Численные значения параметров в (10)  $E_{oz} = 5 \cdot 10^7$  Па,  $Q = 10^9$  кг,  $A_u = 3 \cdot 10^6$  Дж/кг,  $K_c = 0,05$ ,  $l_H = 5$  м,  $\Phi_k = 7$ ,  $h = 10$  м,  $\nu = 0,4$ .

Численные расчеты показывают, что разрыв рельс произойдет на расстоянии до 262 м от центра взрыва, разрушение шпал на расстоянии до 1220 м, балласта до 2720 м, земляного полотна – 7170 м.

В работе [20] определены предельные разрушающие напряжения для зданий и сооружений железных дорог при действии ударной воздушной волны. Приблизительно можно принять эти значения предельных напряжений и при воздействии волн деформаций на здания и сооружения, которые составляют от  $10^4$  до  $10^6$  Па.

Расчеты величины сжимающих напряжений при расположении сооружений на грунтовом основании, проведенные по формуле (3.89) при численных параметрах приведенных выше и  $r = 3000$  м дают  $\sigma_\phi(h) = 2,6 \cdot 10^5$  Па. Сопоставление полученной величины сжимающего напряжения с прочностными характеристиками зданий и сооружений говорит о том, что практически все объекты будут в той или иной степени нарушены при наземном ядерном взрыве мощностью 1 Мт на расстоянии 3,0 км. Для доказательства правомерности полученных формул можно использовать экспериментальные данные при подземном ядерном взрыве «Рулисон» в США мощностью 43 кт. Слабые (архитектурные) разрушения жилых домов произошли на расстоянии 10 км в 46 % зданий. Слабые разрушения происходят при напряжениях в среднем равных  $10^4$  Па. Используя (3.90) при параметрах приведенных выше получим  $R = 11500$  м, что соответствует фактическим данным о слабых разрушениях кирпичных жилых домов.

Таким образом, в настоящем разделе получены формулы расчета параметров сейсмического действия наземного ядерного взрыва, а также расстояния, на которых происходит разрушения тех или иных зданий и сооружений или элементов железнодорожного пути. Полученные формулы могут быть использованы для оценки параметров разрушения и паспортизации важных производственных объектов при наземных и подземных ядерных взрывах.

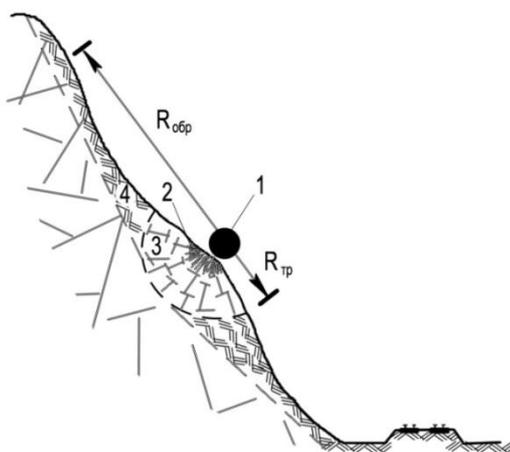
### **3.12. Параметры разрушения откосов железнодорожных выемок и порталов тоннелей при использовании высокоточного оружия**

В настоящее время в России, впервые в мировой практике, разработана и функционирует система мониторинга и прогнозирования чрезвычайных ситуаций (ЧС), позволяющая оперативно реагировать на любые угрозы и вызовы современного мира. Созданный в МЧС России центр «Антистихия»

разрабатывает для системы оперативного реагирования более 500 прогнозов ЧС различной заблаговременности.

Железные дороги являются стратегически и экономически важными объектами любого государства. В случае использования высокоточного оружия (ВТО) [82] наиболее уязвимыми элементами железных дорог будут железнодорожные пути, мосты, устья тоннелей, а также откосы выемок железнодорожных путей. Настоящий параграф посвящен прогнозу устойчивости скальных откосов выемок, порталной части железнодорожного тоннеля и моста при воздействии точечного взрыва. Данные исследования позволят определить затраты времени и средств на восстановление движения по железнодорожным путям [116,120].

Рассмотрим воздействие точечного взрыва на откосы выемок железнодорожного пути с определением радиуса зоны обрушения скального откоса выемки (рис. 3.17).



**Рис. 3.17. Характер воздействия боеприпаса на скальный откос выемки железнодорожного пути: 1 – боеприпас; 2 – зона раздавливания; 3 – зона радиального трещинообразования; 4 – зона обрушений**

Наиболее опасными участками железнодорожных путей являются участки с гористой местностью. Кинетическое воздействие и взрыв ВТО на поверхности откоса выемки с нарушенным массивом приведет к образованию в нем зоны раздавливания, зоны радиального трещинообразования и зоны сейсмических обрушений горных пород. Обрушение горных пород приводит к перекрытию железнодорожных путей. Для планирования сроков восстановительных работ на путях необходимо знать радиус зоны обрушений, который определяет вероятную длину перекрытого горной массой участка пути.

Составлено и решено энергетическое уравнение, согласно которому часть кинетической энергии боеприпаса и энергии взрыва ВВ расходуется на упругопластические деформации трещиноватого горного массива.

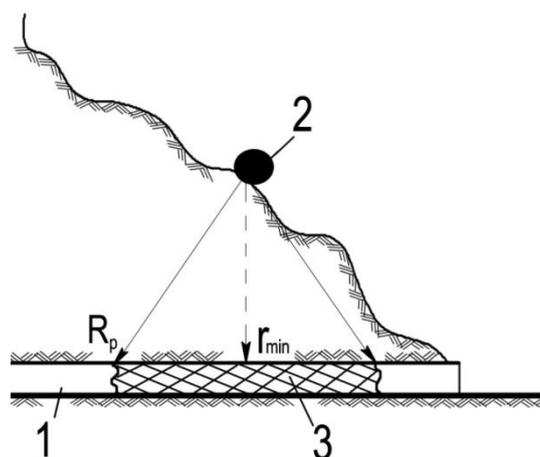
Решение уравнения позволило определить радиус зоны обрушения горных пород с поверхности откоса выемки с учетом допустимых предельных деформаций трещиноватого массива

$$R_{обр} = \left[ 12\Phi\nu^4 \frac{\eta QA + 0,5mv^2}{\pi\varepsilon^2 E(1-\nu)^4} \right]^{\frac{1}{3}}. \quad (3.91)$$

В формуле (3.91) буквенные индексы отображают физико-технические свойства горных массивов и грунтов, а также физико-технические параметры боеприпаса.

Расчеты по (3.91) дают  $R_{обр} = 61,2$  м. Численный анализ зависимости, определяющей объема обрушений горной породы показывает, что радиус обрушений существенно зависит от параметров трещиноватости горного массива и его физико-технических свойств. Наиболее существенно на параметры обрушения влияют динамические характеристики боеприпаса и детонационные параметры взрывчатого вещества.

При взрыве ВТО вблизи портала железнодорожного тоннеля наиболее вероятной точкой попадания боеприпаса будет земная поверхность (рис. 3.18).



*Рис. 3.18. Схема к определению параметров действия взрыва боеприпаса на приустьевую часть железнодорожного тоннеля: 1 – тоннель; 2 – место точечного взрыва; 3 – зона обрушения*

Для определения расстояния от точки взрыва до границы зоны разрушения обделки тоннеля составлено и решено энергетическое уравнение, согласно которому кинетическая энергия боеприпаса и часть энергии взрыва расходуются на упругопластические деформации трещиноватого массива и разрушение обделки тоннеля. Решение этого уравнения на основе законов физики и геомеханики позволило получить формулу определения расстояния от места взрыва до точки ( $R_p$ ), на которой происходит разрушение обделки железнодорожного тоннеля

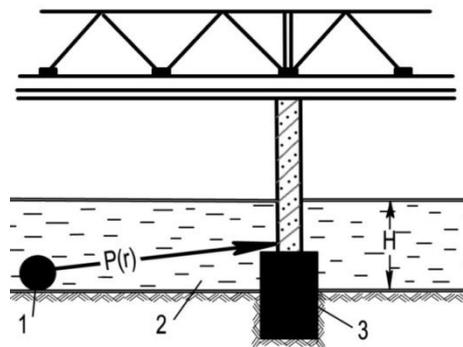
$$R_p = \left[ 12E\nu^4 \frac{\eta QA + 0,5m\nu^2}{\pi\Phi\sigma_p^2(1-\nu)^4} \right]^{1/3}. \quad (3.92)$$

В формуле (3.94) буквенные индексы отображают физико-технические свойства горных пород, упругие и прочностные свойства бетона обделки тоннеля, а также физико-технические параметры боеприпаса. Расчеты по (3.92) при средних значениях параметров дают  $R_p = 32,9$  м.

Учитывая многочисленные опытные данные при ведении подземных взрывных работ в горной промышленности можно сказать, что численные значения  $R_p$  по порядку величины соответствуют реальным значениям радиусов зон разрушения железнодорожного тоннеля.

При взрыве ВТО вблизи железнодорожного моста, точность попадания ВТО в цель составляет от 0,5 м до  $0,5 R_{II}$  ( $R_{II}$  - радиус зоны разрушения) при вероятности 0,5. То есть, при разрушении железнодорожного моста боеприпас либо взорвется при попадании в металлическую ферму, либо упадет рядом с мостом в воду. В первом случае, разрушению подвергнется металлическая ферма, а железнодорожный путь, вероятно, будет не разрушен, так как давление в воздушной ударной волне из-за сильной сжимаемости воздуха резко снижается с расстоянием.

Наиболее вероятен вариант – попадание боеприпаса в воду. Вода является практически несжимаемой жидкостью, поэтому очень хорошо передает энергию взрыва. В этом случае разрушению могут быть подвергнуты опоры железнодорожного моста – быки (рис. 3.19).



*Рис. 3.19. Схема к определению параметров действия гидроударной волны на опору (бык) железнодорожного моста: 1 – место точечного взрыва; 2 – вода; 3 – железобетонная опора (бык)*

При взрыве ВТО в воде за счет расширения продуктов детонации (1 кг ВВ за время  $10^{-6}$  сек выделяет около  $1 \text{ м}^3$  газов), а также за счет кинетической энергии боеприпаса в воде образуется гидроударная волна (ГУВ), которая создает избыточное давление. При превышении давления на фронте ГУВ

предела прочности быка, происходит его разрушение и нарушается движение поездов.

Расстояние от места взрыва до быка, на котором возможно его разрушение можно определить на основе закона сохранения энергии: часть энергии взрыва и кинетическая энергия боеприпаса затрачивается на формирование ГУВ и разрушение быка. Решение этого уравнения после подстановки в него физико-математических зависимостей позволило получить предельное расстояние  $R_{np}$  от точки взрыва до быка, меньше которого происходит его разрушение

$$R_{np} = \left( 6\rho_{\text{в}} c_{\text{в}}^2 \frac{\eta AQ + 0,5mv^2}{\pi H \sigma_{np}^2} \right)^{1/2}. \quad (3.93)$$

В формуле (3.93) буквенные индексы отображают физико-механические свойства воды, прочность бетона быка, а также физико-технические параметры боеприпаса. Численные расчеты по (3.93) дают  $R_{np} = 16$  м. Численный анализ зависимости показал, что радиус разрушения быков железнодорожного моста существенно зависит от физико-технических параметров боеприпаса и прочности быков.

Приведенные в настоящем параграфе исследования позволят определить затраты времени и средств на восстановление движения по железнодорожным путям.

### **3.13. Численные расчеты и доказательство достоверности полученных теоретических зависимостей**

Для доказательства достоверности теоретических зависимостей, приведенных в параграфах 3.1-3.9 проведем их численный расчет. Существующая техника измерений не позволяет определить напряжения в массиве при перемещении и динамическом соударении отдельных частей массива под действием взрыва. Геометрические параметры действия взрыва можно определить непосредственно в трещиноватом массиве. К геометрическим параметрам относятся диаметр зоны раздавливания (диаметр «стакана»), радиус зоны радиального трещинообразования, радиус зоны заколов (расстояние от зарядов ВВ до максимума напряжений в массиве после взрыва), радиус зоны остаточных напряжений.

Для определения геометрических параметров зон разрушения и деформирования массива в промышленных условиях были проведены экспериментальные исследования на ПГР ПАО ППГХО (см. главу 2).

Достоверность теоретических зависимостей по определению диаметра зоны раздавливания и радиуса зоны трещинообразования (3.67), (3.69) доказана промышленными экспериментальными исследованиями в массивах трахитацитов с глубиной разработки (см. параграф 2.1).

Исследуемый массив представлен трахидацитами со средними параметрами физико-технических свойств: категория трещиноватости III,  $d_e = 0.15 - 0.40 \text{ м}$ ,  $\Phi = 9$ ,  $c = 4,35 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\nu = 0,29$ ,  $\sigma_p = 1,4 \cdot 10^7 \text{ Па}$ ,  $\sigma_{сж} = 9,7 \cdot 10^7 \text{ Па}$ ,  $\mu = 0,3 - 0,4$ .

Предел прочности на всестороннее сжатие  $\sigma_{сжв} \cong 4\sigma_{сж}$  [143,102]. Величина горного давления равна  $P = 2\rho gH$ , где  $\rho = 2.5 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ .

Взрывание производилось аммоналом-200 с параметрами  $D = 4,4 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\rho_B = 0,7 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$  в шпурах диаметром  $d_3 = 0.04 \text{ м}$ .

Всего исследовано более 100 взорванных шпуров. Результаты экспериментов и численных расчетов отражены на рис. 2.1, анализ которого указывает на достоверность зависимостей (3.67), (3.69).

Кроме того, можно сделать вывод: с увеличением глубины разработки радиус зоны трещинообразования уменьшается, а диаметр зоны раздавливания увеличивается, что доказано экспериментально (см. рис.2.1) и математически отражено в теоретических формулах (3.67), (3.69).

Для доказательства достоверности зависимости (3.76) – расстояния от контура выработки до максимума напряжений (границы зоны заколов) проведены численные расчеты при параметрах БВР, приведенных выше, и  $K_{n\perp} = 1$ ,  $K_{\perp}(N) = 2$ ,  $K_{OT} = 0,91$  - электроогневое взрывание с интервалом замедления между шпурами около 5 с. Средние параметры физико-технических свойств:

$$E = 5 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \delta d_e^{-1} = 10^{-3}, \sum_i^k \sin^{-2} \beta_i = 3, c = 4 \cdot 10^3 \text{ м/с}, \nu = 0,29, \Phi, \mu, P$$

приняты по табл. (3.2) в зависимости от размера отдельности. Средняя глубина разработки равна 500м.

Таблица 3.2

Данные для расчета и расчетные значения расстояния от контура выработки до границы зоны заколов (максимума напряжений)  $R_{O3}$  и до границы зоны остаточных напряжений  $R_{OCT}$  при проходке выработки с применением электроогневого способа взрывания.

$d_e$ , м	$\Phi$	$\mu$	$P \cdot 10^{-7}$ , Па при глубине 500 м	$R_{O3}$ , м	$R_{OCT}$ , м
<0.05	<12	<0.2	<1.33	>1.9	>4.3
0.05-0.15	12-10	0.2-0.3	1.33-1.5	1.9-1.1	4.3-3.0
0.15-0.40	10-8	0.3-0.45	1.5-1.8	1.1-0.7	3.0-2.0
0.4-1.0	8-6	0.45-0.6	1.8-2.2	0.7-0.6	2.0-1.7
>1.0	<6	>0.6	>2.2	<0.6	<1.7

Величина  $P$  определена и обоснована автором в главе 2. Анализ рис.2.3 указывает на совпадение экспериментальных и теоретических исследований, указывая на достоверность полученной зависимости (3.76).

Для доказательства достоверности зависимости (3.72) в выработках 8-10 горизонтов, в гранитах месторождения «Антей» обобщены исследования [92, 93] методами дискования керна, параллельных скважин, разгрузки, а также ультразвуковые исследования автора. Результаты экспериментальных исследований приведены на рис. 2.4 в виде точек. Численные расчеты по формуле (3.72) приведены в виде зависимости при параметрах БВР, приведенных выше, данных табл. 3.1, средняя глубина, на которой проводились исследования 500 м,  $c = 4,0 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\nu = 0,23$ . Анализ рис. 2.4 указывает на совпадение экспериментальных и теоретических исследований при определении размера зоны остаточных напряжений в выработках, проводимых буровзрывным способом.

Промышленный эксперимент, доказывающий достоверность приведенных теоретических зависимостей по определению деформаций трещиноватого массива (см. главу 2.4), был проведен на карьерах ОАО «Ураласбест». Проведено 5 массовых взрывов в перидотитах, серпентинитах и диоритах с замерами деформаций трещиноватого массива реперами. Результаты эксперимента приведены на рис. 2.16.

Теоретическая зависимость по определению величины деформаций массива для случая КЗВ рядов скважин перпендикулярных откосу уступа имеет вид

$$\varepsilon = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3}{\rho c r} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) \Phi^{0,5} \left[1 - \frac{a(2n-1)}{2\pi W}\right]^{0,5} K_{nII} K_{II}(N) - \frac{\mu P \Phi}{\rho c^2}, \quad (3.94)$$

где:  $D = 5,5 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\rho_B = 0,9 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$  (ВВ – гранулол),  
 $d_3 = 0,22 \text{ м}$ ,  $\mu = 0,45$ ,  $\rho = 2,7 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ,  $c = 4,5 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\nu = 0,3$ ,  
 $\Phi = 60$ ,  $P = \rho g H = 5,3 \cdot 10^6 \text{ Па}$ ,  $H = 200 \text{ м}$ .

$K_{II}(N)$  определено по (3.65) и равно 1,45,  $K_{nII}$  определено по (3.49) и равно 1,47,  $a = W = 7 \text{ м}$ .

Анализ рис. 2.16 указывает на сходимость результатов теоретических и промышленных исследований. Дальнейшее доказательство достоверности приведенных в главе 3 теоретических зависимостей приведено в главах 4 и 5 путем разработки и эффективного использования методик расчета, способов и научно-технических решений по управлению энергией взрыва на подземных и открытых горных разработках.

### *Выводы к главе 3 и направления дальнейших исследований*

Проведенные теоретические исследования позволили установить зависимости по определению параметров полей напряжений, деформаций,

скоростей, времени, а также геометрические размеры зон действия взрыва одиночных зарядов ВВ, группы зарядов и КЗВ групп зарядов в новых условиях – в трещиноватых горных массивах при наличии открытой поверхности, с учетом влияния горного давления и эффектов трения в массиве. Доказана достоверность полученных зависимостей.

В практическом и методическом плане теоретические исследования дают возможность:

- изменять напряженно-деформированное состояние массива на месторождениях, склонных к динамическим проявлениям горного давления, с использованием энергии взрыва;
- определять динамически устойчивые (с учетом действия взрыва) размеры обнажений горного массива при проходке выработок и камерных вариантах систем разработки;
- определять динамически устойчивые и ударобезопасные размеры целиков горного массива при проходке выработок на удароопасных участках и при камерных вариантах систем разработки;
- изменять физико-технические свойства и напряженное состояние массива взрывом с целью эффективной проходки выработок механическим способом;
- определять параметры БВР при подготовке блоков к подземному выщелачиванию и камерных вариантах систем разработки с целью обеспечения заданной степени дробления и при проходке выработок на удароопасных участках;
- определять параметры БВР при взрывном деформировании отвалов кучного выщелачивания с целью повышения извлечения урана;
- определять параметры БВР на открытых горных разработках с целью получения заданной степени дробления;
- разрабатывать схемы КЗВ, обеспечивающие изменение физико-технических свойств трещиноватого массива с целью улучшения качества дробления.

## **Глава 4. МЕТОДЫ РАСЧЕТА И СПОСОБЫ ИЗМЕНЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ГОРНОГО МАССИВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА**

В четвертой главе на основе исследований, изложенных в главах I-III, разработаны способы, методы расчета и научно обоснованные технические решения по управлению НДС массива с использованием взрыва по следующим направлениям:

- предупреждение и ликвидация динамических проявлений горного давления на участках месторождений Стрельцовского рудного поля, склонных к горным ударам при учете и с использованием энергии взрыва;
- разработка методов расчета динамически устойчивых (с учетом действия взрыва) размеров целиков и обнажений горного массива при проведении выработок и камерных вариантах систем разработки месторождений полезных ископаемых;
- обоснование нормативной прочности закладочного массива при камерных вариантах систем разработки с учетом динамического воздействия взрыва.

Все научно-практические решения разработаны на основе разработанного механизма формирования зон заколов и остаточных напряжений, а также новых теоретических зависимостей по определению параметров действия взрыва на трещиноватый, напряженный горный или закладочный массив. Отдельные способы и методы использованы на объектах ПАО ППГХО и благодаря своей универсальности, после соответствующей корректировки, могут быть использованы на любом горном предприятии.

### **4.1. Способы взрывной разгрузки удароопасных участков горного массива при различных схемах подготовки и отработке блоков на рудниках ПАО ППГХО**

Настоящие «Способы взрывной разгрузки» разработаны на основе требований «Инструкции по безопасному ведению горных работ на рудных, нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам» [36]. В связи с возникновением на 8-12 горизонтах рудников «Восточный», 8, 6 ПАО ППГХО удароопасных ситуаций в виде шелушений, стреляний, динамического заколообразования и микроударов.

«Способы взрывной разгрузки» были разработаны на основе специальных экспериментальных и теоретических исследований главы 2 и 3 при проходке одиночных горно-подготовительных выработок и слоевых заходок, где даны параметры и технология ведения БВР при разгрузке кровли, бортов, забоя и почвы одиночной выработки.

В настоящем разделе изложены причины возникновения удароопасных ситуаций в различных горнотехнических условиях, формы проявления

горного давления, а также обоснованные экспериментально и теоретически параметры и технология ведения БВР для разгрузки массива.

В способах разгрузки массива с применением шпуров используется сейсмическая энергия взрыва, которая в совокупности с горным давлением обеспечивает смещение трещиноватого массива в сторону выработанного пространства и его разгрузку. На «Способ разгрузки удароопасного массива» имеется авторское свидетельство СССР №1506991, 1987 г. [128]. В способе с расположением врубовой полости вблизи напряженного участка – почвы используется сейсмическая энергия взрыва отбойных и оконтуривающих шпуров, обеспечивающая смещение массива в сторону врубовой полости и его разгрузку. На «Способ проходки горных выработок в удароопасных массивах» имеется патент РФ №1755626, 1990г. [127]. В способе с применением опережающей, слабонаклонной скважины (шпура), заполненной водой, разгрузка забоя обеспечивается взрывным, циклическим гидродинамическим ударом, что приводит к разрушению и водонасыщению массива вокруг скважины со снижением степени удароопасности и увеличением коэффициента использования шпура. На «Способ образования врубовой полости» имеется авторское свидетельство СССР №1515880, 1987 г. [126], патенты РФ №2366890, №2366891, 2009г.[134,135]. В способах с применением короткозамедленного взрывания опережающих скважин (шпуров) разгрузка массива в окрестности скважин происходит за счет его смещения по естественным нарушениям (швы, разломы, контакт пород, естественная трещиноватость) со смятием жестких контактов, за счет изменения упругих свойств массива в окрестности взрыва, а вблизи обнажений, за счет сейсмического действия взрыва. На «Способ разгрузки удароопасных участков горного массива» имеется патент СССР №1828682, 1991 г. [97], патент РФ №2210671, 2003 г.[133].

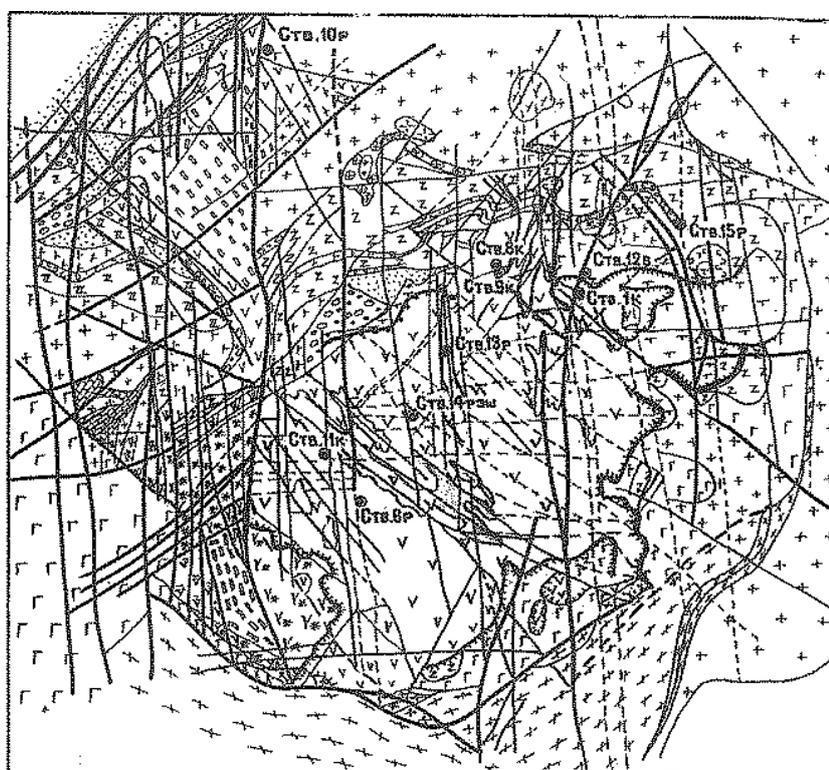
#### *Горно-геологические и горнотехнические условия проявления горного давления*

Преимущественная форма динамических проявлений горного давления (ГД) на месторождениях ПАО ППГХО в настоящее время представлена динамическим заколообразованием. Наблюдаются случаи шелушения, стреляния, то есть отскакивания от краевой части массива линзообразных пластин размером от 0,5 до 10 см, толщиной 0,1-1см. Бывали случаи проявлений горного давления со звуковыми эффектами в виде выстрела, доносящегося из глубины массива, а также микроудары.

Динамические проявления горного давления происходят в основном на глубине более 450 м от поверхности земли. Поэтому с глубины 450 м (7 горизонт рудника «Глубокий») месторождение «Антей» («А») отнесено к склонным по горным ударам, а с 10 горизонта к опасным по горным ударам [148].

Повышенное горное давление на месторождении «Антей» обусловлено как природными, так и технологическими факторами, то есть наложением последних на тектонические и гравитационные напряжения.

Тектонические блоки Стрельцовского («С») рудного поля постоянно находятся под влиянием мощных горизонтальных тектонических воздействий от Индийской и Евроазиатской литосферных плит, создавая повышенное напряжение в массиве горных пород, усиливающее гравитационное горное давление. Воздействия в регионе получают отражение в перемещениях тектонических блоков в пределах Стрельцовского рудного поля (рис.4.1) и непосредственно месторождения «Антей». В связи с этим блоки находятся под большим напряжением, а некоторые из них претерпевают заметные перемещения вдоль подновляющихся разломов.



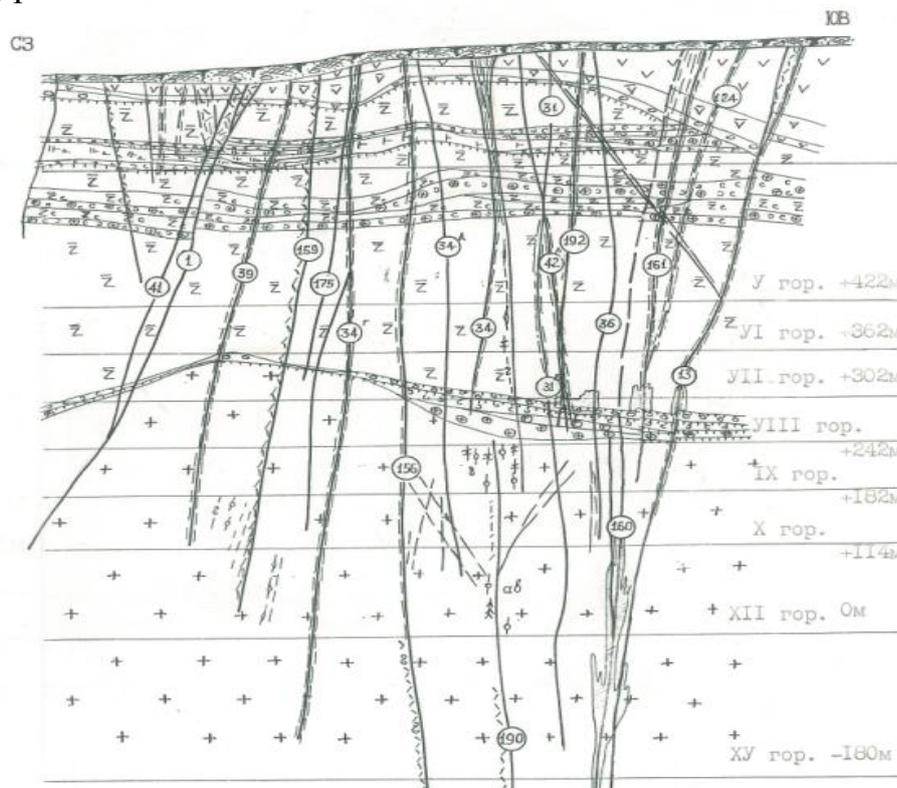
Условные обозначения

	1. Массивные фельзиты		1. верхний покров, 2. нижний покров
	2. Флюидальные фельзиты		Песчаники
	1. Липариты сферолитовые (кремневые)		Туфы
	2. Липариты сферолитовые		Конгломераты
	Сиенит-порфиры		Граниты (мелко-средне-зернистые)
	Липариты мелкопорфировые		Граниты порфировидные и гнейсовидные
	Андезит-базальты		Базальтные конгломераты
	Базальты		Известняки
	Фельзиты желовой фации		
	Андезиты плагиоклазовые		

Рис. 4.1. Геологическая карта Стрельцовского рудного поля

Граниты месторождения «Антей» пересекаются северо-восточными рудоносными разломами 31, 34, 13, 42, 190, 160 и 161 (рис.4.2), которые разбивают массив гранитов на ряд узких и вытянутых в северо-восточном

направлении тектонических блоков. Две последние зоны сближены между собой и по ним отмечается подновление тектонических подвижек. Указанные факторы усиливают удароопасность участка блока, зажато между этими разломами, рис.4.2.



**Рис 4.2. Геологический разрез района месторождения «Антей»**

Согласно экспериментальных данных Горной лаборатории ПАО ППГХО и ВНИМИ (1980-81гг.) на месторождении «Антей» преобладает горизонтальная компонента тензора напряжений субмеридионального направления ( $118^{\circ} \pm 10-20^{\circ}$ ), превышающая в 2-3 раза вертикальные гравитационные силы. Методом параллельных скважин установлено, что на глубине 450м горизонтальные компоненты горного давления составляют 28-44 МПа, вертикальная 15 МПа. На глубине 700м – горизонтальные - 40-50 МПа, вертикальная 20 МПа.

Горные породы, склонные к динамическим проявлениям горного давления (ГД) [109] - трещиноватые граниты и базальты со средним расстоянием между трещинами всех систем – 0,15-1,0 м. Главенствующие системы трещин на удароопасных участках, как правило, расположены под углом  $60-90^{\circ}$  к оси выработки. Часты случаи динамических проявлений на контактах различных пород гранит – базальт, калиевополевошпатовый-лейкократовый гранит, вблизи тектонических швов (разломов) и на расстояниях до 5-30 м по обе стороны от центра разлома или контакта пород. Образцы гранитов удароопасных участков имеют меньший размер зерна (лейкократовые граниты), более нарушены микротрещинами, скорость продольных волн в них в 1,25 раза меньше, чем в неудароопасных.

Преимущественное место динамических проявлений ГД кровля выработок, реже – забой и борта. Регистрация динамических проявлений ГД из почвы затруднена из-за наличия на ней горной массы, однако, при наличии проявлений в кровле, проявления из почвы выработок также должны иметь место.

#### 4.1.1. Проходка одиночных выработок

Динамические проявления ГД возникают за счет концентрации напряжений вокруг образуемой выработки. Концентрация создается путем перераспределения статических компонент горного давления (40-50 Мпа на глубине около 700м) вокруг выработки, а также формированием поля остаточных напряжений в результате действия технологических взрывов при проходке, что установлено в главе 2.

*Место динамических проявлений ГД – кровля, почва или борта выработки, на расстоянии от забоя до 3 м. Время проявлений – сразу после проведения взрывных работ при проходке выработки.*

При этих условиях необходимо применять боковые разгрузочные шпурсы (рис. 4.3) с параметрами, приведенными в табл.4.1.

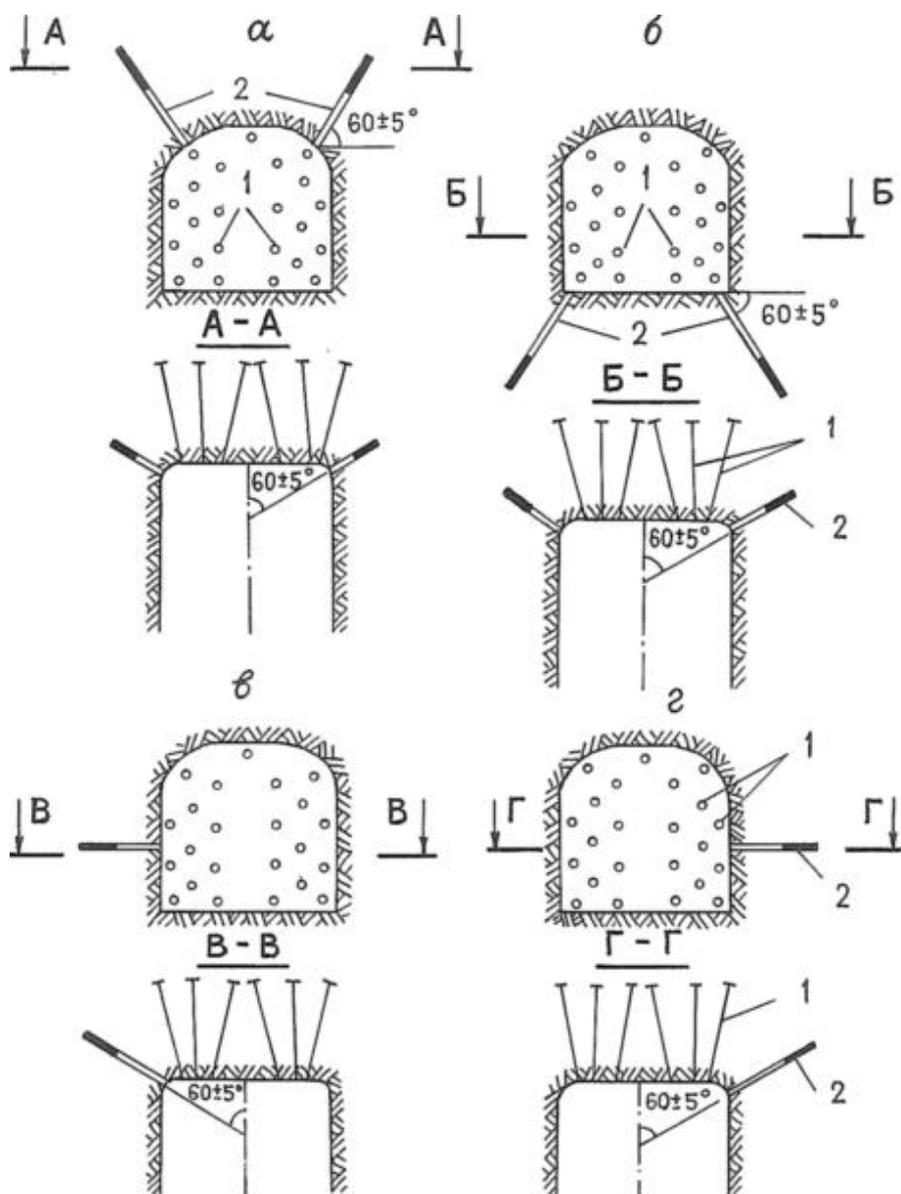
Таблица 4.1

Параметры БВР при разгрузке бортов, кровли или почвы выработки шириной до 4 м (взрывание в комплекте с проходческими шпурами), при диаметре шпура 40 мм, длине 1,8 м, угол между разгрузочными шпурами и осью выработки  $60 \pm 5^\circ$

Категория трещиноватости*	Средний размер естественной отдельности, $d_e$ , м	Расстояние от контура выработки до максимума напряжений, м	Длина заряда, м	Интервал замедления, мсек
			Масса заряда, кг	
III	0.15-0.40	1.5-1.0	$\frac{0,3 - 0,5}{0,4 - 0,5}$	$\geq 300$
IV	0.40-1.0	1.0-0.75	$\frac{0,5 - 0,6}{0,5 - 0,6}$	$\geq 250$
V	>1.0	0.75	$\frac{> 0,6}{0,6 - 0,75}$	$\geq 200$

\*Категория трещиноватости и размер отдельности  $d_e$  определяется геолого-маркшейдерской службой рудника (участка).

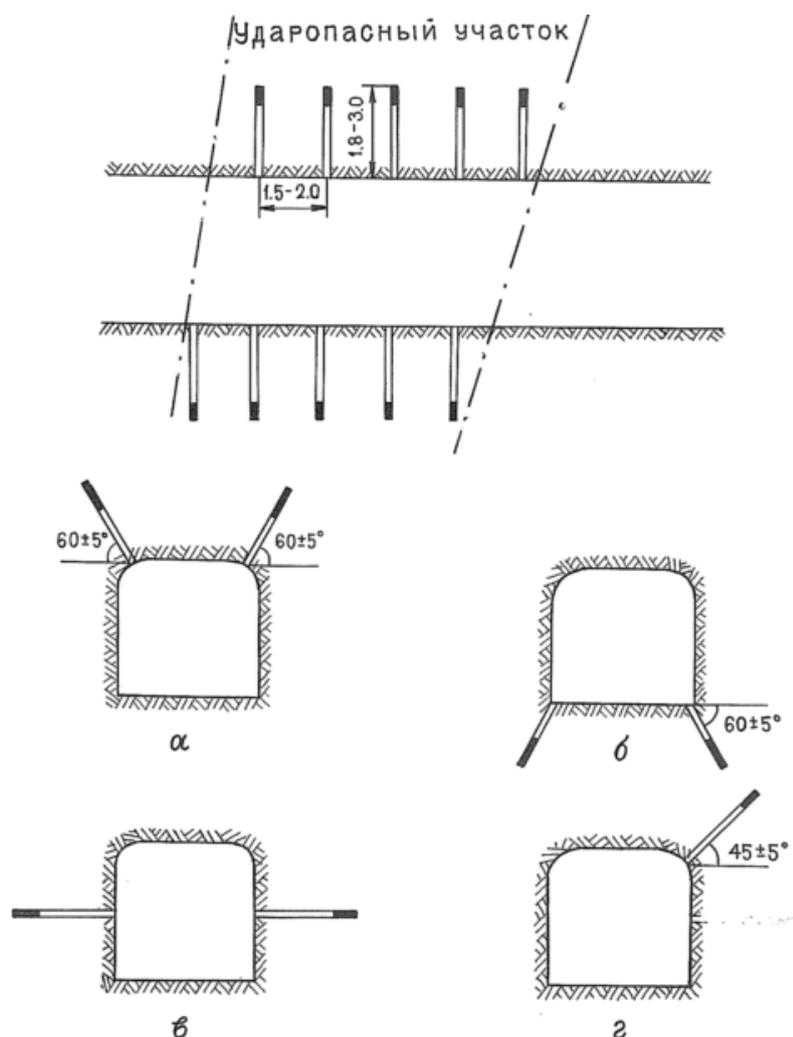
Шпурсы для разгрузки бурят в комплекте с проходческими и взрывают с замедлением относительно оконтуривающих шпуров проходческого цикла. Способы взрывания: электроогневое, электрическое или с применением взрывной системы «Нонель». Заряд ВВ в разгрузочных шпурах располагают за пределами зоны максимума напряжения вокруг выработки [128].



**Рис. 4.3. Схемы взрывной разгрузки удароопасного массива в процессе проведения одиночной выработки при динамических проявлениях горного давления: а – в кровле, б – в почве, в, г – в бортах. 1 – проходческие шпуры; 2 – разгрузочные шпуры**

При ширине выработок более 4м параметры БВР приведены в табл. 4.2. Место проявлений горного давления - борта, кровля или почва выработки на расстоянии от забоя более 3 м.

При этих условиях бурить 1-2 шпура перпендикулярно оси выработки (рис. 4.4). Расстояние между комплектами разгрузочных шпуров должно быть равно величине уходки за цикл. Разгрузочные шпуры располагают в плоскости, перпендикулярной оси выработки.



**Рис. 4.4. Схемы взрывной разгрузки удароопасного массива в пройденной выработке при динамических проявлениях горного давления: а – в кровле, б – в почве, в – в бортах, г – на сопряжении борта и кровли**

Основные параметры БВР для выработок шириной 2,5-5,5 м приведены в таблице 4.2. Взрывание электрическое или с применением системы «СИНВ-Ш», замедленное или короткозамедленное, интервалы замедления в группе разгрузочных шпуров и между группами - любые.

Длина заряда для повторного взрывания приведена в таблице 4.2.

*Таблица 4.2*

Параметры БВР при разгрузке массива в варианте рис.4.4

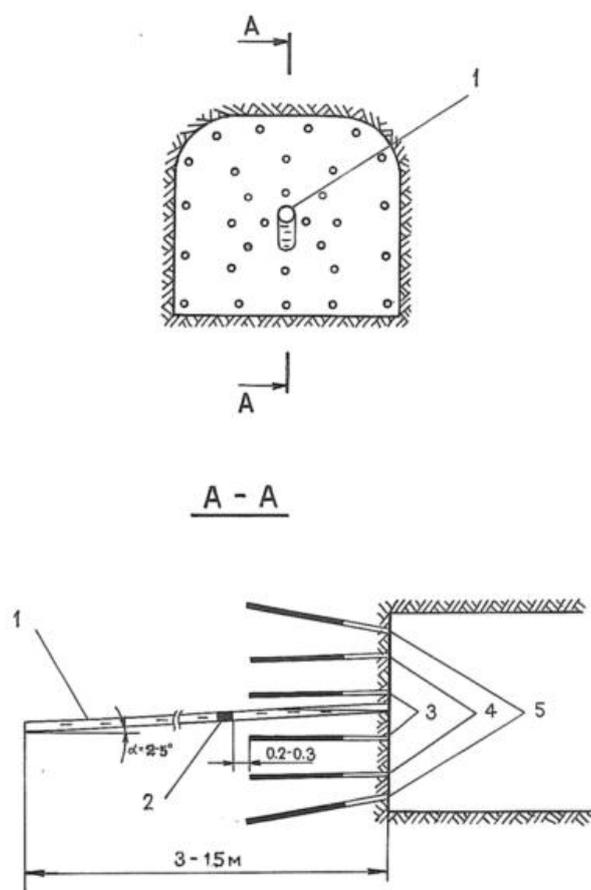
Ширина выработки, м	Категория трещиноватости	Расстояние до максимума напряжений в массиве, м	Длина разгрузочных шпуров, м	Масса заряда, кг	Интервал замедления, мс
3,5±0,5	III	1,5-1,0	1,8±0,1	0,4-0,5	≥250
	IV	1,0-0,75		0,5-0,6	
	V	0,75		0,6-0,75	

4,5±0,5	III	2,0-1,5	2,5±0,2	0,5-0,8	≥450
	IV	1,5-1,0		0,8-1,0	
	V	1,0		1,0-1,25	
5,5±0,5	III	2,5-2,0	3,0±0,3	0,8-1,0	≥600
	IV	2,0-1,5		1,0-1,5	
	V	1,5		1,5-1,75	

Разгрузка массива в приведенных случаях (рис.4.3, 4.4) достигается за счет сейсмического действия взрыва, что в комплексе с горным давлением приводит к смещению массива в центр выработки и снижению напряжений [128].

*Место динамических проявлений горного давления – забой выработки.*

При этих условиях необходимо применять вруб «Цунами», то есть бурить нисходящую скважину (шпур) (рис. 4.5) длиной 3-15 м, под углом 2-5° к горизонту. Затем бурят комплект проходческих шпуров с прямым врубом. По окончании бурения их продувают, заливают в скважину воду. Заряжают шпуры и в скважину (шпур) устанавливают заряд, снабженный трубкой с детонатором СИНВ-Ш или электродетонатором. Затем производится взрывание шпуров и скважины в следующей последовательности: врубовые шпуры – заряд в скважине – отбойные – оконтуривающие шпуры [126, 145].



**Рис.4.5. Способ проведения горных выработок в трудно взрывае­мых породах с врубом «Цунами». 1 – скважина, заполненная водой; 2 – заряд ВВ; 3–5 – врубовые, отбойные, оконтуривающие шпуры**

Параметры БВР приведены в табл. 4.3, а расстояние от скважины до врубового шпура в зависимости от взрываемости пород приведено в табл. 4.4.

Таблица 4.3

Параметры БВР при применении вруба «Цунами»

Длина проходческих шпуров, м	Диаметр скважины, мм	Угол наклона скважины к горизонту, град.	Отклонение скважины по вертикали от точки забуривания (при $l_{скв}=10$ м), м	Масса заряда в скважине, кг
1,8	105(85-65)	3-5*	0,5-1,0	2,0-3,0
2,2	105 (85)	2-5	0,4-1,0	2,0-3,0
2,7	105	3-5	0,5-1,0	2,0-3,0

\*Меньший угол наклона соответствует меньшему диаметру скважины.

Таблица 4.4

Расстояние от оси скважины (шпура) до врубового шпура ( $a_{ВР}$ )

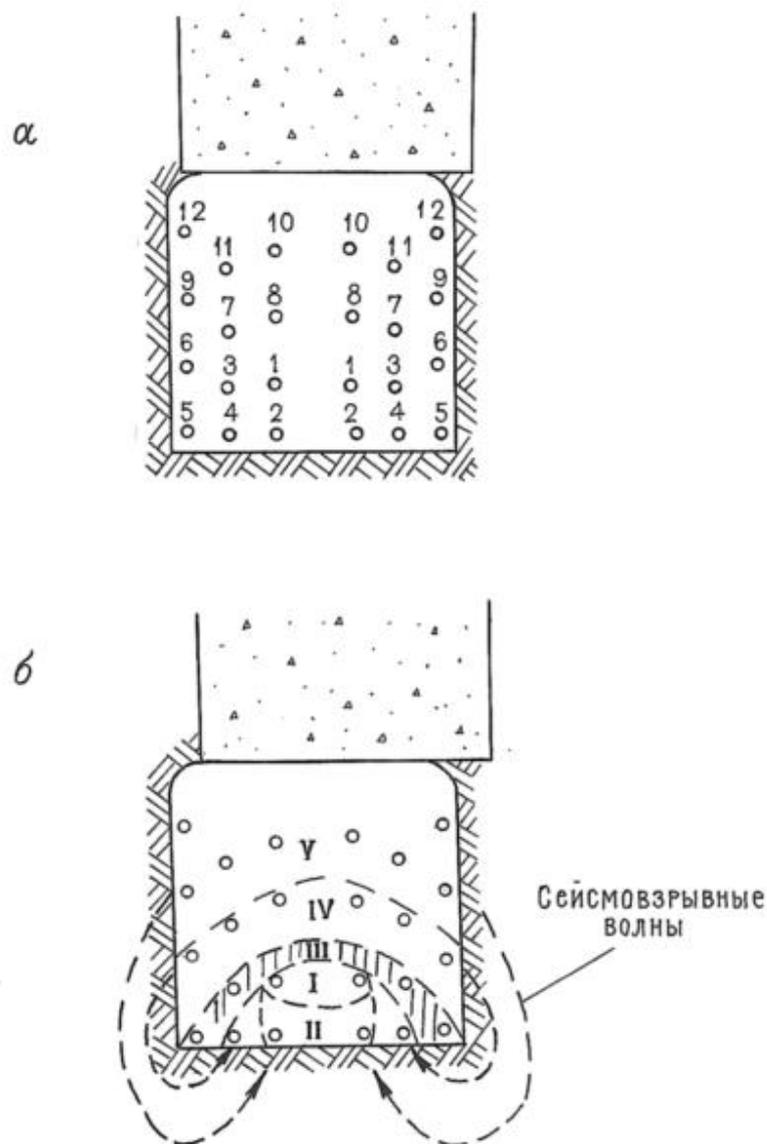
Категория пород по взрываемости	Размер естественной отдельности, м	$a_{ВР}$ , м
III	0,15-0,40	0,3-0,22
IV	0,40-1,0	0,22-0,18
V	1,0	0,18

Помимо снижения динамических проявлений ГД техническое решение с врубом «Цунами» приводит к увеличению КИШ с 0,75 до 0,95 в трудновзрываемых породах и рекомендуется для повышения эффективности проходки выработок и слоевой выемке руд особенно при взрывании проходческих шпуров длиной 2,2,2,7 м. Способ прошел широкие промышленные испытания на рудниках ПАО ППГХО.

Разгрузка забоя выработок достигается за счет циклического взрывогидродинамического удара, обеспечивающего предразрушение и водонасыщение массива вокруг скважины. Обоснование параметров БВР выше приведенными способами проведено на основе исследований глав 2,3, а также промышленных испытаний.

*Место динамических проявлений ГД – почва выработки при отбойке руды в очистных заходках.*

Для предупреждения динамических проявлений ГД из почвы взрывание врубовых шпуров начинают со стороны почвы выработки. Последовательность взрывания приведена на рис. 4.6.



**Рис. 4.6. Способ разгрузки почвы заходки с использованием сейсмического действия взрыва при нисходящей слоевой выемке с твердеющей закладкой.**  
**а – последовательность взрывания шпуров; в – схема к механизму сейсмического действия взрыва. 1,2,3...- очередность взрывания шпуров;**  
**I, II, III – последовательность образования врубовой полости**

Разгрузка почвы выработки происходит за счет сейсмического действия взрыва отбойных и оконтуривающих шпуров [127].

#### 4.1.2. Разгрузка межподэтажных целиков в районе активных тектонических разломов скважинными зарядами ВВ

При наличии межподэтажного целика в районе активного тектонического разлома (вблизи обрабатываемого блока) динамические проявления ГД происходят за счет концентрации напряжений в целике или на жестких контактах по берегам разлома. Возможная форма проявления ГД – микроудар, горный удар, горно-тектонический удар.

Наиболее часто шелушения, стреляния и динамические заколообразования проявлялись в процессе отработки блоков нисходящей выемкой с твердеющей закладкой при разделении блока на два подэтажа. Данное разделение обеспечивает увеличение производительности труда. Однако когда высота внутриблокового целика уменьшается до 12-15 м, целик становится удароопасным. Динамические проявления в нем как правило происходят в виде толчков, что сопровождается звуковым эффектом в виде выстрела и выбросом горной породы.

Анализ литературных источников показал, что распространенным методом разгрузки является взрывной. При этом, основным физическим принципом взрывной разгрузки является разрушение массива с созданием радиальных трещин между скважинными или шпуровыми зарядами ВВ. Эффективность этого принципа в плане разгрузки доказана на многих предприятиях России. Однако, при использовании принципа разрушения массива весьма велики объемы буровзрывных работ и затраты времени.

Для повышения уровня безопасности горных работ и с учетом перспектив развития фронта горных работ на месторождениях ПАО «ППГХО» на глубину до 900 м проведен цикл промышленных и теоретических исследований (см. главу 2,3) для разработки технически эффективных и экономически выгодных мероприятий по разгрузке удароопасных внутриблоковых целиков с использованием энергии взрыва.

Исследования позволили установить механизм действия взрыва одним из физических принципов которого является сдвигение массива по естественным трещинам или вдоль тектонического разлома. Были получены теоретические формулы для расчета величин напряжений и деформаций, скоростей смещения отдельностей массива и времени достижения процесса смещения заданной точки.

Предложенная теория позволила разработать технические решения с применением взрывной разгрузки удароопасных массивов, основанных на физических принципах сдвигения массива за счет последовательного короткозамедленного взрывания скважин вдоль тектонического шва. Сдвигение массива снижает его напряженное состояние. На технические решения по взрывной разгрузке внутриблоковых удароопасных целиков имеется 2 патента на изобретения (№1828682, 1993г.; №2210671, 2003 г.).

На основе проведенных исследований разработана технология и проведена серия разгрузок внутриблоковых целиков на руднике «Глубокий» ПАО «ППГХО». Анализ показал, что разгрузку необходимо осуществлять путем подвижки массива вдоль разлома в северо-восточном направлении, по направлению действия тектонических сил и расположению тектонических разломов. Для этого использовали короткозамедленное взрывание. Скважины бурили параллельно друг другу или веером, в лежащем боку относительно разлома, располагая их в один ряд вдоль разлома параллельно его плоскости (рис.4.7,4.8).

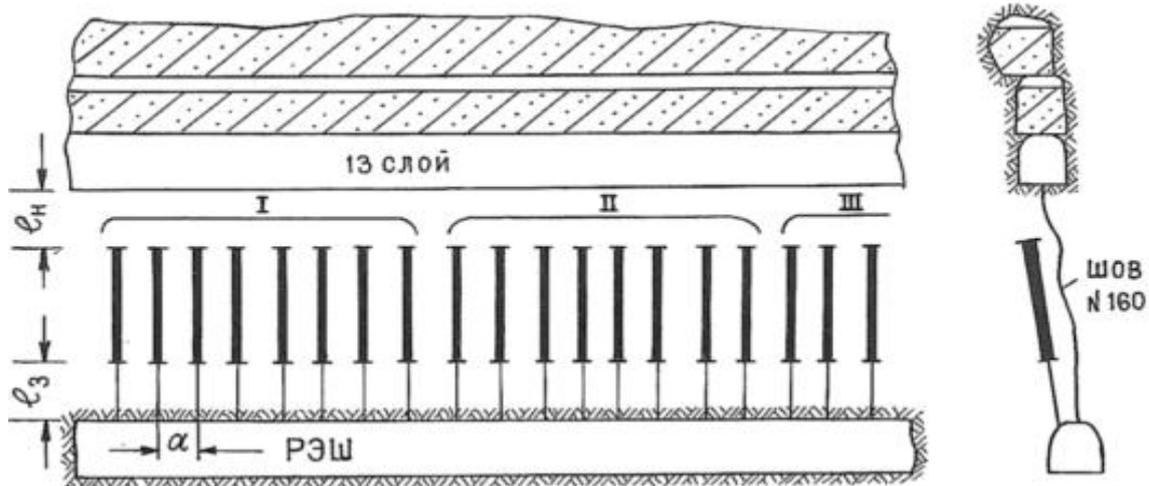


Рис.4.7. Схема расположения зарядов ВВ в варианте с разгрузкой целика восходящими параллельными скважинами.  $d_3=65$  мм;  $a=1,6-2,0$  м;  $l_H=3,0$  м;  $l_3=3,0$  м

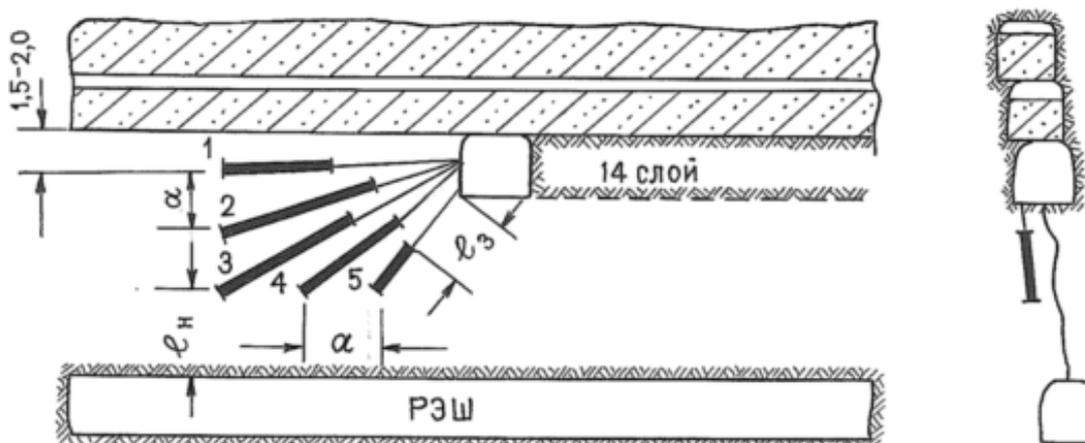


Рис.4.8. Схема расположения зарядов ВВ в варианте с разгрузкой целика нисходящими веерными скважинами.  $d_3=105$  мм;  $a=2,5-3,5$  м;  $l_H=5,0$  м;  $l_3=5,0-7,0$  м. 1-5-последовательность взрывания скважин

Расстояние между скважинами (концами скважин) определено так, чтобы взрыв одной скважины (или короткозамедленный взрыв нескольких скважин) обеспечивал преодоление сил трения в районе соседней скважины [97,133]. В общем виде теоретическая формула расчета расстояния будет иметь вид

$$a_i = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_6 d_3 c}{8 \Phi P \mu} \left( 1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) \sum_{i=1}^n N_i^{-1,5}, \quad (4.1)$$

где  $N_i$ - порядковый номер скважины.

Скважинные заряды взрывают короткозамедленно, по одной вдоль разлома. Интервал замедления между соседними зарядами определяли из условия: последующую скважину взрывают в момент, когда начался процесс смещения массива в ее окрестности. Формула расчета для определения необходимого интервала замедления имеет вид

$$\tau_i = a_i \left[ \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_6 d_3}{\rho a_i \Phi^{0,5}} \left( 1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) \ln \left( \frac{2a_i}{d_3} \right) \sum_{i=1}^n N_i^{-1,5} - \frac{\mu P \Phi^{0,5}}{\sqrt{2 \rho c}} \right]^{-1}. \quad (4.2)$$

Наиболее надежно данный способ разгрузки работает при  $N_i = 1$ .

Взрывная разгрузка целиков производилась в блоках 6а-812, 6а-912, 6а-1002, 6а-1010, 6-1014, 6а-1110, 6а-1202. Всего было проведено 22 разгрузочных взрыва с 1990 г. по 2009 г., общая площадь разгрузки составила 22 тыс.м<sup>2</sup>. Взрывная разгрузка целиков проводилась с использованием скважин диаметром 65 и 105 мм, при их параллельном, веерном, параллельно-веерном расположении (параллельно скважины бурят в почву или кровлю заходки, веером – в забой заходки). Основные параметры БВР приведены в табл.4.5.

Таблица 4.5

Параметры БВР при взрывной разгрузке внутриблоковых целиков скважинными зарядами ВВ на руднике «Глубокий»

Высота целика, м	Диаметр скважин, мм	Характер расположения скважин	Расстояние между скв. (концами скв.), м	Длина скважин, м	Длина заряда ВВ, м	Число скважин	Интервалы замедлений, мсек	Величина деформаций бортов выработок, мм
14,0-15,0	65	параллельно	1,5-2,5	12,0	7-9	8-25	50-6000	3-10
7,5-20,0	105	параллельно	2,5-3,5	4,0-16,0	2-10	5-42	50-2000	10-28
12,0-14,0	105	параллельно-веерное	2,5-4,5	9,0-15,0	5-10	16-21	20-6000	4-30
17,0-22,0	105	параллельно (восходящие и нисходящие скв.)	3,0-3,5	8,0-17,0	5-12	28-80	50-4000	2-35

Интервалы замедления обеспечивались с использованием электродетонаторов замедленного действия ЭДЗ-Н, КЗДШ РП-Н с интервалом замедления 50 мс и неэлектрической системы СИНВ-Ш. Величина деформаций бортов выработок определялась с помощью реперных замеров.

Эффективность разгрузочного взрывания наиболее полно оценивалась в бл. 6а-812 с использованием ультразвукового контроля через контрольные шпурсы длиной 3 м, сейсмического прозвучивания массива через скважины

длиной до 12 м, а также реперных замеров. При дальнейшей обработке блоков динамических проявлений горного давления не зарегистрировано, что объясняется, с одной стороны, сдвижением массива и разгрузкой за счет сейсмического действия взрыва. Объемы БВР при разгрузке массива по сравнению с [148] уменьшаются в 2-5 раз. После каждого взрыва в приведенных выше блоках геомеханической службой Уранового горно-рудного управления фиксировались все проявления разгрузочного взрывания. Анализ и обобщение результатов взрывания показал: в некоторых случаях после взрыва происходит частичное обрушение искусственной кровли на высоту до 0,5-0,8 м; частичное разрушение крепи (1-3 рамы НДО). Иногда происходит вспучивание почвы на высоту 0,3-1,0 м, заколообразование из бортов, кровли и забоя выработки в среднем на глубину до 0,5 м. Конвергенция боков выработки составляет в среднем 4-15 мм, иногда достигая 35 мм. Как правило в течении 15-20 мин после взрыва наблюдаются толчки, щелчки из глубины массива. При дальнейшей слоевой выемке руды из разгруженного целика динамические проявления горного давления не происходили.

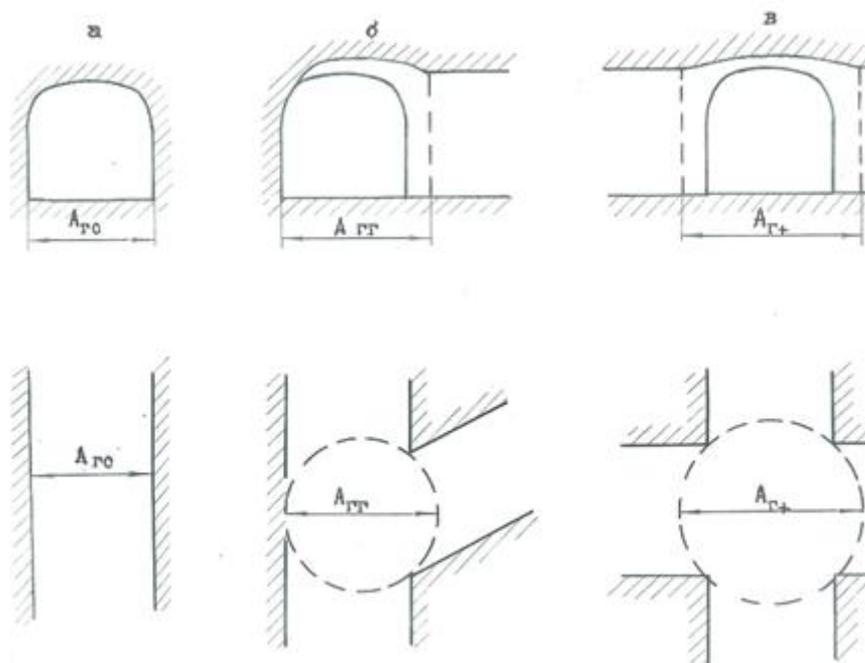
Таким образом установлено, что физическим принципом взрывной разгрузки удароопасных целиков является подвижка лежащего борта тектонического шва относительно висящего путем короткозамедленного взрывания скважин. Это сопровождается смятием (раздавливанием) жестких контактов на бортах разлома. Опыт использования данной технологии (22 целика общей площадью 22 тыс. м<sup>2</sup>) показал его эффективность в плане обеспечения безопасности.

#### **4.2. Динамически устойчивые размеры обнажений горного массива при проходке выработок и на их сопряжениях**

Естественное поддержание кровли выработок и их сопряжений (на пересечениях и ответвлениях) является важной задачей, так как обеспечивает минимум затрат на крепление. Но проведение выработок без крепи возможно только в устойчивых породах, причем степень устойчивости пород зависит от многочисленных инженерно-геологических, физико-технических и технологических параметров. Наиболее неустойчивой является кровля выработок и сопряжений выработок, основные виды которых представлены на рис. 4.9.

Существующие методы расчета параметров обнажений, анализ которых подробно дан в работе [17], не охватывают всего многообразия взаимосвязанных свойств горных массивов, технологических факторов и параметров напряженного состояния массива. Наиболее близко к решению вопроса об устойчивости трещиноватого массива приблизился С.В. Ветров [17], который главным фактором устойчивости считает блочность массива. Вместе с тем в работе [15] отмечено, что для более детальной оценки устойчивости массива необходимо помимо блочности учитывать количество

систем трещин в массиве, шероховатость поверхности трещин, раскрытие, заполнитель трещин и ориентировку относительно обнажения.



**Рис. 4.9. Виды сопряжений выработок и геометрические размеры пролетов обнажений при:** а – проведении одиночной выработки; б – проведении выработки от первичной; в – при пересечении выработок

Аналитическое определение устойчивых параметров кровли сопряжений рассмотрено в [161], где из геометрических соображений определен эквивалентный пролет и площадь кровли. Однако авторы пользуются известными методиками расчета пролетов для одиночных выработок, не учитывающими вышеперечисленных параметров трещиноватости массива. В [161] авторы указывают на влияние сейсмичности взрывов на устойчивость обнажений, но их расчетные формулы не учитывают это влияние при определении устойчивых размеров обнажений кровли, так как это весьма сложный вопрос.

В настоящем параграфе приведена зависимость и определены допустимые размеры обнажений выработок и их сопряжений в различных горно-геологических и горнотехнических условиях с учетом параметров трещиноватости массива и действия взрывных нагрузок.

Устойчивый размер обнажения определяется на основе исследований главы 3 монографии из энергетического уравнения, согласно которому обрушение пород кровли выработок или их сопряжений будет происходить в случае, если потенциальная энергия упругих деформаций в зоне максимума напряжений в массиве будет превышать энергию, обеспечиваемую трением между отдельностями в зоне обрушения. Напряжение в зоне максимума состоит из статической и динамической компонент. Статистическое напряжение определяется через гравитационное давление, с учетом

концентрации вблизи обнажения и остаточное взрывное напряжение, формируемое после взрыва зарядов ВВ за счет перемещения и запрессовки отдельностей в окружающий массив. Динамическая компонента представляет собой периодически действующее напряжение от сейсмозрывных волн при дальнейшей проходке выработок. Решение данной задачи приведено в работе автора [112,117].

Устойчивый пролет выработки или сопряжения выработок равен

$$A_{\Gamma} = \frac{8aR_{об}\Phi[2E_p \frac{\mu\nu}{1-\nu} \frac{\delta}{d_e} \sum_1^k \sin^{-2} \beta_i - P(1-\mu)]}{\sqrt{\pi}D\rho_B d_3 c(1-\frac{\mu\nu}{1-\nu})K_{n\perp}K_{\perp}(N)K_{от}K_C} \sqrt{\frac{\Delta}{\delta}} \quad (4.3)$$

$$K_C = 1 + (\Gamma - 1) \frac{R_{O3}}{l_Y} [2(\frac{\nu}{1-\nu})^2 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}] \ln[1 + \frac{l_Y}{R_{O3}} (M - 1)],$$

где  $K_C$  - коэффициент, учитывающий сейсмическое действие взрыва;  $\beta, \Delta$  - соответственно, угол наклона системы трещин к обнажению, величина смещения отдельностей, достаточная для их обрушения;  $a$  - расстояние между шпурами в группе;  $N, \Gamma, M$  - соответственно, число групп зарядов при проведении выработки ( $N=3$ ), количество выработок, расходящихся от охраняемого обнажения ( $\Gamma \geq 1$ ), число циклов взрывания в выработке ( $M=6$ ), обеспечивающих существенное деформирование кровли;  $R_{об}, R_{O3}, l_Y$  - соответственно, допустимый размер обрушения ( $R_{об} = d_e$ ), расстояние от контура выработки до максимума напряжений (размер зоны заколов), величина уходки за взрыв ( $l_Y = 1,5$  м).

Численный анализ (4.3), проведенный на ЭВМ Искра-1255, позволил установить степень влияния каждого из параметров на устойчивые пролеты обнажения для рассматриваемой группы месторождения и получить научно обоснованные инженерные формулы расчета. Анализ показал, что наиболее существенное влияние на пролет обнажения оказывают параметры трещиноватости, коэффициент трения между отдельностями, расстояние между взрывными оконтуривающими шпурами, а также сейсмическое действие взрыва.

Инженерная формула для расчета допустимого пролета обнажения выработки или сопряжения выработок при заданном размере обрушения, не превышающем размера отдельности, полученная автором имеет вид

$$A_{\Gamma} = 12\mu a \Phi d_e K_C^{-1} \quad (4.4)$$

Формула (4.4) и нижеприведенные таблицы расчетов применимы для группы месторождений Стрельцовского рудного поля при разработке пород магматического или метаморфического происхождения на глубине 300-500 м.

Численные значения коэффициента трения ( $\mu$ ), размера естественных отдельностей ( $d_e$ ) и показателя трещиноватости ( $\Phi$ ) приведены в главе 2 и табл. 4.7.

Расстояние между оконтуривающими шпурами  $a$  приведено в соответствии с опытом проходки выработок и классификации пород по взрываемости [111]. Коэффициент сейсмического действия взрыва  $K_C$  определен в соответствии с исследованиями раздела 3.8 и равен: при проходке одиночной выработки  $K_C=1,14$ ; при проходке выработки под углом к первичной -  $K_C=1,32$ ; при пересечении двух выработок -  $K_C=1,56$ .

Размеры и площади допустимых пролетов обнажений выработки или сопряжений выработок на срок их проходки в различных инженерно-геологических условиях приведены в табл. 4.6. Площадь допустимых обнажений кровли равна  $S=0,5A_{Г}^2$ .

Таблица 4.6

Допустимые параметры обнажений выработок и на сопряжениях  
(для массивов с трещинами без заполнителя)

Категория трещиноватости	Коэффициент трения, $\mu$	Расстояние между шпурами, $a$ , м	Допустимые параметры обнажений, м/м <sup>2</sup>		
			$A_{Г0}$	$\frac{A_{ГГ}}{S_{ГГ}}$ *	$\frac{A_{Г+}}{S_{Г+}}$ *
I	<0,2	>1,2	<1,5	$\frac{<1,3}{<1,0}$	$\frac{<1,1}{<1,6}$
II	0,2-0,3	1,2-0,9	1,5-4,5	$\frac{1,3-3,5}{1,0-6,0}$	$\frac{1,1-3,2}{0,6-5,0}$
III	0,3-0,45	0,9-0,65	4,5-10,0	$\frac{3,5-8,4}{6,0-35,0}$	$\frac{3,2-7,9}{5,0-26,0}$
IV	0,45-0,6	0,65-0,55	10,0-20,0	$\frac{8,4-18,0}{35-160}$	$\frac{8,0-5,0}{26-75}$
V	>0,6	<0,55	>20,0	$\frac{>18,0}{>160}$	$\frac{>15,0}{>110}$

\* - в числителе – допустимый пролет, в знаменателе – допустимая площадь обнажения кровли;  $A_{Г0}$ ,  $A_{ГГ}$ ,  $A_{Г+}$  - соответственно, допустимые пролеты обнажений кровли одиночной выработки, на ответвлении, на пересечении выработок. Большей величине среднего размера отдельности  $d_e$  соответствует большее значение допустимого размера ( $A_{Г}$ ).

На рис. 4.9 показаны виды сопряжений выработок и геометрические параметры пролетов обнажений. Анализ табл. 4.6 показывает, что в породах I-II категорий для обеспечения устойчивости необходимо либо крепить кровлю выработок и сопряжений, либо применять специальные технологические решения.

Учитывая трудоемкость и материалоемкость крепления выработок на сопряжениях, и с целью снижения переборов породы предлагаются научно обоснованные технические решения по обеспечению устойчивости кровли сопряжений выработок в породах II-III категорий по трещиноватости.

Поскольку напряженное состояние приконтурной зоны выработок отчасти формируется взрывом, то управлять кровлей сопряжения можно располагая оконтуривающие заряды на определенном расстоянии  $R_e$  от проектного устойчивого контура кровли сопряжения при проходке первичной выработки. Это создает возможность при проведении ответвляющихся от сопряжения выработок обеспечить обрушение неустойчивой, нарушенной заколами части кровли за счет сейсмического действия технологических взрывов. Тогда вновь образованная кровля на сопряжении будет обладать более высокой степенью устойчивости. Для эффективного обрушения неустойчивой части кровли необходимо придавать ей плоскую форму при проходке первичной выработки.

Расстояние  $R_e$  от оконтуривающих шпуров до устойчивого контура при проходке первичной выработки в месте сопряжения в зависимости от параметров трещиноватости и приведено в табл. 4.7.

Таблица 4.7

Расстояние от оконтуривающих зарядов ВВ до проектного контура  $R_e$  на сопряжении (массив с трещинами без заполнителя)

Категория трещиноватости	Размер Отдельности, м	$R_{oz}$ , м	$R_e=0,43 R_{oz}$	
			$A_{ГГ}=4,0,м$	$A_{Г+}=4,4,м$
I	<0,05	<2,0	<1,1	<1,3
II	0,05-0,15	2,0-1,0	1,1-0,6	1,3-0,7
III	0,15-0,4	1,0-0,9	0,6-0,5	0,7-0,6
IV	0,4-1,0	0,9-0,8	0,5-0,45	0,6-0,55
V	>1,0	>0,8	>0,45	>0,55

На указанный «Способ буровзрывной проходки ответвлений и пересечений горных выработок» автор имеет патент РФ №1633883 [125].

Рациональная область применения способа по сохранению устойчивости кровли сопряжения выработок – породы II-IV категории по трещиноватости. В процессе проведения выработок от сопряжения необходимо тщательно осматривать и своевременно обирать заколы на сопряжении. Ожидаемый эффект от применения способа достигается за счет снижения затрат на буровзрывные работы и крепление.

### 4.3. Безопасное отставание постоянной крепи от забоя выработки

В данном разделе обосновывается отставание постоянной крепи от забоя выработки в удароопасных массивах рудника «Глубокий» на основе определения устойчивого горизонтального пролета и площади обнажения, согласно раздела 4.2.

В методике раздела 4.2 инженерная формула расчета горизонтального пролета обнажений получена в целом, для группы месторождений ПАО ППГХО с усредненными параметрами физико-технических свойств горных массивов при средней величине горного давления 10-20 МПа для глубины залегания до 500 м.

Согласно данным главы 2 величина максимальных горизонтальных компонент горного давления в удароопасных гранитных массивах (глубина 700м) равна 40-48 МПа.

Для расчета устойчивого пролета обнажения (отставания крепи от забоя) использована универсальная формула (4.3), преобразованная к инженерному виду, для гранитного массива с учетом численных значений физико-технических свойств массива и параметров детонации ВВ:

$$A_G = 7ad_e\Phi \quad . \quad (4.5)$$

Принимаемые значения устойчивого горизонтального пролета обнажения и отставание крепи от забоя в удароопасных гранитах до глубины 700 м приведены в табл.4.7 при ширине выработки до 4 м. Основой для определения величины отставания крепи на производстве является среднее расстояние между трещинами всех систем (размер отдельности), определяемое геолого-маркшейдерской службой рудника.

Устойчивая площадь обнажения определена по известной формуле

$$S_G = 0,25\pi A_G^2 \quad . \quad (4.6)$$

Отставание крепи от забоя выработки очевидно равно

$$O_K = S_G (a_B K_3)^{-1} \quad , \quad (4.7)$$

где  $a_B$  - ширина выработки,  $a_B=4$  м;  $K_3$  - коэффициент запаса,  $K_3=1,5$ .

Изучение параметров естественной трещиноватости в выработках 9-11 горизонтов рудников ПАО ППГХО показали, что массив гранитов преимущественно относится к III-IV категории.

При изменении категории трещиноватости, в соответствии с табл. 4.8 корректируется отставание крепи от забоя. Способ определения безопасного отставания крепи от забоя выработки на основе формулы (4.3) может быть применен для любых горно-геологических условиях после анализа физико-технических свойств горного массива.

Таблица 4.8

Отставание постоянной крепи от забоя при ширине выработки до 4 м, в удароопасных гранитах на глубине до 700 м

Категория трещиноватости	Размер отдельности, м	$\frac{A_{Г}}{S_{Г}} \frac{м}{м^2}$	Отставание крепи от забоя выработки, $O_K$ , м
I	<0,05	$\frac{< 5,0}{< 19,6}$	<3,0
II	0,05-0,15	$\frac{5,0 - 9,0}{19,6 - 63,6}$	3,0-10,0
III	0,15-0,40	$\frac{9,0 - 17,0}{63,6 - 226,8}$	10,0-38,0
IV	0,40-1,0	$\frac{17,0 - 29,0}{226,8 - 660,2}$	38,0-110
V	>1,0	$\frac{> 29,0}{> 660,2}$	>110

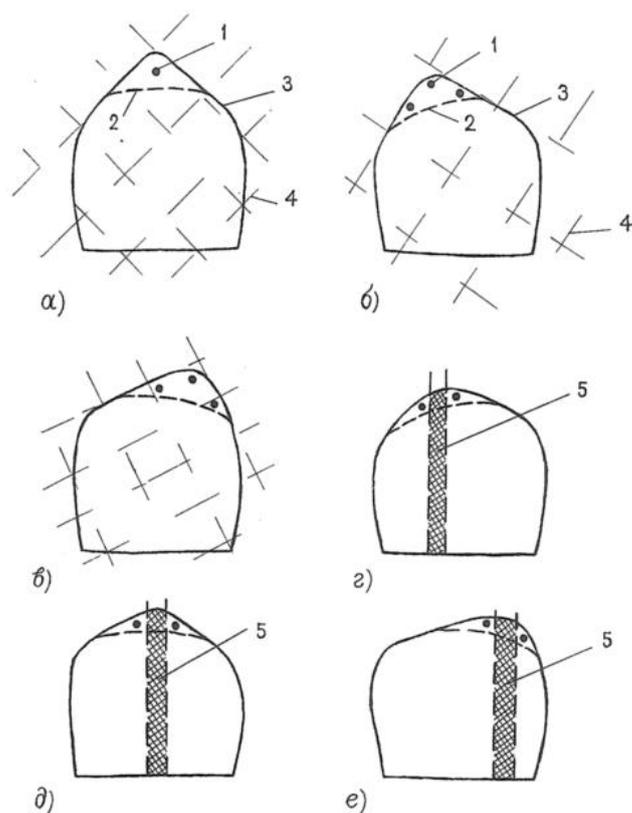
#### 4.4. Проведение выработок полигональной формы в гранитных массивах

Из 1108 метров выработок, пройденных ШСУ ПАО ППГХО на 9 и 10 горизонтах рудника «Глубокий» в удароопасных гранитных массивах, 180 м приняло в кровле полигональную форму с превышением сечения на 0,5-1,5 м<sup>2</sup>. Изучение параметров расположения естественной трещиноватости относительно кровли выработок, а также учет наличия повышенного горного давления в горизонтальной плоскости (около 40-48 МПа) показал, что угол, как правило, возникает:

- в кровле выработки, на пересечении систем естественных трещин, плоскость которых примерно параллельна оси выработки;
- при наличии тектонического шва (разлома) примерно параллельного оси выработки и пересекающего его кровлю.

Во избежание динамического обрушения заколов из кровли выработок с целью обеспечения безопасности работ, в паспорте на БВР при проходке выработок, в случаях, описанных выше, необходимо предусматривать бурение и взрывание 1-3 угловых шпуров, расположенных в месте возможного образования угла. Варианты расположения угловых шпуров приведены на рис.4.10.

Масса заряда в шпуре 1,0 кг. Проходка выработок с приданием полигональной формы в сечении проведена на участке около 600 м на 9-10 горизонтах рудника «Глубокий».



**Рис. 4.10. Схема размещения угловых взрывных шпуров для придания выработкам полигональной формы при различных вариантах расположения систем естественных трещин – а,б,в и тектонического шва (разлома) – г,д,е. 1 – угловые шпуров; 2 – проектный и 3 – фактический контур выработки; 4 – системы естественных трещин; 5 – тектонический шов(разлом)**

#### **4.5. Динамически устойчивые и ударобезопасные размеры целиков при проходке выработок и слоевой выемке руд**

Опыт проведения выработок и нисходящей слоевой выемки руд на рудниках ПАО ППГХО показал, что для безопасного и эффективного ведения горных работ необходимо знать устойчивые размеры целиков в различных горно-геологических условиях. При подготовке и отработке месторождения «Антей» на угрожаемых и опасных по горным ударам необходимо знать ударобезопасные размеры целиков.

Учитывая то, что обрабатываемый массив гранитов на глубине более 500 м является удароопасным, а также особенность, что размер ударобезопасного целика всегда больше устойчивого размера целика, в настоящей методике до глубин 500 м определены размеры устойчивых целиков, а на глубине более 500 м, в гранитах, определены ударобезопасные размеры целиков.

Расчетные формулы по определению устойчивых и удароопасных размеров целиков при проходке выработок определены на основании учета физических процессов деформирования трещиноватого массива при последовательном КЗ взрывании групп зарядов в условиях горного давления, а также при учете влияния сейсмических волн на НДС массива вокруг выработок.

### Устойчивые размеры целиков

Размер целика определяется как расстояние между ближайшими стенками выработок, а при проходке треугольного целика как диаметр вписанной окружности (см. рис.3.13). Согласно методике, разработанной автором [114], устойчивым целик будет в том случае, если зоны заколов от соседних выработок не пересекаются, то есть

$$B_{ц} = 2R_{OЗ}K_C K_3 \quad , \quad (4.8)$$

где  $R_{OЗ}$  - расстояние от контура выработки до границы зоны заколов (формула 3.76);  $K_3$  - коэффициент запаса устойчивости, равный 1,5;  $K_C$  - коэффициент сейсмического действия взрыва.

Численный анализ зависимости (3.76) позволил установить степень влияния каждого из параметров на величину  $R_{OЗ}$  и получить автором научно обоснованную инженерную формулу расчета устойчивого размера целика при  $E = 4 \cdot 10^{10} \text{ Па}$ ,  $\nu = 0,25$ ,  $\delta \cdot d_e^{-1} = 10^{-3}$ ,  $\sum_1^k \sin^{-2} \beta_i = 3$  для рудников ПАО ППГХО в виде

$$B_{ц} = \frac{2AK_C K_3}{[80 \cdot 10^6 \mu - P(1 - \mu)]\Phi} \quad , \quad (4.9)$$

где  $A$  - показатель действия взрыва, равный  $167 \cdot 10^6$  Па·м при электроогневом способе взрывания,  $250 \cdot 10^6$  Па·м – при электрическом способе или СИНВ-Ш.

$A$  определено при  $D = 4,2 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $\rho_B = 0,7 \cdot 10^3 \text{ кг/м}^3$ ,  
 $d = 0,04 \text{ м}$ ,  $c = 4 \cdot 10^3 \text{ м/с}$ ,  $(1 - \frac{\mu\nu}{1 - \nu}) = 0,9$ ,  $K_{n\perp} = 1$  - электроогневой способ взрывания,  $K_{n\perp} = 1,5$  - электрический, СИНВ-Ш,  
 $K_{\perp}(N) = 2$ ,  $K_{OT} = 0,9$ .

Коэффициент сейсмического действия взрыва определен по формулам (3.83) для случаев (рис. 3.11), при  $\nu = 0,25$ .  $K_{C2} = 1,33$  – при образовании ленточного целика;  $K_{C3} = 1,66$  – при образовании треугольного целика;  $K_{C4} = 1,99$  – при образовании квадратного (прямоугольного) целика.

Остальные параметры, входящие в (4.7) и (4.8) приведены в разделе 3.8 и табл. 3.1.

Расчетные значения устойчивых размеров целиков при электроогневом способе ведения БВР, с учетом коэффициента запаса устойчивости ( $K_3 = 1,5$ ), приведены в табл. 4.9.

Таблица 4.9

Допустимые устойчивые размеры целиков в условиях месторождений Стрельцовского рудного поля до глубины 500м при проходке выработок

Категория трещиноватости	Размер отдельности, м	Устойчивые размеры целиков, м		
		$B_{цЛ}$	$B_{цΔ}$	$B_{цП}$
I	<0,05	>10	>12	>15
II	0,05-0,15	10-5	12-6	15-9
III	0,15-0,40	5-3,5	6-4,4	9-5,5
IV	0,40-1,0	3,5-2,7	4,4-3,4	5,5-4,0
V	>1,0	<2,7	<3,4	<4,0

#### Ударобезопасные размеры целиков

В «Инструкции по безопасному ведению горных работ на рудных, нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам» [36] указано, что расстояние между ближайшими бортами параллельных выработок на удароопасных участках до глубины 1000 м, как правило, должно быть не менее  $4d$ , где  $d$  – наибольший размер поперечного сечения большей выработки.

В условиях рудников ПАО ППГХО  $B_{ц\gamma\delta} = 12-14$  м, что в некоторых случаях технически выполнить весьма сложно и экономически не выгодно. Однако существуют исключения «из правил».

Ударобезопасный размер целика в настоящей методике, разработанной автором [114], определен для массива гранитов при условии, что зоны опорного давления (остаточных напряжений) от двух или нескольких соседних выработок не будут перекрываться, и равен

$$B_{ц\gamma\delta} = 2R_{OCT} K_3 = 4R_{O3} K_3, \quad (4.10)$$

где  $R_{O3}$  определяется по формуле (3.76), при  $A = 167 \cdot 10^6 \text{ Па} \cdot \text{м}$ ,

$$E = 6 \cdot 10^{10} \text{ Па}, \nu = 0,23 \sum_1^k \sin^{-2} \beta_i = 3, K_{C2} = 1,27, K_{C3} = 1,57, K_{C4} = 1,87.$$

Инженерная формула расчета ударобезопасного размера целика, полученная автором при глубине разработки в гранитах 700 м, с учетом коэффициента запаса, равного 1,5 имеет вид

$$B_{ц\gamma\delta} = \frac{1,25 \cdot 10^9 \cdot K_C}{[108 \cdot 10^6 \mu - P_{cp} (1 - \mu)] \Phi}, \quad (4.11)$$

где  $P_{cp}$  - средняя величина горного давления на глубине 700 м, определенная в соответствии с разделом 2.6.4 и равная: при  $d_e$  - 0,05 м, 0,15 м, 0,4 м, 1,0 м, соответственно, - 18,6 МПа, 21 МПа, 25,2 МПа и 30,8 МПа.

Расчетные значения ударобезопасных размеров целиков для гранитов месторождения «А» с учетом коэффициента запаса приведены в табл. 4.10.

Допустимые ударобезопасные размеры целиков гранитных массивов Стрельцовского рудного поля при проходке выработок и слоевой выемке руд

Категория трещиноватости	Размер отдельности, м	Ударобезопасные размеры целиков, м		
		$B_{ЦудЛ}$	$B_{ЦудΔ}$	$B_{ЦудП}$
II	0,05-0,15	>9,0	>11,0	>13,0
III	0,15-0,40	9,0-6,0	11,0-7,0	13-8,5
IV	0,40-1,0	6,0-5,0	7,0-6,0	8,5-7,5
V	>1,0	<5,0	<6,0	<7,5

*Примечание: В массивах гранитов I категория пород по трещиноватости является не удароопасной.*

#### 4.6. Динамически устойчивые размеры обнажений и целиков при камерных вариантах систем разработки

Принципиально важным вопросом при добыче полезных ископаемых камерными системами отработки с естественным поддержанием выработанного пространства является определение устойчивых горизонтальных, вертикальных, наклонных размеров обнажений и целиков. Это обеспечивает снижение разубоживания и потерь руды, повышение технико-экономических показателей добычи и уровня безопасности работ.

##### *Динамически устойчивые параметры обнажений*

Существующие методы расчета параметров обнажений, анализ которых подробно дан в работах [15,17,161], не охватывают всего многообразия взаимосвязанных свойств горных массивов, технологических факторов и параметров напряженного состояния массива. При решении вопроса об устойчивости трещиноватого массива в [17] главным фактором считается блочность массива. Вместе с тем в работе [15] отмечено, что для более детальной оценки устойчивости массива необходимо помимо блочности учитывать количество систем трещин в массиве, раскрытие, заполнитель трещин и ориентировку трещин относительно обнажения.

В [15,17,161] авторы указывают на влияние горного давления и физико-технических свойств пород на устойчивость обнажений массивов. В [89] отмечается значительное влияние сейсмичности взрывов на устойчивость обнажений, но расчетные формулы не учитывают это влияние, так как это весьма сложный вопрос.

В работах [117,119] при проходке выработок и расчете пролетов обнажений автор предлагает учитывать все выше перечисленные параметры.

Таким образом, на устойчивые размеры обнажений влияют физико-технические свойства горных пород, параметры трещиноватости, напряженно-деформированное состояние массива и динамическое воздействие периодических взрывов при отбойке руды.

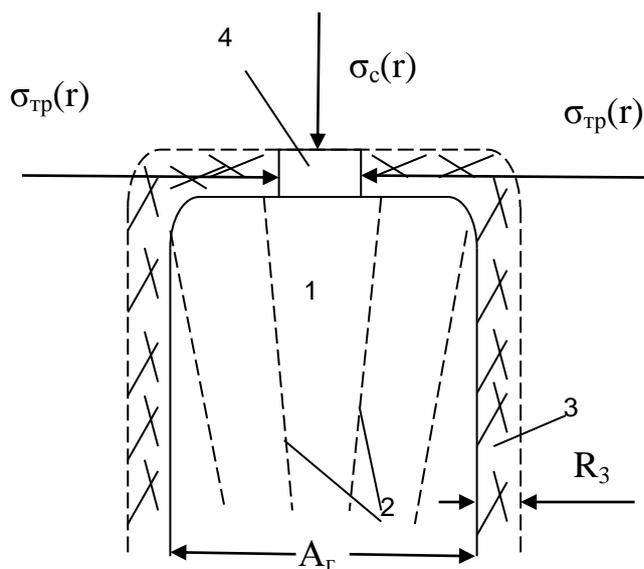
В настоящем разделе на основе закона сохранения энергии решена задача по установлению динамически устойчивых горизонтальных, вертикальных и наклонных пролетов обнажений при камерных вариантах систем разработки. Получены: теоретическая формула расчета устойчивых

обнажений, в которой учтены все выше перечисленные параметры, а также инженерные формулы расчета пролетов обнажений. Приведены данные о фактических пролетах обнажений на ряде рудников СССР и РФ. Проведены численные расчеты размеров обнажений по полученным формулам и сравнение их с данными практики.

Термин динамически устойчивые размеры обнажений введен в связи с тем, что физика процесса учитывает факт, что в массиве за контуром отбойки, наряду с существующим горным давлением формируются динамически созданные остаточные взрывные напряжения за счет перемещения и запрессовки отдельностей в законтурную часть массива. В дальнейшем, это суммарное напряжение изменяется под действием сейсмозрывных волн от последующих взрывов при отбойке руды.

Теоретический расчет основан на физическом процессе деформирования трещиноватого напряженного горного массива с образованием камеры путем последовательного короткозамедленного взрывания (КЗВ) вееров скважин. Вначале определен горизонтальный динамически устойчивый пролет, затем вертикальный и наклонный [129].

Динамически устойчивый размер обнажения определяется на основе разработки и решения энергетического уравнения, согласно которому обрушение пород кровли камеры будет происходить в случае, если потенциальная энергия упругих деформаций ( $E_y$ ) в зоне максимальных напряжений в массиве будет превышать энергию, обеспечиваемую трением между отдельностями в зоне обрушения ( $E_{mp}$ ). Напряжение в зоне максимума состоит из статической и динамической компонент. Статическое напряжение определяется через гравитационное горное давление и остаточное взрывное напряжение. Динамическая компонента представляет собой периодически действующее напряжение от сейсмозрывных волн при отбойке руды с удалением от рассматриваемой точки (рис. 4.11).



**Рис.4.11. Схема к определению динамически устойчивого горизонтального пролета обнажения: 1 – камера, 2 – место положения взрывных скважин, 3 – зона заколов, 4 – обрушаемый участок массива**

То есть

$$E_y = E_{mp} \quad , \quad (4.12)$$

Следует сразу отметить, что при составлении уравнения энергетического баланса не учитывалась энергия гравитации обрушающегося слоя, так как величина этой энергии на 2-3 порядка ниже величины горного давления и взрывных остаточных напряжений.

Уравнение (4.12) на основе исследований автора монографии можно переписать в виде

$$\frac{\sigma_c^2(r)}{2E_p} V_\delta = \mu \sigma_{mp} \cdot l_{mp} \cdot \Delta \cdot W \quad , \quad (4.13)$$

где  $\sigma_c(r)$  – сжимающее напряжение, созданное в массиве действием КЗВ групп зарядов и горным давлением;  $\sigma_{mp}$  – напряжение, создаваемое на гранях отдельностей;  $V_\delta$  – объем деформаций массива в кровле камеры при взрыве одного веера;  $l_{mp}$  – суммарная длина трещин в зоне заколов, на которых происходит трение с обрушением части массива;  $\Delta$  – величина смещения отдельностей друг относительно друга, достаточная для их обрушения;  $W$  – расстояние между веерами скважин.

Математические значения величин, приведенных в (4.13) получены на основе логических рассуждений и согласно исследованиям [114]

$$\sigma_c(r) = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_g d_3 c \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu}\right)}{8 R_3 \Phi} K_n K(N) K_{om} K_c + \lambda P (1 - \mu) \quad . \quad (4.14)$$

$$V_\delta = A_\Gamma R_3 W; \sigma_{mp} = \sigma_c(r) \frac{\nu}{1 - \nu}; \quad l_{mp} = 4 R_3; \Delta = 0,042 d_e \quad . \quad (4.15)$$

Подставляя (4.14)-(4.15) в (4.13) получим величину динамически устойчивого горизонтального или вертикального размера обнажения в виде

$$A_\Gamma = 8 \frac{E \mu \nu \Delta}{\sigma_c(r) (1 - \nu)} \quad . \quad (4.16)$$

Использовать (4.14) и (4.16) для определения устойчивого горизонтального пролета обнажения весьма проблематично, так как с учетом значения  $\sigma_c(r)$  формула имеет около 17 переменных параметров. Подставив в (4.14) и (4.16) численные значения незначительно меняющихся параметров получена инженерная формула расчета  $A_\Gamma$ , при:  $E = 5 \cdot 10^{10}$  Па,  $\nu = 0,25$ ,  $\Delta = 0,042 d_e$  (зависимость получена при проведении натуральных наблюдений на рудниках ПАО «ППГХО»),  $\pi = 3,14$ ,  $D = 3,6 \cdot 10^3$  м/с,  $\rho_g = 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $d_3 = 0,065 \dots 0,105$  м,  $c = 4 \cdot 10^3$  м/с,  $\mu = 0,4$ ,  $K_{n\perp} = 2,1$ ,  $K_\perp(N) = 2$ ,  $K_{om} = 0,5$ ,  $\lambda = 1$ .

Величина  $K_c$  определена по формуле автора монографии

$$K_c = 1 + \left(\frac{\nu}{1 - \nu}\right)^2 \left[ \ln\left(1 + \frac{L_\delta}{W}\right) + \ln\left(1 + \frac{L_\delta}{4W}\right) \right] \quad . \quad (4.17)$$

где  $L_\delta$  – длина блока ( $L_\delta = 50$  м,  $W = 1,5$  м).

В этом случае  $K_c = 1,63$ .

Величина  $R_3$  определена по инженерной формуле автора монографии

$$R_3 = 12d_3d_e^{-0.5}. \quad (4.18)$$

Величина горного давления определена по известной формуле

$$P = \rho gH. \quad (4.19)$$

При  $\rho = 2,5 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $H = 500$  м,  $P = 1,225 \cdot 10^7$  Па.

Подставляя численные значения параметров и математические выражения в (4.14) и (4.16) получим инженерную формулу расчета горизонтального пролета обнажения с учетом горного давления

$$A_r = 7\mu\Phi d_e^{0.5}. \quad (4.20)$$

При расчете вертикального пролета обнажения учитывается особенность – нагрузка массива от взрыва веерообразных скважин осуществляется параллельно плоскости веерообразных скважин. При этом в (4.14)  $K_{III} = 1,3$ ,  $K_{II}(N) = 1,3$ . Кроме того, величина горного давления умножается на значение  $\lambda = \nu(1-\nu)^{-1} \approx 0,33$ . Тогда инженерная формула расчета вертикального пролета обнажения имеет вид

$$A_B = 18\mu\Phi d_e^{0.5}. \quad (4.21)$$

Аналитические исследования и численные расчеты позволили установить формулу расчета наклонного устойчивого пролета обнажения в виде

$$A_H = 18\mu\Phi d_e^{0.5} (1 - 0,61 \cos \alpha), \quad (4.22)$$

где  $\alpha$  – угол наклона висячего бока рудного тела к горизонту.

Результаты численных расчетов по формулам (4.21, 4.22), проведенные для различных по степени трещиноватости массивов горных пород, приведены в табл. 4.11.

Формулы расчета размеров обнажений можно переписать в зависимости от распространенного в настоящее время на производстве коэффициента крепости пород  $f$  по М.М. Протодяконову. Анализ и обобщение элементов исследований [119] дает аналитическую зависимость

$$\mu = 0,1f^{0.5}. \quad (4.23)$$

Подставляя (4.23) в (4.22) получим универсальную (относительно угла наклона рудного тела) инженерную формулу расчета устойчивых пролетов обнажения

$$A_y = 1,8\Phi(f d_e)^{0.5} (1 - 0,61 \cos \alpha). \quad (4.24)$$

Таблица 4.11

Расчетные динамически устойчивые размеры обнажений в трещиноватых массивах горных пород при камерных вариантах систем разработки (для массивов с трещинами без заполнителя)

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$\mu$	$\Phi$	Устойчивые размеры обнажений, м		
				$A_r$	$A_B$	$A_H (\alpha = 45^\circ)$
I	<0,05	<0,2	>12	<3,7	<9,5	<5,5
II	0,05-0,15	0,2-0,3	12-10	3,7-8,0	9,5-20	5,5-11,8
III	0,15-0,4	0,3-0,45	10-8	8,0-16	20-40	11,8-23,2
IV	0,4-1,0	0,45-0,6	8-6	16-25	40-64	23,2-36,7
V	>1,0	>0,6	<6	>25	>64	>36,7

*Примечание.* Устойчивые размеры обнажений даны для массивов с определенными физико-техническими свойствами пород, величиной горного давления, при использовании определенных параметров БВР.

Численные расчеты по (14) при средних параметрах  $d_e=0,4$  м,  $\Phi=8$ ,  $\alpha=0^\circ$  и  $f=6\dots 20$  дают величину устойчивого горизонтального пролета обнажения равной  $A_r=7,1\dots 16,0$  м, вертикального  $A_B=18,0\dots 41,0$  м.

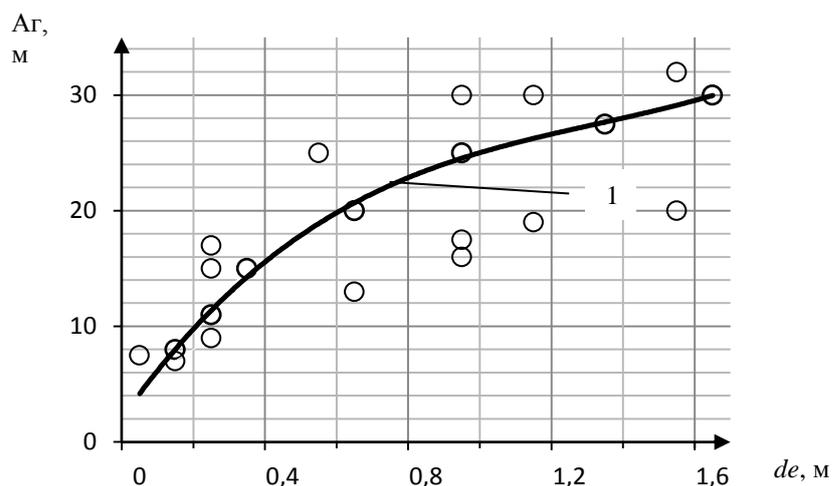
Для установления достоверности полученных формул расчета динамически устойчивых пролетов обнажений были систематизированы материалы по ряду рудников СССР и РФ [14,25,162,165] при камерных вариантах систем разработки, которые приведены в табл. 12.

На рис.10 отображена зависимость динамически устойчивых горизонтальных пролетов обнажений от размера отдельности. Точками указаны фактические горизонтальные пролеты камер, кривой – расчетные в соответствии с зависимостью (4.20). Помимо данных табл.4.12, на рис.4.12 использованы параметры камер на рудниках ПАО «ППГХО» и приведенные в [89]. На рис.4.13 приведена зависимость  $A_v = f(f)$  по формуле (4.24) в виде кривой. Точками обозначены фактические размеры горизонтальных пролетов обнажений.

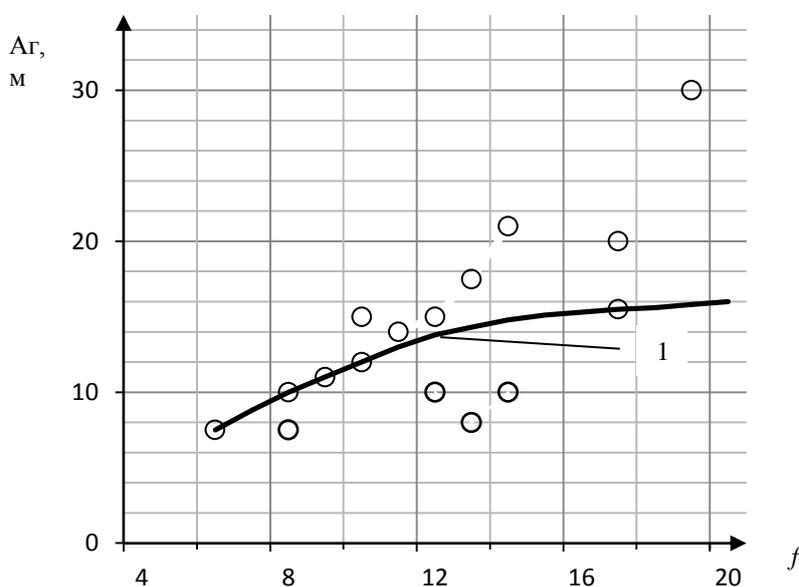
Таблица 4.12

Фактические данные камер, целиков и данные о массивах горных пород месторождений СССР и РФ

Наименование месторождения, рудника	Наименование: а. руды б. вмещающих пород	Глубина разработки, м, угол падения, град	f	d <sub>e</sub> , м	C, 10 <sup>3</sup> , м/с	d <sub>скв</sub> , мм	Фактические параметры камер, м			Ширина междукамерных целиков, м
							ширина	высота	длина	
Р-к им. Губкина «КМАруда»	Железистые кварциты	1000	16-18	0,4-1,0	5,6	120	20	50	55	15,0
Комбинат «Печенганикель»	а. Оруденелые брекчии	<400,	8-12	0,05-1,5	4,9					7,2
	б. Серпентиниты	25-45°		0,1-0,3	4,2			-		
М-е «Зыряновское» р-к «Зыряновский»	а. Микрокварциты	<650,	10-18	0,15-1,5	3,9	100-	8-12	30-40	40-100	12-20
	б. Серцитог- хлоритовые сланцы	50-80°	4-6	0,15-0,4	2,25	150				
Месторождение «Тырныаузское» р-к «Молибден»	а. Скарны	□ 900,	18-20	0,4-2,0	6,1	65,	30	55	50-100	20,0
	б. Роговики, гранитоиды	70-85°	10-14	0,15-0,4	3,6	105				
Рудник «Высокогорский»	а. Магнетит	<1000,	6-12	0,15-2,0	5,6	100-	12-46	40	50	10-15
	б. Сиениты, туфы	40-70°	11-12		4,6	110				
«Гайское» месторождение	а. Медно и серно- колчеданные руды	300,	6-15	0,15-0,4	4,0-4,7	105	15	20-30	30-50	15,0
	б. Диабазы, туфы	70-90°	-		4,9					
«Тишинское» м-е Лениногорский комбинат	а. Колчеданно- полиметаллич. руды	100,	8-10	0,15-0,4	3,2	65,	10	50	10-50	13,3
	б. Карбонат-кварц- серцитовые сланцы	80-90°	6-9		4,2	105,				
М-е «Текели»	а. Серно-колчеданные руды	200-900,	6-12	0,20-0,6	3,0-5,0	65	10	17-25	30-50	9-12
	б. Кварциты	65-90°	12-20		5,0-5,7					
«Дектярский» рудник	а. Медистый колчедан	600-650,	8-12	0,05-0,4	4,5	105	8-15	40-50	50-70	8-12
	б. Кварцево- серцитовые сланцы	50-80°	12-14		3,2					
Таштагольский рудник	а. Магнетит	500,	12-18	0,6-1,0	5,2	110-	10-15	37		13,0
	б. Сиениты, метаморфические сланцы	70-90°	6-12		4,5	150				



**Рис.4.12.** Зависимость динамически устойчивого пролета обнажения ( $A_G$ ) от размера отдельности ( $d_e$ ): 1 – расчетная,  $\circ$  - фактические данные



**Рис.4.13.** Зависимость динамически устойчивого пролета обнажения ( $A_G$ ) от коэффициента крепости породы ( $f$ ): 1 – расчетная,  $\circ$  - фактические данные

Анализ рис. 4.12 и 4.13 указывает на достоверность полученных формул (4.20) и (4.24). Разброс точек относительно кривых, построенных по инженерным зависимостям, объясняется вариацией физико-технических свойств пород, параметров детонации ВВ и величины горного давления, принятых постоянными в теоретической зависимости.

#### *Динамически устойчивые размеры целиков*

Другим способом управления горным давлением является создание целиков при подземной геотехнологии месторождений полезных ископаемых с использованием камерных систем отработки. Целики должны выполнять определенные функции направленные, прежде всего, на поддержание очистного пространства, снижение потерь руды и её разубоживания.

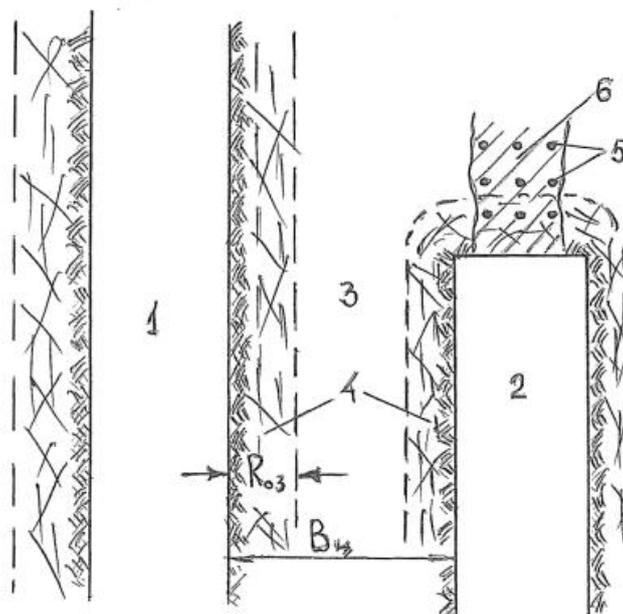
Анализ литературных источников [4,34,55] показал, что при расчете параметров целиков учитываются: горное давление, предел прочности на

сжатие образца породы, углы наклона рудного тела, угол внутреннего трения, коэффициенты запаса прочности и структурного ослабления массива, времени стояния целика, а также геометрические параметры проектируемой камеры. Однако в расчетах не учтено динамическое действие взрыва при образовании камер, а также сейсмическое действие при ведении взрывных работ в ближайших камерах. На должном уровне не учитываются параметры трещиноватости массива, которые определяют степень его устойчивости и определяют величину горного давления в рассматриваемом участке массива. Помимо этого, в технической литературе не учитываются зоны действия взрыва, то есть геометрические параметры и напряженно-деформированное состояние (НДС) неустойчивого массива в зоне заколов, а также параметры и НДС упруго сжатого массива в зоне остаточных напряжений.

Анализ литературных источников и опыт геомеханических исследований на рудниках ПАО «ППГХО» показал, что устойчивость целиков определяется четырьмя параметрами и процессами: величиной горного давления, физико-техническими свойствами (включая трещиноватость) горного массива, остаточным действием взрыва при образовании камер и сейсмическим действием удаляющихся взрывов при отбойке руды.

Помимо этого расчетные формулы по определению динамически устойчивых размеров междукамерных целиков при камерных вариантах систем разработки руд определены на основании учета физических процессов деформирования горного массива при образовании камер и изменения параметров напряженного состояния трещиноватого целика при последовательном короткозамедленном взрывании групп зарядов ВВ в условиях горного давления.

В настоящем разделе рассчитывается ширина междукамерного целика при отработке, например, субпараллельных рудных тел с использованием поэтажно-камерной или этажно-камерной системы разработки (рис.4.14).



**Рис.4.14. Схема к расчету динамически устойчивого размера междукамерного целика:**  
 1 - отработанная камера, 2 - отработываемая камера, 3 - целик, 4 - зоны заколов, 5 - взрывные скважины, 6 - рудное тело

Установление динамически устойчивого размера целика основано на последовательном динамическом воздействии взрыва на статически напряженный массив горных пород целика при его формировании и с учетом сейсмического действия удаляющихся взрывов. Формулы расчета учитывают горное давление, физико-технические свойства и трещиноватость горного массива, геометрические параметры камер, базовые параметры буровзрывных работ [139].

Динамически устойчивым междукамерный целик будет в том случае, если зоны заколов от вертикальных бортов соседних камер не будут пересекаться, то есть

$$B_u = 2R_{03}K_{C2}K_3, \quad (4.25)$$

где  $R_{03}$  - размер зоны заколов, образуемый взрывом одного веера скважин в камере;  $K_{C2}$  - показатель сейсмического действия от последовательного взрыва всех вееров в соседних камерах;  $K_3$  - коэффициент запаса,  $K_3 = 1,5$ .

Согласно исследованиям [119,145] за зоной раздавливания и радиального трещинообразования находится зона заколов. Зона заколов образуется в результате упругой реакции трещиноватого массива после взрывной отбойки руды и падения давления продуктов детонации в зарядных полостях. Упругая реакция приводит к смещению массива в сторону вновь образованной поверхности, что сопровождается раскрытием естественных трещин. Формула для определения размера зоны заколов, определенная на основе изложенного физического механизма имеет вид [119]

$$R_{03} = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu}\right) K_{//}(n) K_{\perp}(\ell) K_{OT}}{8 \left[ 2E \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \frac{\delta}{d_e} \sum_{i=1}^k \sin^2 \beta_i - P(1 - \mu) \right] \Phi}, \quad (4.26)$$

где  $K_{\perp}(\ell)$  - показатель, учитывающий длину скважины.

Согласно исследованиям [114]

$$K_{\perp}(\ell) = \ln 2,7 \left[ \frac{\ell}{de} - \mu \left( \frac{\ell}{de} - 1 \right) \right]. \quad (4.27)$$

При отбойке руды на одном подэтаже (этаже):

$$K_{C2} = 1 + \left( \frac{\nu}{1 - \nu} \right)^2 \left[ \ln \left( 1 + \frac{L_{\sigma}}{W} \right) + \ln \left( 1 + \frac{L_{\sigma}}{4W} \right) \right]. \quad (4.28)$$

При отбойке руды на двух подэтажах:

$$K_{C2} = 1 + \left( \frac{\nu}{1 - \nu} \right)^2 \left[ \ln \left( 1 + \frac{L_{\sigma}}{W} \right) + \ln \left( 1 + \frac{L_{\sigma}}{4W} \right) + \ln \left[ 1 + \frac{(h_k^2 + L_{\sigma}^2)^{0,5}}{W} \right] + \ln \left[ 1 + \frac{(h_k^2 + L_{\sigma}^2)^{0,5}}{4W} \right] \right] \quad (4.29)$$

Численные значения параметров в формулах (4.25)-(4.29) для условий рудников ПАО «ППГХО» при отработке руды в массивах трахидацитов: глубина – 500 м, диаметр скважин – 57 мм, ВВ - гранулит А6, высота подэтажа – 12 м, длина блока – 150 м. Остальные параметры:  $D = 3,3 \cdot 10^3$  м/с,

$\rho_B = 1,1 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $d_3 = 0,057$  м,  $c = 4,35 \cdot 10^3$  м/с,  $\mu = 0,45$ ,  $\nu = 0,29$ ,  $E = 4,75 \cdot 10^{10}$  Па,  $\frac{\delta}{d_e} = 10^{-3}$ ,  $\sum_{i=1}^k \sin^2 \beta_i = 3$ ,  $P = 12 \cdot 10^6$  Па,  $\Phi = 8$ ,  $n = 2 \dots 3$ ,  $d_e = 0,4$  м,  $l = 9$  м,  $h_k = 12$  м,  $24$  м,  $a_k = 2,5$  м,  $a = W = 1,5$  м,  $L_\sigma = 150$  м,  $K_{//}(n) = 1,45$ ,  $K_{\perp}(\ell) = 3,82$ ,  $K_{OT} = 0,55$ ,  $K_{C2} = 2,31$  при отработке одного подэтажа,  $K_{C2} = 3,62$  при отработке двух подэтажей.

Расчеты по формулам (4.25)-(4.29) ) дают  $B_u = 9,8$  м при отработке двух рудных тел на одном подэтаже.  $B_u = 15,5$  м, при отработке двух рудных тел на двух подэтажах.

Для доказательства правомерности полученной формулы проведены сравнительные расчеты по методике Ильницкого А.А. [4,55]. Эти расчеты показывают, что устойчивым междукамерный целик будет размером 7,0 м при отбойке двух рудных тел на одном подэтаже высотой 12 м. При последовательной отработке рудных тел двумя подэтажами размер целика равен 11,5 м, что соответствует расчетным данным по новой формуле расчета (1) динамически устойчивого размера целика.

Использование формул для проектирования блоков в таком виде вызывает определенные математические сложности в плане численных расчетов и определения численных значений параметров, особенно в формуле (4.25). Формулу (2) можно упростить, подставив в нее мало меняющиеся средние величины параметров:  $D = 3,3 \cdot 10^3$  м/с,  $\rho_B = 1,1 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $c = 4 \cdot 10^3$  м/с,  $\mu = 0,45$ ,  $\nu = 0,25$ ,  $E = 5 \cdot 10^{10}$  Па,  $K_{//}(n) = 1,45$ ,  $K_{\perp}(\ell) = 3,82$ ,  $K_{OT} = 0,55$  и остальные, приведенные ранее. Тогда с учетом  $K_3 = 1,5$  получим

$$B_u = \frac{2,5 \cdot 10^{10} d_3 K_{C2}}{\left[ 10^8 \mu - P(1 - \mu) \right] \Phi} \quad (4.30)$$

При этом  $K_{C2}$ , определенная по (6) при  $L_\sigma = 50$  м,  $W = 3$  м,  $d_3 = 0,105$  м равна  $K_{C2} = 1,5$ . Тогда

$$B_u = \frac{4 \cdot 10^9}{\left[ 10^8 \mu - P(1 - \mu) \right] \Phi} \quad (4.31)$$

Результаты численных расчетов по (4.31) приведены в табл. 4.13.

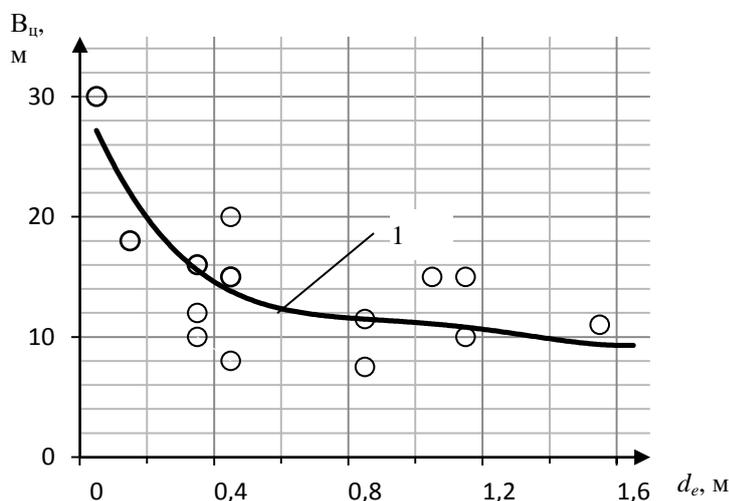
Таблица 4.13

Расчетные динамически устойчивые размеры междукамерных целиков в трещиноватых горных массивах

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$\mu$	$\Phi$	Динамически устойчивые размеры целиков, м
I	<0,05	<0,2	>12	>32,6
II	0,05-0,15	0,2-0,3	12-10	32,6-18,7
III	0,15-0,40	0,3-0,45	10-8	18,7-13,5
IV	0,40-1,0	0,45-0,6	8-6	13,5-12,0
V	>1,0	>0,6	<6	<12

Для доказательства достоверности формул (4.25), (4.30), (4.31) были собраны и систематизированы фактические параметры по рудникам СССР и РФ, приведенные в табл. 4.12 .

На рис. 4.15 изображена зависимость динамически устойчивых размеров целиков от размера отдельности. Точками указаны фактические размеры целиков, кривой – расчетные в соответствии с зависимостью (4.31).



**Рис.4.15. Зависимость динамически устойчивого размера целика ( $B_{ц}$ ) от размера отдельности ( $d_e$ ): 1 – расчетная, о - фактические данные**

Анализ рис. 4.15 указывает на достоверность полученной формулы. Формулу (4.30) можно преобразовать, используя эмпирическую зависимость (4.23).

Подставляя (4.23) в (4.30), с учетом незначительных математических корректировок получим

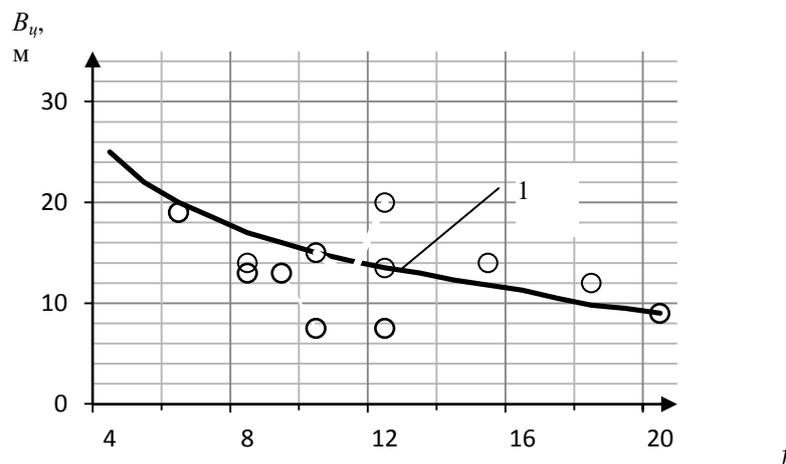
$$B_{ц} = \frac{2,5 \cdot 10^{10} d_3 K_{C2}}{(10^7 f^{0,5} - 0,55P) \Phi} \quad (4.32)$$

Расчеты по (4.32) при  $d_3 = 0,105$  м,  $K_{C2} = 1,5$ ,  $\Phi = 10$ ,  $P = 1,2 \cdot 10^7$  Па и  $f=6...20$  дают величину динамически устойчивого размера целика равной  $B_{ц}=10,3...22,1$  м.

На рис.4.16 приведена зависимость  $B_{ц} = f(f)$  по формуле (4.32) в виде кривой. Точками обозначены фактические размеры целиков согласно табл. 4.12.

Анализ рис. 4.15 и 4.16 указывает на правомерность полученных формул (4.25), (4.30) и (4.31).

Приведенные в разделе 4.5 материалы, включающие анализ литературных источников, теоретические исследования, численные расчеты и их сравнение с данными практики при отработке месторождений подземным способом (с использованием камерных систем), указывают на сходимость результатов расчетов и данных практики по определению динамически устойчивых размеров целиков.



**Рис.4.16. Зависимость динамически устойчивого размера целика ( $B_{ц}$ ) от коэффициента крепости породы ( $f$ ): 1 – расчетная, о - фактические данные**

Проведенные исследования позволяют решать следующие задачи:

- разработать методические указания для определения устойчивых размеров междукамерных целиков при проектировании блоков с использованием камерных вариантов систем отработки;
- снижать потери и разубоживание руд, а также себестоимость добычи в блоках при отработке месторождений с использованием камерных вариантов систем разработки;
- повысить уровень безопасности при отработке руд.

#### **4.7. Динамическая прочность закладочного массива при подэтажно-камерной системе разработки**

В настоящее время на рудниках ПАО ППГХО 77,5% крутопадающих урановых рудных тел имеют мощность до 2,6 м. При нисходящей слоевой выемке данных рудных тел (со средним содержанием 0,12 %) заходками шириной 3,6 м разубоживание иногда приводит к переводу их в забалансовую руду, при этом весьма низка производительность добычи. Подэтажно-камерная отработка маломощных рудных тел позволяет резко увеличить производительность добычи, а при правильном выборе и реализации параметров БВР и прочностных параметров закладочного массива снизить первичное и вторичное разубоживание руды.

Однако, как показывает опыт, отработка рудных тел подэтажно-камерной системой разработки на всю высоту этажа (60 м) без закладки, как правило, приводит к обрушению вмещающих пород, существенному разубоживанию руды и большому выходу негабаритных кусков пустых пород. Многолетние промышленные экспериментальные и теоретические исследования показывают, что устойчивые вертикальные обнажения на рудниках ПАО «ППГХО» в массивах трахидацитов, конгломератов, песчаников, фельзитов имеют размеры до 20-40 м [119]. Причем размеры устойчивых обнажений существенно зависят от степени трещиноватости вмещающих пород и заполнителя трещин. Например для пород с размером отдельности до 0,05 м вертикальный устойчивый размер обнажения не

превышает 5-10 м. В связи с изложенным весьма актуальным является своевременная закладка отработанной части камеры. Однако встает вопрос: какую нормативную прочность должен иметь закладочный массив?

На массив закладки в зависимости от условий применения воздействуют [30] статические (гравитационные и тектонические) силы и динамические (от взрывных работ) нагрузки, накладывающиеся на имеющееся статическое поле напряжений. Искусственные массивы из закладки могут испытывать напряжения и деформации сжатия, растяжения, сдвига, изгиба и «работать» в условиях одноосного, двухосного и объемного напряженных состояний. Для удобства определения и контроля на производстве нормативной прочности независимо от характера деформаций искусственного массива ее приводят к пределу прочности на одноосное сжатие.

Количественное значение напряжений и деформаций в массиве закладки определяется величиной сближения боков выработанного пространства в условиях упругопластического деформирования пород зоны разгрузки за счет гравитационных, тектонических сил [89], напряжений от взрывных волн и реакции закладочного массива [89,157].

Согласно обобщенным теоретическим и практическим данным, приведенным в справочнике «Закладочные работы в шахтах» [30] при горизонтальной подработке искусственного массива камерами нижележащего подэтажа нормативная прочность закладки на сжатие находится по формуле Ферэ

$$\sigma_H^{зак} = 2,5 \sqrt{(\sigma_{рас}^{зак})^3}, \quad (4.33)$$

где  $\sigma_{рас}^{зак}$  - нормативная прочность закладки на растяжение, МПа.

Растягивающие напряжения на контуре горизонтального обнажения искусственного массива при подэтажно-камерной системе разработки рассчитывают по преобразованной из [30] формуле с размерностью МПа

$$\sigma_{рас}^{зак} = 10^{-5} \rho_3 h_{np} (0,95 - e^{-0,12a}) K_3 K_D^{-1}, \quad (4.34)$$

где  $\rho_3$  - объемная масса закладки, кг/м<sup>3</sup>;  $h_{np}$  - приведенная высота слоя нагрузки, м;  $a$  - пролет обнажения камеры;  $K_3$  - коэффициент запаса, равный 1,5;  $K_D$  - коэффициент длительной прочности, учитывающий время стояния обнажения.

При кратковременном обнажении закладки (до 1 года)  $K_D=1$ , при больших сроках  $K_D=0,5-0,7$ . Формула (4.34) применима при  $a < 0,85 h_3$ , где  $h_3$  - высота закладочного массива.

Приведенная высота слоя нагрузки при наличии пригружающего слоя разрушенных пород высотой  $H_{np}$  составляет [30]

$$h_{np} = \frac{\rho_{II} H_{np} + \rho_3 h_3}{\rho_3}, \quad (4.35)$$

где  $\rho_{II}$  - объемная масса разрушенных пород, кг/м<sup>3</sup>.

Определим нормативную прочность закладки для нашего случая: подэтажно-камерная отработка маломощных рудных тел. Численные значения параметров:  $\rho_3 = 1,8 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $a = 3,5$  м,  $K_3 = 1,5$ ,  $K_d = 0,7$ ,  $\rho_{II} = 1,75 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $h_3 = 60$  м,  $H_{np} = 0$  (учитывается, что выше блока пригружающий слой обрушенных пород отсутствует). Тогда по формуле (4.35)  $h_{np} = 60$  м.

Подставляя численные значения в (4.34), а затем в (4.33) получим: необходимая прочность закладки на растяжение  $\sigma_{рас}^{зак} = 0,7$  МПа, нормативная прочность закладки на сжатие по (4.33) равна  $\sigma_H^{зак} = 1,4$  МПа.

Расчеты нормативной прочности закладки на сжатие по формулам (4.33)-(4.35) при подэтажно-камерной системе разработки показали их соответствие основным научно-практическим данным Справочника [30], где в зависимости от пролета камеры приводятся прочностные характеристики (см. табл. 4.14).

Таблица 4.14

Нормативная прочность закладки при горизонтальной подработке искусственного массива для камерных вариантов разработки

Пролет подработки, м	Нормативная прочность, МПа	
	На растяжение	На сжатие
5	0,7	1,5
10	1,0	2,5
15	1,17	3,2
20	1,26	3,5
25	1,35	3,9

Однако отечественный и зарубежный опыт применения подэтажно-камерной системы разработки на урановых рудниках [89,157] показывает, что прочность закладки на сжатие при мощности рудного тела до 15 м должна быть не менее 3-5 МПа. Вероятно, это связано с тем, что в расчетах не учитывается динамическое и сейсмическое действие взрыва.

Завышенная прочность закладочного массива приводит к большому расходу вяжущих материалов. Заниженная прочность искусственного массива вызывает увеличение разубоживания руды закладкой и дополнительные затраты на повторную закладку объемов обрушения.

Необходимая нормативная прочность закладочного материала на сжатие должна учитывать не только статическую нагрузку, определяемую по формулам (4.33) – (4.35), но и динамическую нагрузку от периодического воздействия взрывных работ при отбойке руды.

На основе анализа численных расчетов установлено, что нормативная прочность закладки при подэтажно-камерной отбойке определяется гравитационной и тектонической составляющей напряжений (статическая компонента), а также действием взрывных работ (динамическая компонента).

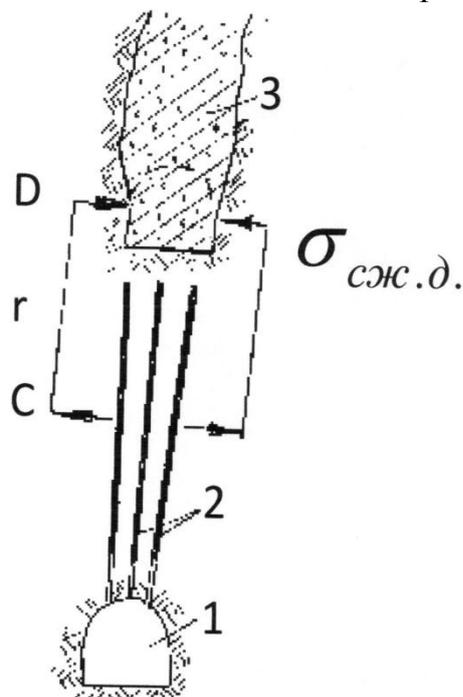
Численные расчеты по определению статической компоненты по данным технической литературы [30,89] дают для условий рудников ПАО «ППГХО» при подэтажно-камерной разработке предел прочности закладки на сжатие 1,4 МПа, что в несколько раз меньше фактической прочности закладки на урановых рудниках, которая составляет 3-5 МПа.

В связи с изложенным, предлагается способ определения прочности закладки на сжатие по формуле

$$[\sigma_{сж}] = \sigma_H^{зак} + \sigma_{сж.д.}, \quad (4.36)$$

где  $\sigma_H^{зак}$  - статическая компонента, нормативная прочность закладки на сжатие, формула (4.33);  $\sigma_{сж.д.}$  - динамическая компонента, величина сжимающего напряжения, создаваемого последовательным короткозамедленным взрывом вееров скважин.

Согласно исследованиям [119] волны деформаций от взрыва веера скважин (см. рисунок) преломляются в т. С и движутся по наиболее напряженной части массива (с минимальными потерями). Затем преломляются в т. Д, обеспечивая сжимающие напряжения в закладке.



**Рис. 4.17.** Схема к определению сжимающих напряжений в закладочном массиве при взрыве вееров скважин: 1 - подэтажный штрек; 2 – взрывные скважины; 3 – закладочный массив

Величина сжимающих напряжений на расстоянии от группы короткозамедленно взрывааемых вееров, воздействующих на закладочный массив равна [119]

$$\sigma_{сж.д.} = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{r\Phi} \left(1 - \frac{\mu v}{1-v}\right) \left(\frac{v}{1-v}\right)^2 K_{от} \cdot K_{||}(l) \cdot K_{||}(n) \cdot K_{\perp}(N), \quad (4.37)$$

где  $r$  - расстояние от центра (по длине) скважин (т.С) до точки Д;  $K_{от}, K_{||}(l), K_{||}(n), K_{\perp}(N)$  - показатели, учитывающие соответственно долю энергии взрыва, излучаемую в окружающий массив, длину скважин, число скважин в веере, число короткозамедленно взрываемых вееров.

Показатель, зависящий от числа скважин в веере, в неявном виде учитывает ширину камеры. Показатель, зависящий от числа взрываемых вееров, в неявном виде учитывает длину камеры.

Численные значения параметров в формуле (4.37) для условий рудников ПАО «ППГХО» при отработке руды в массивах трахидацитов: глубина – 500 м, диаметр скважин – 57 мм, ВВ – гранулит А6, длина заряда – 8 м, расстояние  $r = 5$  м. Остальные параметры:  $D = 3,3 \cdot 10^3$  м/с;  $\rho_B = 1,1 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>;  $d_3 = 0,057$  м;  $c = 4,35 \cdot 10^3$  м/с;  $\mu = 0,45$ ;  $v = 0,29$ ;  $E = 4,75 \cdot 10^{10}$  Па;  $\Phi = 8$ ;  $n = 3$ ;  $N = 5$ ;  $d_e = 0,4$  м;  $l_3 = 8$  м;  $a_k = 3,5$  м;  $W = 1,5$  м. Численные значения показателей:  $K_{от} = 0,5$ ,  $K_{||}(l) = 2,05$ ,  $K_{||}(n) = 1,17$ ,  $K_{\perp}(N) = 1,8$ .

Подставляя численные значения в (4.37) получим величину динамических напряжений в нижней части закладочного массива (см. рис. 4.17).

Численные расчеты дают величину  $\sigma_{сж.д.}$  равной 1,8 МПа в самой нижней части закладочного массива на расстоянии от центра по длине скважин, равном 5 м.

В этом случае, согласно формуле (4.33), при расчетной величине  $\sigma_H^{зак} = 1,4$  МПа нормативная прочность нижней части закладочного массива должна быть равна  $[\sigma_{сж}] = 3,2$  МПа. Это соответствует практическим данным при отработке урановых рудных тел подэтажно-камерной системой разработки [89].

Следует отметить, что с увеличением расстояния от центра зарядов ВВ до закладки величина  $\sigma_{сж.д.}$  значительно уменьшается. Расчетные значения  $\sigma_{сж.д.}$  и нормативной прочности закладки с расстоянием приведены в табл. 4.15.

Таблица 4.15

Нормативная прочность закладки с расстоянием от центральной части веерных зарядов ( $r$ )

Расстояние от центра зарядов до закладки, м	Величина сжимающих напряжений от взрыва, $\sigma_{сж.д.}$ , МПа	Нормативная прочность закладки, МПа
5	1,8	3,2
8	1,1	2,5
12	0,7	2,1
15	0,6	2,0

Анализ табл. 2 показывает, что закладочный массив может быть разнопрочным. Нижняя часть должна обладать повышенной прочностью 3,0-4,0 МПа, оставшаяся верхняя часть – прочностью до 2,0-2,5 МПа.

На основании теоретических и экспериментальных исследований, а также анализа существующих численных методов расчета нормативной прочности закладочного материала при поэтажно-камерной отработке маломощных рудных тел можно сделать следующие выводы.

1. Расчеты параметров закладочного массива по Справочнику «Закладочные работы в шахтах» [30] дают для поэтажно-камерной отработки заниженные показатели нормативной прочности закладки на сжатие (1,4 МПа), что приводит к увеличению разубоживания руды закладкой и дополнительных затрат на повторную закладку объемов разрушения.

2. На основе отечественного опыта использования твердеющей закладки для отработки рудных тел мощностью до 15 м камерами прочность закладки принимается в пределах 3 – 5 МПа, которая учитывает суммарную величину статических напряжений без учета характера динамических напряжений от последовательного действия взрывов вееров скважин в камере.

3. Доказано, что при камерных системах разработки с твердеющей закладкой экономически рационально формировать разнопрочный закладочный массив. Нижняя зона массива должна обладать повышенной прочностью (3 – 4 МПа), а верхняя часть – прочностью до 2 – 2,5 МПа.

#### *Выводы к главе 4 и направления дальнейших исследований*

Разработка и использование способов, методов расчета и научно-технических решений по управлению геомеханическим (напряженно-деформированным) состоянием трещиноватого массива с использованием энергии взрыва позволяют:

1. Снизить НДС массива (степень удароопасности) при различных схемах подготовки и отработки месторождения «Антей», используя энергию взрыва на удароопасных участках.

2. Определять динамически устойчивые (с учетом действия взрыва) размеры целиков и обнажений горного массива при проходке выработок на месторождениях ПАО ППГХО с глубиной до 500 м и камерных вариантах систем разработки в различных горно-геологических условиях.

3. Определять ударобезопасные размеры целиков массива при проходке выработок и слоевой выемке руд на участках месторождения «Антей», склонных и опасных по горным ударам.

4. Приведенные разработки направлены, в основном, на обеспечение безопасности горных работ. Использование разработанных способов взрывной разгрузки удароопасных участков горного массива в сравнении с «Инструкцией...» ВНИМИ позволило снизить затраты на разгрузочные мероприятия при взрывании шпуров в 2-3 раза, при короткозамедленном взрывании скважин для разгрузки целиков в 6-7 раз.

## **Глава 5. МЕТОДЫ РАСЧЕТА И СПОСОБЫ ИЗМЕНЕНИЯ ФИЗИКО-ТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА**

В пятой главе на основе исследований I-III глав разработаны способы и методы расчета по управлению физико-техническими свойствами трещиноватого массива с использованием энергии взрыва по следующим направлениям:

- при взрывной подготовке блоков к подземному выщелачиванию и камерной отбойке, при проходке выработок и слоевых заходок;
- разработка научно-технических решений по интенсификации проходки восстающих комбайном 2-КВ на ПГР;
- разработка параметров БВР для достижения заданной степени дробления на ОГР, разработка и применение П-образных и замкнутых схем КЗВ на ОГР.

Разработки использованы на открытых и подземных объектах ПАО ППГХО, ОАО «Ураласбест» и Тырныаузского вольфрамо-молибденового комбината, ОАО Забайкальский ГОК, ЗАО Новоорловский ГОК, ФГУПП «Читагеологоразведка».

Разработки направлены на обеспечения заданной степени дробления трещиноватого массива на ОГР и ПГР, интенсификации проходки восстающих комбайном 2-КВ, для улучшения качества дробления с помощью схем КЗВ. Научно практические предложения разработаны на основе нового механизма деформирования и разрушения трещиноватого напряженного горного массива, а также новых теоретических зависимостей по определению физических и геометрических параметров действия взрыва, полученных в соответствии с данным механизмом.

### **5.1. Расчет параметров БВР для обеспечения заданной степени дробления при подготовке трещиноватых массивов к подземному выщелачиванию и камерных вариантах систем разработки**

Важнейшим показателем, определяющим успех подземного выщелачивания (ПВ) при разработке скальных пород, является крупность взорванной рудной массы. Специфика определения параметров буровзрывных работ при подготовке руды к подземному выщелачиванию состоит в том, что гранулометрический состав выщелачиваемой руды должен обеспечивать рациональные геотехнологические параметры, включая полноту извлечения урана, за весь период выщелачивания [65].

Данные литературных источников [104] и исследования Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЦНИЛ) ПАО ППГХО в фильтрационных колоннах указывают на то, что при среднем размере куска взорванной рудной массы равном 0,2 м (размер кондиционно куска 0,4 м) коэффициент извлечения металла составляет 0,4-0,6, при среднем размере куска 0,06-0,07 м (размер кондиционно куска 0,12-0,14 м) коэффициент

извлечения металла составляет 0,7-0,8. При камерных вариантах систем разработки месторождений выход негабарита должен составлять не более 3-5%.

Трещиноватый горный массив месторождений ПАО ППГХО представлен широким разнообразием литологических разновидностей вмещающих пород, в которых коэффициент крепости по М.М. Протоdjаконову изменяется от 4 до 20, предел прочности на разрыв – от 5 до 15 МПа, скорость продольной волны – от 2500 до 5000 м/с, среднее расстояние между трещинами всех систем – от 0,05 до 1-2 м, количество систем трещин – от 3 до 5.

Экспериментальный путь в выборе параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления трещиноватого массива с таким широким спектром физико-технических свойств, является не перспективным. В связи с этим на основе исследований главы 3 получены теоретические формулы расчета параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления различных по физико-техническим свойствам горных массивов.

Расстояние между скважинами (концами скважин) в группе, обеспечивающее заданную степень дробления, равно:

$$a = 2R_p \cdot K_{II}, \quad (5.1)$$

где  $R_p$  – размер зоны регулируемого дробления трещиноватого массива взрывом одиночного заряда ВВ, в пределах которой размер крупных кусков не превышает кондиционного, получен из (3.69);  $K_{II}$  - коэффициент, учитывающий взаимодействие зарядов ВВ по линии скважин,  $K_{II}=2$ .

$$R_p = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \cdot \frac{D\rho_B d_3 c v \cdot (1 - \frac{\mu v}{1 - v})}{(\sigma_p + \mu P) \cdot (1 - v) \Phi} \cdot \sqrt{\frac{d_\kappa}{d_e}}, \quad (5.2)$$

Использование (5.2) вызывает определенные сложности при выборе параметров для расчетов и точность определения  $R_p$ , за счет большой вариации физических свойств отдельностей массива. Согласно работе [52] комплекс физических свойств можно выразить через коэффициент крепости. Учитывая среднюю глубину разработки месторождений ПАО ППГХО 300-500 м, (5.2) можно представить в упрощенном виде

$$R_p = \frac{D\rho_B d_3}{2,5 f^{0.5} \Phi} \cdot \sqrt{\frac{d_\kappa}{d_e}} \cdot 10^{-4}. \quad (5.3)$$

Число скважин в группе, обеспечивающее отбойку массива в камере определенной ширины ( $h_\kappa$ ) равно

$$n = \frac{h_\kappa}{a} + 1. \quad (5.4)$$

Линия наименьшего сопротивления (ЛНС), обеспечивающая отбойку массива и заданную его степень дробления равна

$$W = R_p (2.5 K_{n\perp}^2 n^*)^{1/3}, \quad (5.5)$$

где  $n^*$  – предельное число зарядов ВВ, при котором наблюдается их взаимодействие и усиление действия взрыва,  $n^*$  не должна превышать  $n$  и определяется из выражения  $n^* = \mu^{-1} + 1$ .

Проектный удельный расход ВВ для обеспечения заданной степени дробления определен из геометрических соображений и равен:

$$q_{II} = K_3 \frac{\pi \rho_B n d_3^2}{4 h_K W}, \quad (5.6)$$

где  $K_3$  - коэффициент заполнения скважины ВВ.

Интервал замедления между группами последовательно взрывающихся зарядов, обеспечивающей улучшение качества дробления массива взрывом, за счет взаимодействия полей напряжений (деформаций) от предыдущего и последующего взрывов получен на основе формулы (3.38) при усредненных параметрах физико-технических свойств массива, величины среднего горного давления, коэффициентов отдачи и взаимодействия зарядов и равен

$$\tau = 3 \cdot 10^3 \frac{W^2 \Phi^{0.5}}{D \rho_B d_3 K_{n\perp}}. \quad (5.7)$$

Для расчета параметров БВР, обеспечивающих заданную степень дробления, численные значения свойств трещиноватого массива и отдельные параметры воздействия взрыва приведены в табл.5.1.

В таблице 5.1. приведены численные значения радиуса зоны регулируемого дробления для условий рудников ПАО ППГХО при диаметре скважин 0,105 м,  $D=4 \cdot 10^3$  м/с,  $\rho_B=1,1 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $f=8$ ,  $d_K=0,2$  м. Радиус зоны регулируемого дробления является величиной, определяющей параметры БВР ( $a$ ,  $W$ ,  $q$ ). Численные значения параметров БВР для достижения заданной степени дробления приведены в табл. 5.2, при ширине камеры 5 м, допустимом размере куска 0,2 м, диаметре скважины 105 мм, взрывании граммонитом 79/21 или аммонитом 6ЖВ, коэффициент заряжания– 0,8.

Таблица 5.1

Численные значения параметров физико-технических свойств трещиноватого массива и параметры действия взрыва на массив.

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$K_{n\perp}$ при $n$ , равном					$R_p$ , м, при диаметре скважин, мм
		1	2	3	4	5	105
I	<0.05	1	1,72	2,12	2,34	2,46	>1,1
II	0.05-0.15	1	1,68	2,03	2,16	2,22	1.1-0.74
III	0.15-0.40	1	1,62	1,9	2,0	2,0	0.74-0.58
IV	0.4-1.0	1	1,56	1,76	1,76	1,76	0.58-0.48
V	>1.0	1	1,48	1,6	1,6	1,6	<0.48

Таблица 5.2

Параметры БВР для достижения заданной степени дробления массива при подготовке его к ПВ

Средний размер отдельности в массиве, м	Параметры БВР при диаметре скважин, мм			
	105			
	$a$ , м	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$\tau$ , мс
<0,05	>4,4	>2,7	<1,2	>100
0,05–0,15	4,4–2,9	2,7–2,3	1,2–1,8	100–55
0,15–0,40	2,9–2,3	2,3–1,7	1,8–2,8	55–30
0,40–1,0	2,3–1,9	1,7–1,5	2,8–3,6	30–20
>1,0	<1,9	<1,5	>3,6	<20

Основой для определения  $R_p$  и остальных параметров БВР является средний размер естественной отдельности в массиве (среднее расстояние между трещинами всех систем), определяемые по обнажениям горно-подготовительных выработок.

Опытно-промышленные работы по проверке достоверности разработанной методики расчета проведены при подготовке экспериментальной части блока 4-310 рудника 4 к подземному выщелачиванию. Вмещающие породы – среднезернистые песчаники с размером отдельности 0,15–0,40 м, рудный пласт мощностью 0,5–1,0 м представлен туфами и туфобрекчиями липаритов с размером отдельностей 0,05–0,15 м и имеет пологое залегание. Глубина залегания подготавливаемого массива 180 м. Физико-технические свойства массива и образцов пород для расчета параметров БВР взяты из главы 2 настоящей монографии. Диаметр скважин 0,105 м, ВВ – аммонит 6-ЖВ диаметром 90 мм. Ширина очистного пространства, на которое производится отбойка равна 3,5 м. Кондиционный размер куска – 0,2 м.

Параметры взрывных работ (ВР): расстояние между скважинами (концами скважин) – 2,3 м, ЛНС – 1,7 м, удельный расход ВВ – 2,4 кг/м<sup>3</sup>. Объем подготовленного к взрыву массива составил 1,8 тыс.м<sup>3</sup>, масса заряда ВВ – 4,5 т. Взрыв проводился короткозамедленно, на компенсационные выработки, интервал замедления – 25–50 мс. После взрыва, линейным методом определен грансостав по 5 линиям. Установлено, что средневзвешенный размер куска составил 0,06 м, выход фракции +200 мм – 3,2 %, что указывает на достоверность приведенных формул расчета.

Использование формул для расчета необходимых параметров БВР при подготовке к ПВ блоков 4-310 (вмещающие породы – песчаники, туфопесчаники, туфы липаритов), 4-302 (конгломераты, туфобрекчии, песчаники) на руднике 4, блока 2-300 (разногалечные конгломераты, гравелиты) – рудник 2, позволило увеличить коэффициент извлечения закиси-окиси урана с 0,6–0,63 до 0,7–0,75. Техничко-экономической оценка отработки блоков способом ПВ по сравнению с другими системами разработки показала, что отработка блоков способом ПВ позволит получить

снижение себестоимости готовой продукции на 10 % в сравнении с системой горизонтальных слоев с твердеющей закладкой и на 15 % в сравнении с системой подэтажные штреки.

Приведенный расчет параметров БВР для обеспечения заданной степени дробления рудной массы (по фактору выщелачивания) позволяет обеспечить рациональные геотехнологические параметры (включая полноту извлечения урана) при подземном выщелачивании. Метод расчета используется для взрывной отбойки при камерных вариантах систем разработки на рудниках ПАО ППГХО и может быть использован в любых горно-геологических и горнотехнических условиях.

## **5.2. Расчет параметров БВР при отработке маломощных урановых рудных тел с целью снижения разубоживания**

На рудниках ПАО ППГХО подэтажно-камерная система разработки именно маломощных рудных тел в сравнении с традиционной нисходящей слоевой выемкой с твердеющей закладкой имеет существенное преимущество – увеличение производительности добычи руды. Это является весьма актуальным, так как в настоящее время объем маломощных рудных тел мощностью до 1,2м составляет 20 %, рудных тел мощностью 1,2-2,6м - 57,5 %, более 2,6м - 18,5%. Итого объем рудных тел мощностью до 2,6м составляет 77,5 % [141].

Однако подэтажно-камерная система разработки маломощных рудных тел имеет недостаток – значительное первичное и вторичное разубоживание руды, что может перевести рудную массу в забалансовую руду, так как среднее содержание  $U_3O_8$  в маломощных рудных телах составляет 0,12% при содержании в забалансовых рудах 0,03%. Процессов разубоживания можно частично избежать, если учитывать мощность рудного тела, а также физико-технические свойства разрабатываемого рудного тела и вмещающих пород горного массива. То есть, их устойчивость и взрываемость, которые зависят от параметров трещиноватости и свойств заполнителя трещин, прочностных и упругих свойств отдельностей, величины горного давления в районе отработки.

Положительным и важным фактором для месторождений Стрельцовского рудного поля ПАО ППГХО является то, что, рудные тела находящиеся в тектонических разломах, имеют меньшую прочность, устойчивость и более трещиноваты, чем вмещающие породы. Это связано с тем, что тектонические процессы при подвижках земной коры обеспечивают наиболее интенсивное дробление массива в тектонических швах и разломах. Процесс дальнейшего разупрочнения рудных участков массива происходил под действием урановых гидротермальных растворов, создающих термические напряжения и дальнейшее разрушение рудного массива. В данных условиях использование камерных систем разработки в маломощных рудных телах имеют определенную перспективу. Указанные горно-геологические параметры и особенности должны определить

рациональный диаметр взрывных скважин, а также параметры БВР для обеспечения заданной степени дробления и минимального первичного и вторичного разбуживания руд.

Формулы расчета разработаны на основе исследований глав 2,3 при взрыве группы зарядов ВВ для горно-геологических условий рудников ПАО ППГХО.

Основой для расчета геометрических параметров расположения скважин является упрощенная формула определения радиуса зоны регулируемого дробления при взрыве одиночного заряда ВВ, полученная из (5.2)

$$R_p = 2 \frac{D\rho_B d_3}{\Phi} \cdot \sqrt{\frac{d_k}{d_e}} \cdot 10^{-5}. \quad (5.8)$$

Расстояние между скважинами (концами скважин), обеспечивающее выброс породы и заданную степень дробления при наличии одной открытой поверхности равно:

$$a = \sqrt{2} R_p \left( 2 - \frac{h}{\pi W} \right)^{0,5} \approx 1,85 R_p, \quad (5.9)$$

где  $h$  – ширина камеры,  $W$  – ЛНС.

Число скважин в группе (веере) определяется по формуле

$$n = \frac{h}{a}, \quad (5.10)$$

и округляется до ближайшего целого.

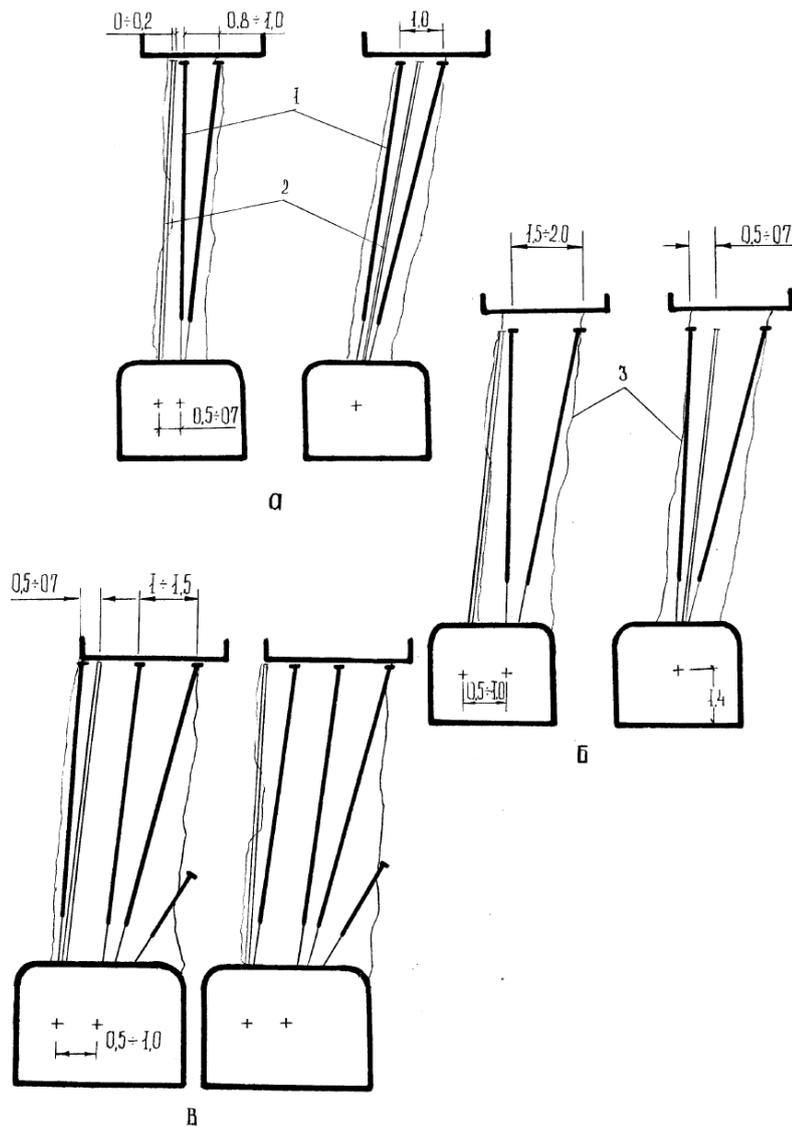
Величина ЛНС, обеспечивающая выброс породы и заданную ее степень дробления равна [112]

$$W = \left[ 0,4 R_p (n+1) \sqrt{h} \right]^{2/3} - 0,16 h. \quad (5.11)$$

Проектный удельный расход ВВ на отбойку с учетом частичного обрушения разрушенной взрывом части массива, под действием сейсмических волн от взрыва последующих вееров равен

$$q_{II} = 0,6 \frac{\rho_e d_3^2 n}{(h + R_3) W}. \quad (5.12)$$

На основании приведенной методики рассчитаны параметры БВР при отбойке рудных тел мощностью 0,5-1,2м, 1,2-2,6м, 2,6-3,5м скважинами диаметром 57мм. Результаты расчетов приведены в таблице 5.3. Рациональные схемы расположения скважин отражены на рис. 5.1.



**Рис.5.1. Схемы расположения взрывных скважин при отбойке маломощных рудных тел с дифференцированным значением ЛНС и скважиной-компенсатором: а - при мощности рудного тела 1 м; б) - 2м; в) - 3м. 1 – взрывные скважины; 2 – скважины-компенсаторы (обычно не заряжаются, служат для оконтуривания рудного тела по висячему боку, при засорении соседних скважин заряжают скважину-компенсатор); 3 – контуры рудного тела**

Размер нарушения законтурной части массива в плоскости веера определен на основе исследований главы 3 и равен

$$R_3 = R_p \sqrt{\frac{d_e}{d_k}} \left( \frac{n+1}{2} \right) \left( 1 - \frac{h}{\pi W} \right)^{0,5} \quad (5.13)$$

Анализ (5.13) и (5.2) показывает, что для снижения величины законтурного разрушения необходимо уменьшать ЛНС, количество скважин в группе, веере, диаметр заряда ВВ. В случае бурения скважин в пределах контура рудного тела величина разубоживания будет равна

$$R'_{пл} = \frac{2R_3}{2R_3 + m} 100\%, \quad (5.14)$$

где  $m$  – мощность рудного тела ( $m \approx h$ ).

Таблица 5.3

Параметры БВР для снижения разубоживания и получения заданной степени дробления на рудниках ПАО ППГХО ( $d_{крв} = 57$  мм)

Категория трещиноватости	$h$ , м	$a$ , м	$n$	$W$ , м	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$R_3$ , м	$R'_{пл}$ , %
II	1	1,3-1,7 (1,5)	2	1,0	2,5	0,56	52,8
	2		2	1,1	1,5	0,44	30,6
	3		3	1,4	1,2	0,51	25,4
III	1	1,1-1,3 (1,2)	2	0,8	3,0	0,65	56,5
	2		2	1,0	1,8	0,51	33,8
	3		3	1,3	1,5	0,58	27,8
IV	1	0,9-1,1 (1,0)	2	0,7	3,2	0,86	63,2
	2		3	0,9	2,3	0,84	45,6
	3		4	1,2	1,8	0,88	37,0
V	1	0,7-0,9 (0,8)	2	0,6	3,6	0,82	62,1
	2		3	0,8	2,7	0,72	42,0
	3		4	1,0	2,3	0,82	22,0

Для обеспечения нарушения законтурной части массива, не превышающего 0,5м, в породах с размером отдельности 0,05-0,40м, при  $R_p = 0,8$ м,  $\frac{d_k}{d_e} = 2,7$  получим для маломощных рудных тел

$$W = \frac{h(n+1)^2}{3(n+1)^2 - 13}. \quad (5.15)$$

Использование рассчитанных параметров БВР на рудниках ПАО ППГХО позволило доказать ее эффективность в плане обеспечения заданной степени дробления и снижения разубоживания руд с 50-60 до 30-40 %.

### 5.3. Разработка способов повышения выхода заданного гранулометрического состава при нисходящей слоевой выемке урановых руд

В [66] установлено, что по технико-экономическим показателям при обогащении урановой рудной массы наиболее эффективно использовать рентгенорадиометрическую сортировку (РРС). РРС эффективно работает при максимальном выходе рудной массы с фракцией 40-150 мм и минимальном выходе фракции менее 40 мм. Целью настоящего раздела является максимального выхода «машинных классов» (40-150 мм) при взрывной отбойке руды с использованием системы разработки: нисходящая слоевая выемка с твердеющей закладкой. Для достижения цели разработан

метод расчета параметров БВР в различных по степени взрываемости массивах горных пород и конструкция заряда. Проведены промышленные испытания и внедрение предложенных метода и средств. На способы имеется 3 патента на изобретения № 2271513, № 2442957, № 2502045.

Исследования показали, фракция взорванной рудной массы размером менее 40 мм возникает в основном в трех случаях. В первом - это руды с высоким содержанием металла, которые приурочены к тектоническим швам и разломам. В районе разломов и швов происходит разупрочнение горного массива за счет ранних тектонических процессов, а гидротермальные растворы закиси-окиси урана способствуют дальнейшему разупрочнению естественных отдельностей там. Во втором случае мелкие фракции возникают вблизи взорванных зарядов ВВ в массиве с низким содержанием урана или безрудном массиве. Безрудный тонко измельченный материал попадает в отвалы кучного выщелачивания или шихту гидрометаллургического завода, что снижает технико-экономические показатели обогащения и переработки рудного сырья. В третьем случае переизмельчение происходит в результате разлета взорванной рудной массы и соударения ее с неподвижной стенкой врубовой полости или подвижной взорванной массой с противоположной стороны врубовой полости.

Задача настоящей работы заключается в минимизации выхода фракции менее 40 мм из безрудной части массива и забалансовых руд.

Изучение технической литературы на предмет получения заданной крупности дробления горного массива взрывом [50,74,100,47,112,63] показало, что в настоящее время известно 4 разновидности методов. Первая разновидность, обеспечивает заданную степень дробления со снижением выхода негабарита на открытых горных работах [50,74,100,119]. То есть, на открытых горных разработках обеспечение заданной степени дробления преследует цель снизить выход крупных фракций – негабарита, так как при его большом выходе снижается производительность экскавации, появляются дополнительные затраты на разделку негабарита накладными или шпуровыми зарядами ВВ.

Второй вид методов [112,119,65] предназначен для получения заданной степени дробления горного массива взрывом при поэтажно-камерной и этажно-камерной системах подземной разработки, а также при подготовке массива к подземному выщелачиванию. Они направлены также на снижение выхода негабарита.

Третий вид методов расчета параметров буровзрывных работ используется при проходке горных выработок и слоевых заходок [100,74,123]. Целью методик является обеспечение заданного коэффициента использования шпура (КИШ) и снижение степени удароопасности горного массива.

Четвертый вид методов направлен на снижение выхода мелких фракций (штыба) при добыче угля на шахтах существенно влиял на эффективность его добычи. Коэффициент крепости угля равен  $f = 2-4$ . Буровзрывные работы на угольных шахтах применялись до 60-70 годов XX

века. Однако опасность взрыва угольной пыли или воспламенения метана в шахтах перенаправила научные исследования и производство на создание очистных механических комплексов для добычи угля. Исследования по снижению выхода мелких фракций (штыба) угля при ведении взрывных работ ограничились снижением работоспособности взрывчатого вещества (ВВ). Однако такой подход не приемлем при проходке слоевых заходок в горных массивах Стрельцовского рудного поля, где в одном забое может находиться и ослабленный трещиноватый участок массива с  $f = 4-8$  и практически монолитная порода с коэффициентом крепости до 16-20.

Таким образом, анализ литературных источников показал, что в области контроля и регулирования выхода мелких фракций при ведении взрывных работ в прочных горных породах научно-исследовательские работы практически не проводились.

Но при использовании метода радиометрической сортировки (РРС) именно содержание и выход мелких фракций будет определять эффективность обогащения урановых руд. Горно-геологические причины повышенного выхода мелких фракций безрудных и забалансовых рудных массивов горных пород заключаются прежде всего в прочности и степени трещиноватости массивов.

Трещиноватый горный массив месторождений, отрабатываемых ОАО ППГХО представлен большим разнообразием литологических разновидностей вмещающих пород – это, в основном, фельзиты, трахидациты, песчаники, конгломераты, гравелиты, граниты с широким диапазоном физико-технические свойства пород.

Размеры зоны переизмельчения зависят от физико-технических свойств массива и параметров детонации ВВ. Промышленными экспериментальными исследованиями на рудниках ПАО ППГХО установлено (см. главу 2), что вокруг взорванных шпуровых зарядов ВВ в забое слоевой заходки образуются зона раздавливания диаметром  $(2,5 \div 15)d_3$ , ( $d_3$  – диаметр заряда ВВ), зона радиальных трещин радиус  $(2,5 \div 15) d_3$  зона заколов радиусом  $(10 \div 30) d_3$ . Зона раздавливания и частично зона радиальных трещин обеспечивают выход фракций размером до 40 мм.

Замеры показали, что в настоящее время выход фракции – 40 мм в слоевых заходках составляет: на руднике «Глубокий» (вмещающие породы граниты) 25-35 %, на руднике 1 (трахидациты) 35-50%.

Одним из способов снижения выхода мелких фракций является определение необходимого количества шпуровых зарядов ВВ в соответствии с взрываемостью массива. Превышение числа шпуровых зарядов на забой заходки свыше необходимого приводит к увеличению выхода мелких фракций. Занижение числа шпуровых зарядов на забой приводит к уменьшению КИШ [142,144].

Для получения заданной степени дробления и достижения заданного КИШ ниже приводится метод, в формулах которого учитываются физико-технические свойства массива, его трещиноватость и параметры буровзрывных работ.

Общее количество шпуров на забой определяется из геометрических соображений, характера действия взрывающего заряда ВВ при отбойке в слоевых заходках и равно

$$N = \frac{S}{S_B} = \frac{2S}{a_o^2}, \quad (5.16)$$

где  $S$  - площадь сечения выработки;  $S_B$  – площадь воронки выброса от взрыва одного заряда ВВ;  $a_o$  – расстояние между шпурами.

Анализ паспортов БВР на рудниках ОАО ППГХО показал, что расстояние между врубовыми (при вертикально-клиновом врубе) отбойными, оконтуривающими шпурами, а также линия наименьшего сопротивления (ЛНС) примерно равны. Расстояние между шпурами при слоевой отбойке можно определить по формуле

$$a_o = W = 2R_p, \quad (5.17)$$

где  $W$ - линия наименьшего сопротивления;  $R_p$  – радиус зоны дробления от взрыва шпура, в пределах которой размер кусков не превышает заданного размера.

Инженерная формула расчета величины  $R_p$ , полученная на основе формулы (3.69) имеет вид

$$R_p = \frac{D\rho_e d_3 c v}{(1+\mu)(1-\nu)\Phi d_e^{0.5}} \cdot 10^{-8}. \quad (5.18)$$

Проектный удельный расход ВВ для достижения заданного КИШ и обеспечения минимума выхода переизмельченных фракций определяем по формуле

$$q_n = Q_3 V^{-1} = \frac{d_3^2 \rho_e}{a_o^2}, \quad (5.19)$$

где  $Q_3$ ,  $V$  – соответственно, масса ВВ в шпуре, объем отбитой горной массы одним шпуром.

Выход переизмельченных фракций – 40 мм можно определить по очевидной формуле

$$V_m = \frac{\pi R_{pm}^2 \cdot N}{S} \cdot 100\%, \quad (5.20)$$

где  $R_{pm}$  – радиус зоны переизмельчения, в пределах которой размер куска не превышает 40 мм;  $R_{pm}$  определяется по формуле (5.18) куда вместо  $d_k$  подставляем  $d_{км} = 0,04$ м.

Тогда

$$R_{pm} = 0,37 R_p + 0,5 d_3. \quad (5.21)$$

Определим численные значения параметров, приведенных в методике на основе классификации массивов горных пород Стрельцовской группы месторождений по взрываемости [111]. Физико-технические свойства массивов приведены в таблице 5.4. Кроме того, применяем аммонал с  $D = 4,4 \cdot 10^3$  м/с;  $\rho_B = 0,9 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $d_3 = 0,04$ м;  $d_{км} = 0,04$ м.

Таблица 5.4

Физико-технические свойства рудных трещиноватых массивов горных пород Стрельцовой группы месторождений и радиусы зон дробления при взрыве

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$\Phi$	$\mu$	$\frac{c\nu}{1-\nu}$ , $10^3$ , м/с	$R_p$ , м	$R_{pm}$ , м
I	<0,05	>12	<0,2	< 1,1	> 0,57	> 0,23
II	0,05-0,15	12-10	0,2-0,3	1,1-1,4	0,57-0,47	0,23-0,19
III	0,15-0,40	10-8	0,3-0,45	1,4-1,7	0,47-0,39	0,19-0,17
IV	0,40-1,0	8-6	0,45-0,6	1,7-2,0	0,39-0,35	0,17-0,15
V	>1,0	<6	>0,6	> 2,0	<0,35	<0,15

Таблица 5.5

Расчетные параметры БВР при слоевой выемке руд для снижения выхода мелких фракций при обеспечении заданного КИШ (площадь заходки  $S=10$  м<sup>2</sup>, длина шпура 1,8 м)

Категория трещиноватости	$d_e$ , м	$a_o$ , м	$N$	$q_n$ , кг/м <sup>3</sup>	$V_m$ , %
I	< 0,05	> 1,14	< 16	< 1,1	< 26,5
II	0,05-0,15	1,14-0,94	16-22	1,1-1,6	26,5-24,9
III	0,15-0,40	0,94-0,78	22-34	1,6-2,3	24,9-30,8
IV	0,40-1,0	0,78-0,70	34-40	2,3-2,9	30,8-28,3
V	> 1,0	< 0,7	> 40	> 2,9	> 28,3

Расчеты показали (табл.5.5), что выход фракции – 40 мм составляет 25-30 %. Фактически эта величина больше на 10-15%, что возникает в результате кинетического соударения отбрасываемой массы с неподвижной преградой или подвижной рудной массой.

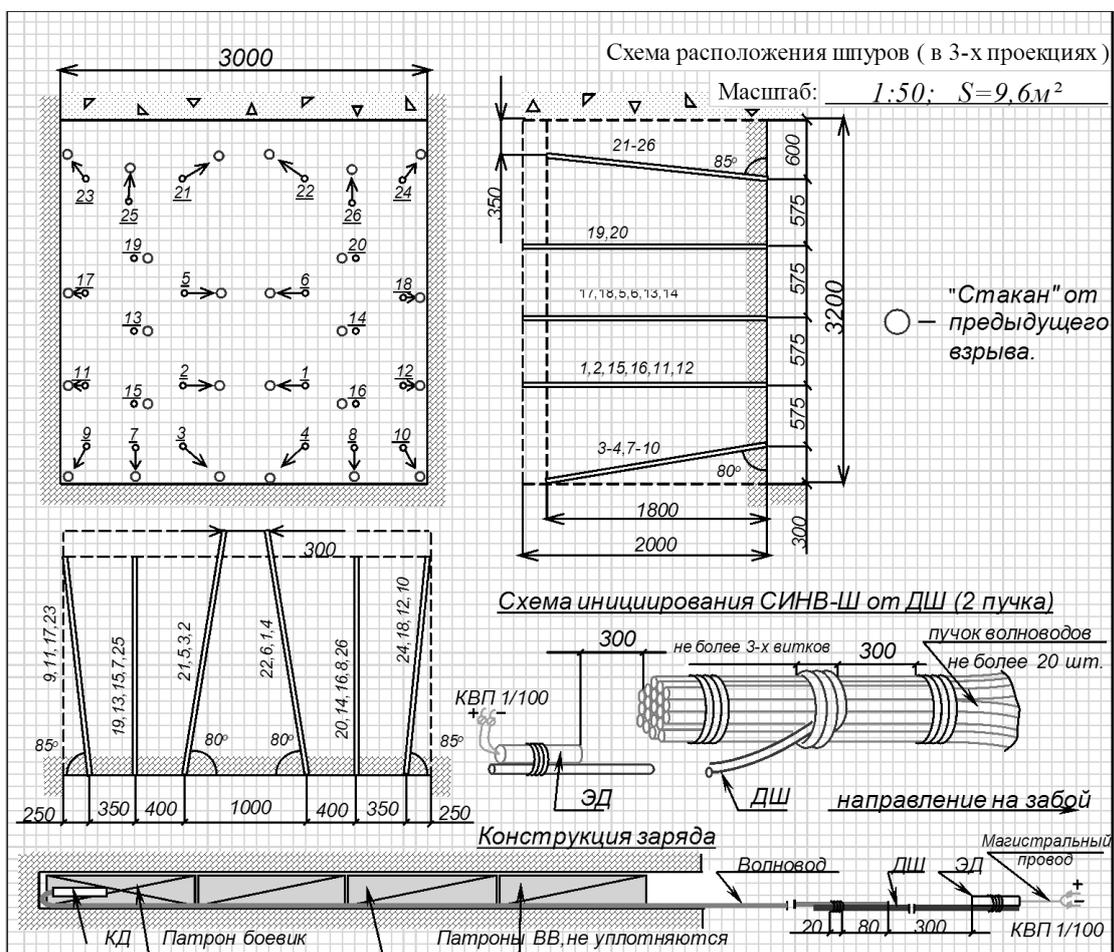
Главное, что необходимо отметить, при не соответствии числа шпуров на забой категории взрываемости выход мелких фракций может существенно увеличиваться. Например, при  $N=30$  в породах с  $d_e=0,05$  м,  $V_m=50\%$ , в породах с  $d_e=0,15$  м при  $N=35$ ,  $V_m$  составит 40%.

Поэтому, при ведении буровзрывных работ в слоевых заходках, необходимо выбирать число шпуров на забой в соответствии с взрываемостью рудных массивов, которая определяется естественной трещиноватостью. Помимо этого, анализируя формулы (5.18-5.20), выходом фракции – 40 мм можно управлять создавая конструкцию заряда ВВ с дифференцированной плотностью заряжения, а также подбирать тип ВВ в соответствии с трещиноватостью (взрываемостью) массива.

Для снижения выхода переизмельченных фракций и получения требуемого коэффициента использования шпура (КИШ) взрывом, предложена конструкция заряда ВВ, имеющая в донной части шпура плотность ВВ или концентрацию энергии больше, чем в приустьевой части шпура. При этом массу заряда уплотняемого или высокобризантного ВВ в донной части шпура определяют из выражения.

$$Q_3 = \frac{(\pi^3 W^3 d_e)^{0.5} \Phi d_3 \mu P}{2D^2 \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu}\right)} \quad (5.22)$$

Данная конструкция позволяет обеспечить высокий КИШ за счет уплотнения ВВ определенной массы в донной части, необходимой для преодоления ЛНС. Кроме того не уплотнение ВВ в приустьевой части позволяет уменьшить выход мелких фракций во взорванной горной массе, что приводит к повышению эффективности обогащения урановых руд с использованием РРС. Расчеты показали, что масса донной уплотняемой части заряда ВВ должна быть равной 0,24 кг – это примерно один - два патрона аммонита 6ЖВ или аммонала -200. Схема расположения шпуров, конструкция заряда ВВ и схема инициирования для массива горных пород III категории трещиноватости приведены на рис.5.2.



**Рис. 5.2. Технологические параметры БВР с целью повышения выхода машинных классов при отбойке рудной массы в массиве трахидацитов III категории трещиноватости**

Промышленные испытания разработанных паспортов БВР в рудных массивах III, II и I-II категорий трещиноватости показали:

- в трахидацитах III категории трещиноватости (бл. 4а-705) при уменьшении удельного расхода ВВ с 1,9 до 1,6 кг/м<sup>3</sup> и числа шпуров на забой с 30 до 24 выход фракции -40 мм уменьшился с 40,6 до 26,7 %, выход машинных классов +40-150 мм увеличился с 28,3 до 34,6 %, выход негабарита увеличивается до 8 %;

- в гранитах II категории трещиноватости (бл. 6а-1212) при уменьшении удельного расхода ВВ с 1,62-1,85 до 1,25 кг/м<sup>3</sup> и числа шпуров на забой с 28-30 до 25 выход фракции -40 мм уменьшился с 38,9 до 23,1 %, выход машинных классов +40-150 мм увеличился с 29,2 до 36,3 %, выход негабарита практически не изменился;

- в трахидацитах I-II категории трещиноватости (бл. 5-829) при уменьшении удельного расхода ВВ с 1,64 до 1,21 кг/м<sup>3</sup> и числа шпуров на забой с 26 до 20 выход фракции -40 мм уменьшился с 38,2 до 20,8 %, выход машинных классов +40-150 мм увеличился с 40,4 до 45,6 %, выход негабарита примерно одинаков.

#### **5.4. Расчет рациональных параметров БВР при проходке выработок в удароопасных горных массивах**

Понижение горных работ на рудниках ПАО ППГХО приводит к возникновению динамических проявлений горного давления на глубине 400 м и более. В настоящее время при проведении буровзрывным способом горных выработок на глубине 400-700 м, преимущественно в гранитах имеются удароопасные участки массива с шелушением, стрелянием, динамическим заколообразованием, толчками и микроударами. Места динамических проявлений – кровля, борта или забой выработки. Проведение выработок и слоевая выемка руд вблизи выработанных пространств, а также в районе активных тектонических разломов создает условия для появления участков массива, где возможны динамические формы горного давления в виде толчков и горных ударов.

Помимо возникновения удароопасных ситуаций горное давление создает специфические условия при механической работе взрывающихся шпуровых зарядов ВВ. Промышленными экспериментальными исследованиями при проходке одиночных выработок в одинаковых по своим физико-техническим свойствам массивах трахидацитов (см. главу 2) установлено, что с увеличением глубины расположения выработок, радиус зоны радиального трещинообразования вокруг взорванных шпуровых зарядов уменьшается, а диаметр зоны раздавливания (диаметр «стакана») увеличивается. То есть, с увеличением глубины разработки удельный расход ВВ необходимо увеличивать, что подтверждается практическими данными. Так, на глубине 630 м удельный расход ВВ в вязких, исключительно труднозрываемых гранитах при проходке выработок сечением 6-10 м<sup>2</sup> достигает 4-5 кг/м<sup>3</sup>.

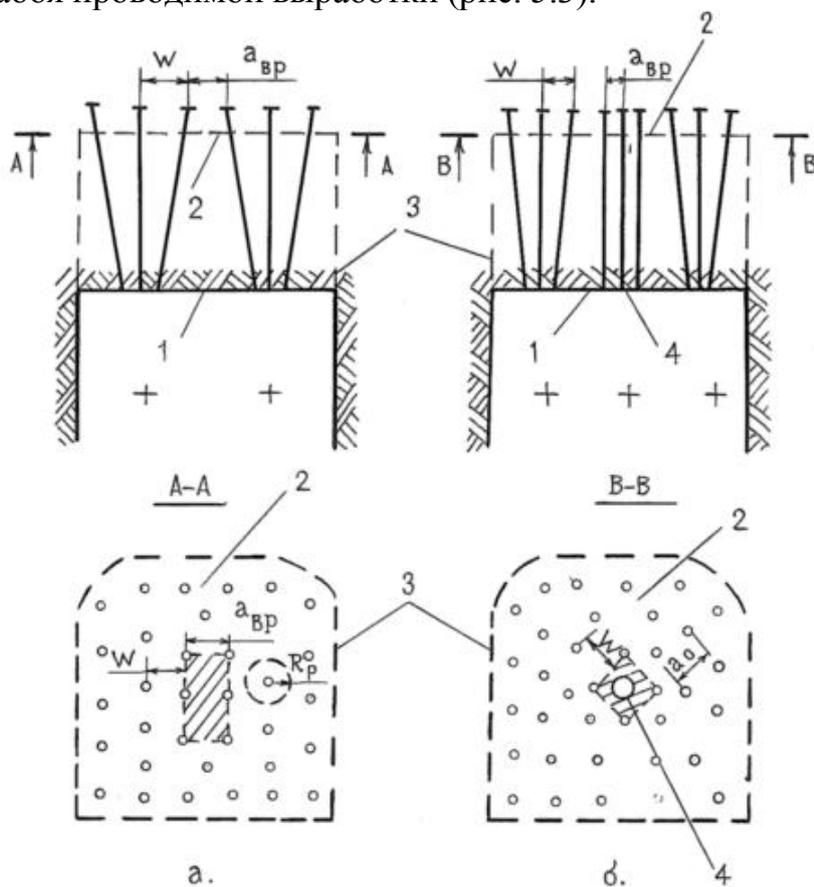
Вместе с тем, известно [29], что завышение удельного расхода ВВ и применение более мощных ВВ приводит к более частому возникновению удароопасных ситуаций. Это подтверждается и промышленными экспериментальными исследованиями с применением ультразвуковых методов контроля, проведенными в условиях рудников ППГХО. Установлено (см. главу 2), что ведение взрывных работ при проходке выработок в трещиноватых массивах создает на расстоянии 0,5-3 м от контура выработки поле взрывных остаточных напряжений. Поле создается в результате радиального от зарядов перемещения отдельностей и их «запрессовки» в законтурной зоне выработки.

Таким образом, напряженно-деформированное состояние (НДС) трещиноватого массива и его степень удароопасности определяются как величиной горного давления и деформационными свойствами массива (характер и степень трещиноватости, физические свойства отдельностей и заполнителя трещин), так и существенно зависят от действия взрыва, а точнее от параметров буровзрывных работ при проходке выработок. Например, при завышении удельного расхода ВВ в трудно взрываемых породах (свыше необходимого для получения заданного КИШ) может возникнуть удароопасная ситуация из-за «запрессовки» отдельностей в бортах, кровле, забое или почве выработок. При уменьшении проектного удельного расхода ВВ в этих породах произойдет уменьшение коэффициента использования шпура (КИШ).

Целью настоящего метода является разработка рациональных параметров БВР при проходке выработок в условиях повышенного горного давления, обеспечивающих: снижение вероятности возникновения удароопасных ситуаций и обеспечение заданного КИШ в различных по взрываемости массивах горных пород.

Решение первой задачи обеспечивает повышение безопасности горных работ, решение второй – снижение затрат на буровзрывные работы.

Расчет параметров основывается на определении удельного расхода ВВ и геометрических параметров расположения зарядов в плоскости вновь образуемого забоя проводимой выработки (рис. 5.3).



**Рис. 5.3. Принципиальные схемы расположения шпуров при проходке выработок:**  
*а – в породах I – II категории взрываемости; б – в породах III- V категории. 1 – забой; 2 – плоскость образуемого забоя; 3 – проектный контур выработки; 4 – компенсационная скважина*

Теоретическое определение параметров БВР основано на физическом процессе деформирования и разрушения трещиноватого массива в условиях горного давления под действием квазистатического давления продуктов детонации, что подробно рассмотрено в главе 3.

Удельный расход ВВ определяется на основе решения задачи по распределению энергии взрыва на упругое деформирование и разрушение отдельностей массива, деформаций на берегах естественных трещин, а также на преодоление сил трения по естественным и искусственным трещинам в условиях горного давления и выброс породы. Проектный удельный расход ВВ на основании исследований автора [111] равен

$$q_{II} = \frac{(\pi D \rho_B K_{n\perp})^2 d_3}{128 A_{уд} \rho \Phi h} + \left[ \frac{\sqrt{\pi} D \rho_B d_3 c \nu}{8 W \Phi (1 - \nu)} K_{n\perp} \ln\left(\frac{2W}{d_3}\right) + P \right] \frac{\mu}{2 A_{уд}}, \quad (5.23)$$

где  $A_{уд}$  – полная идеальная работа взрыва;  $h$  – ширина воронки выброса;  $P$  – средняя величина горного давления в районе взрывааемых шпуров. Расшифровка остальных буквенных обозначений приведена в главе 3.

Анализ зависимости (5.23) показывает, что в одинаковых по физико-техническим свойствам массивах удельный расход ВВ с глубиной разработки увеличивается.

Упрощенная формула расчета удельного расхода ВВ при проходке выработок с учетом параметров детонации ВВ, геометрических параметров расположения зарядов и горнотехнических условий глубоких горизонтов рудников ППГХО ( $H=450\dots700$  м, ВВ – аммонит 6ЖВ с  $D=4,2\cdot 10^3$  м/с,  $\rho_B=0,8\cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $d_3=0,04$  м,  $A_{уд}=3,5\cdot 10^6$  Дж/кг,  $K_{n\perp}=1$ ,  $W \cong h=0,6$  м,  $\rho=2,5\cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $P=20\cdot 10^6$  Па,  $\nu=0,23$ ,  $c\nu(1-\nu)^{-1}=1,5\cdot 10^3$  м/с), имеет вид

$$q_{II} = \frac{6}{\Phi} (1 + 6\mu). \quad (5.24)$$

ЛНС и расстояние между отбойными или оконтуривающими шпурами, обеспечивающее заданную степень дробления массива и необходимый КИШ получено на основе исследований главы 3 и равно

$$W = a_o \cong 2R_p. \quad (5.25)$$

Радиус зоны регулируемого дробления ( $R_p$ ) с учетом численных значений примерно постоянных параметров определен по формулам (3.69, 5.2) и равен

$$R_p = \frac{2,3c\nu}{(1+\mu)(1-\nu)\Phi} \sqrt{\frac{d_K}{d_e}}, \quad (5.26)$$

где  $c\nu(1-\nu)^{-1}$  – показатель физических свойств отдельности массива, имеющий значения в зависимости от размера отдельности. При  $d_e$  равном 0,05 м, 0,15 м, 0,4 м, 1,0 м, показатель соответственно равен  $1,1\cdot 10^3$ ,  $1,4\cdot 10^3$ ,  $1,7\cdot 10^3$  и  $2\cdot 10^3$  м/с.

Расстояние между врубовыми шпурами или между врубовым шпуrom и компенсационной скважиной в плоскости образуемого забоя, обеспечивающее создание врубовой полости заданной глубины согласно исследованиям [119] равно:

$$a_{ep} = R_p \sqrt{\frac{d_{3П}}{d_K}} = 0,55R_p, \quad (5.27)$$

где  $d_{3П}$  - диаметр камуфлетной полости от взрыва шпура или диаметр компенсационной скважины,  $d_{3П}=0,105-0,125$  м,  $d_K=0,4$  м.

При проходке выработок в породах I-II категории взрываемости используют вертикально-клиновой вруб, в породах III-V категории взрываемости – прямой вруб.

Общее число шпуров, обеспечивающих заданный КИШ определено автором из геометрических соображений и равно

$$N = S_B \cdot S_P^{-1} = 2S_B W^{-2}, \quad (5.28)$$

где  $S_B$  - проектная площадь выработки;  $S_P$  - площадь воронки выброса породы при взрыве одного шпура,  $S_P=0,5W^2$ .

Масса заряда ВВ на один проходческий цикл определяется по известной формуле

$$Q_0 = q_{II} S_B l_{III}, \quad (5.29)$$

где  $l_{III}$  - длина шпуров,  $l_{III}=1,8$  м.

Масса заряда в одном шпуре равна

$$Q_1 = Q_0 N^{-1}. \quad (5.30)$$

Учитывая, что инженерно-геологические и физико-технические свойства пород гранитных массивов изменяются в широком диапазоне: размер естественных отдельностей от 0,05 до 1 м, скорость продольной волны в образце от 4000 до 6000 м/с, коэффициент крепости пород и руд от 8 до 20, вначале систематизированы свойства массивов в соответствии с их взрываемостью на основе расчетов по формуле (5.23).

Расчетные значения рациональных параметров БВР, обеспечивающих заданный КИШ (0,85) и снижение вероятности возникновения удароопасных ситуаций при ведении горных работ на 9-11 горизонтах рудника «Глубокий» в гранитах приведены в табл. 5.6. Основой для выбора параметров БВР по таблице служит средний размер естественных отдельностей (среднее расстояние между трещинами всех систем), определяемые по обнажениям массива.

Используя зависимость (5.23) можно планировать удельные расходы ВВ и бурения при проходке выработок с глубиной разработки.

Применение метода расчета на других горнодобывающих предприятиях РФ возможно после соответствующего анализа свойств и состояния массива в районе ведения горнопроходческих и подготовительных работ.

Таблица 5.6

Рациональные параметры БВР при проходке горнокапитальных и горноподготовительных выработок на 9-11 горизонтах рудника «Глубокий» в удароопасных гранитах

Категория взрываемости	Размер отдельности, м	$q_{II}$ , кг/м <sup>3</sup>	$W$ , м	$\frac{N_{10,5}^*}{Q_{10,5}}$	Средняя масса ВВ в шпуре, кг
I	<0,05	<1,1	>1,0	$\frac{< 22}{20}$	<1,0
II	0,05-0,15	1,1-1,7	1,0-0,8	$\frac{22 - 32}{20 - 32}$	1,0
III	0,15-0,40	1,7-2,8	0,8-0,7	$\frac{32 - 43}{32 - 52}$	1,0-1,2
IV	0,40-1,0	2,8-4,5	0,7-0,6	$\frac{43 - 58}{52 - 84}$	1,2-1,4
V	>1,0	>4,5	<0,6	$\frac{> 58}{> 84}$	>1,4

Примечание: \*  $N$  – число шпуров на забой;  $Q$  – общая масса ВВ на цикл взрывания, кг. 10,5 – площадь сечения выработок, м<sup>2</sup>.

### 5.5. Интенсификация проходки восстающих комбайном 2-КВ с использованием энергии взрыва

Механическое проведение восстающих выработок является наиболее прогрессивным способом с точки зрения безопасности и экономики в сравнении с буровзрывными способами проходки.

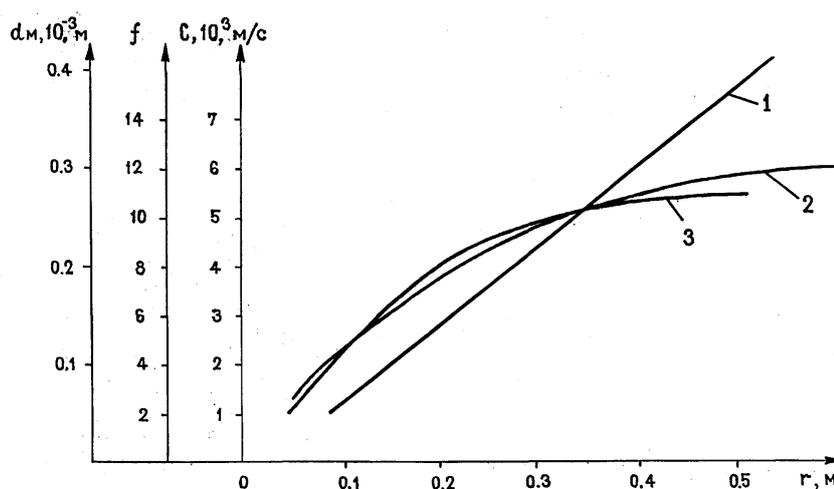
Применяемые на ПАО ППГХО комбайны 2-КВ эффективно работают в породах с коэффициентом крепости по М.М. Протоdjяконову ( $f$ ) до 12. Однако на месторождениях часто встречаются породы с  $f$  более 12. Это высокообразивные граниты, окварцованные трахидациты вне зон тектонических разломов, некоторые разновидности конгломератов и гравелитов, что снижает ТЭП проходки. Например, при проходке восстающего в гранитах ( $f = 16-18$ ) средняя скорость проходки составляет около 0,3-0,5 м в смену (м/см), расход шарошечных долот 32 шт. на 60 м. В массиве окварцованных трахидацитов – 0,5-3 м/см вместо 8 м/см по паспорту. С целью повышения скорости проходки восстающих и снижения расхода шарошечных долот в кварцсодержащих породах предложено использовать энергию взрыва. То есть, предварительно разупрочнить массив взрывом или изменить его напряженное состояние в районе проходки восстающего.

Для обоснования возможности применения энергии взрыва проведены промышленные, экспериментальные и теоретические исследования. На четырех рудниках ПАО ППГХО проведены три серии экспериментальных исследований по рабочим забоям в проходческих и добычных выработках, в массивах гранитов и трахидацитов [136,137].

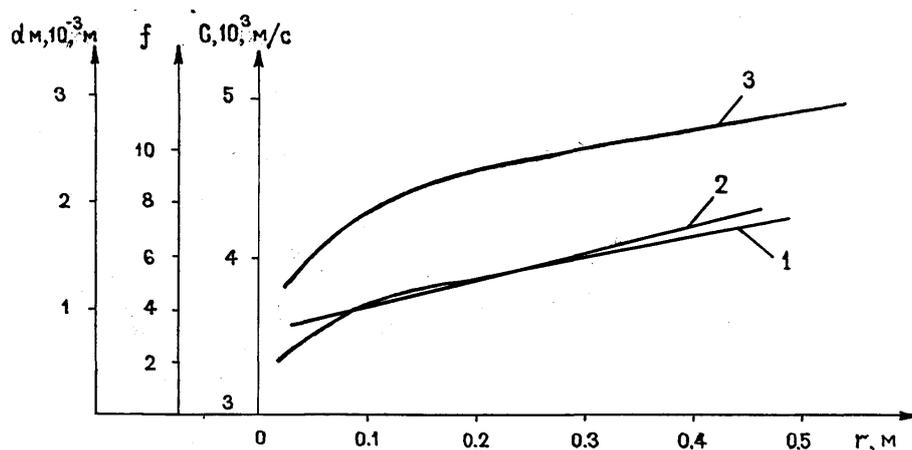
В первой серии после взрыва комплекта шпуров диаметром 40 мм (взрывание – электроогневое, ВВ – аммонал, аммонит 6ЖВ, длина шпуров 1,8 м, масса заряда на шпур 0,8-1,2 кг, число шпуров 24-36) по образованному забою определялись: диаметр зоны раздавливания (диаметр «стакана») от взрыва одного шпура, радиус зоны радиального трещинообразования. Всего проведено замеров более чем по 100 взорванным шпурам. Результаты замеров приведены в табл.2.1 и на рис.2.1,2.2.

Во второй серии, с целью получения количественных закономерностей изменения физико-технических свойств горных массивов с расстоянием от взорванного заряда проведены исследования по 5 проходческим забоям рудника «Восточный» после взрыва аммонала в шпурах диаметром 40 мм. Всего исследовано 15 шпуров. Породы – граниты с размером отдельности 0,4-1,0 м и  $f=14-18$ , трахидациты с размером отдельности 0,5-1,0 м и  $f=8-12$ .

После взрывов, на различном расстоянии от взорванного шпура отбирались пробы и изготавливались образцы. Образцы исследовались под микроскопом с замерами расстояния между микротрещинами, ультразвуковым прибором УКБ 1-М определяли скорость продольных волн. Затем методом толчения определяли коэффициент крепости пород. Результаты экспериментальных исследований приведены на рис. 5.4,5.5.



**Рис.5.4. Экспериментальные зависимости расстояния между микротрещинами ( $d_m$ ) -1, коэффициента крепости ( $f$ ) -2, скорости продольной волны ( $C$ ) -3, для гранитов с расстоянием от взорванного заряда ВВ ( $r$ )**



**Рис.5.5. Экспериментальные зависимости расстояния между микротрещинами ( $d_m$ )-1, коэффициента крепости ( $f$ )-2, скорости продольной волны ( $C$ )-3, для трахидацитов с расстоянием от взорванного заряда ВВ ( $r$ )**

В третьей серии определялось изменение напряженного состояния массива вокруг шпуров диаметром 40 мм до и после их взрывания по специальной ультразвуковой методике. Схема эксперимента и ее результаты приведены на рис.2.7 и 2.8.

Проведенные экспериментальные исследования позволили установить, что взрывание заряда ВВ в глубине трещиноватого горного массива обеспечивает формирование трех зон деформирования массива. Это зоны раздавливания, радиального трещинообразования и взрывных остаточных напряжений. Зона раздавливания характеризуется мелкодисперсным дроблением породы на контакте с зарядом ВВ и запрессовкой взрывной полости частицами породы размером до 10-20 мм. Диаметр зоны раздавливания составляет  $(2-5)d_3$  ( $d_3$  - диаметр заряда ВВ). Зона радиального трещинообразования имеет радиус  $(5-15)d_3$ . Число радиальных трещин от 20 до 50 в гранитах и от 8 до 16 в трахидацитах. Породы зоны радиального трещинообразования интенсивно нарушены микротрещинами со средним расстоянием между ними 0,1-0,5 мм на расстоянии менее  $5d_3$  и 0,5-1,5 мм на расстоянии  $(5-15)d_3$ . Коэффициент крепости уменьшается с 14-18, в ненарушенном взрывом массиве, до 2-12 в гранитах и с 10-12 до 3-8 в трахидацитах.

В зоне остаточных напряжений, находящейся на расстоянии от 15 до 50  $d_3$  от заряда ВВ, под действием взрыва в глубине массива происходит радиальное перемещение раздробленных и нераздробленных отдельностей. Это сопровождается упругим остаточным деформированием отдельностей массива. Скорость продольных волн в зоне остаточных напряжений после взрыва увеличивается с 5340-5790 м/с до 5600-5800 м/с в радиальном направлении и с 5500-5788 м/с до 5548-6100 м/с в тангенциальном направлении. Напряжения увеличивается с 3,9-13,2 МПа до 7,1-18,7 МПа в радиальном направлении и с 5,9-16,4 МПа до 7,7-26,8 МПа в тангенциальном

направлении. При этом остаточное напряженное состояние массива практически не изменяется в течение 0,5 года (см. гл. 2).

Проведенные исследования позволили выделить рациональную область применения способа взрывной подготовки массива к проходке восстающих комбайном 2-КВ на рудниках ПАО ППГХО: это граниты и трахидациты с размером естественных блоков - отдельностей от 0,15 до 1,5 м.

Предложено два варианта взрывной подготовки:

- взрывание одной скважины, проходящей по оси восстающего и проходке восстающего в пределах зоны радиального трещинообразования;
- взрывание 2-3 скважин, находящихся за пределами проектного контура восстающего, симметрично его оси и проходка восстающего в искусственно созданной зоне остаточных напряжений.

Механизм повышения эффективности разрушения массива комбайном 2-КВ в первом варианте основан на снижении прочностных свойств массива. Во втором – на «закачке» в массив упругой энергии, которая преобразуется в энергию разрушения при взаимодействии рабочего органа комбайна с искусственно напряженным массивом.

Для реализации и проверки эффективности взрывной подготовки по первому варианту на 7 горизонте рудника «Восточный» пройден вентиляционный восстающий. Породы – окварцованные трахидациты с размером отдельности 0,4-1,0 м. Из камеры проходки восстающего, предварительно, снизу-вверх, бурили скважину длиной 30 м (длина проектируемого восстающего 60 м) и диаметром 105 мм. Скважину заряжали гранулитом АС-8 на длину 23 м. После взрыва бурили пилот - скважину, а затем проходили восстающий диаметром 1500 мм. Эффективность взрывной подготовки определяли по скорости проходки. Установлено, что на участке взрыва длиной около 30 м скорость проходки составила 2,3 м/см, в не подготовленном взрывом массиве – 1,5 м/см. То есть предложенный вариант является эффективным, но возможные отклонения скважины (при ее длине до 60 м, достигают иногда 3-6 м) и малый радиус зоны радиального трещинообразования (при диаметре заряда ВВ 105 мм равен 0,5-1,5 м) привели к выводу, что вариант проходки выработки не является перспективным.

Если использовать второй вариант, то радиус зоны остаточных напряжений имеет размер  $(15-50) d_3$  и для скважин диаметром 105 мм составляет 1,5-5,0 м. Теоретические исследования, основанные на энергетической теории действия взрыва в трещиноватом массиве, находящемся в условиях горного давления позволили установить зависимость изменения остаточных напряжений с расстоянием от группы зарядов ВВ. Зависимость получена из условия: взрывные нагрузки на дальней границе зоны остаточных напряжений уравниваются трением по берегам естественных трещин, обеспечиваемым горным давлением. При одновременном взрыве нескольких зарядов ВВ ( $N$ ) величина напряжений в центре между зарядами после взрыва равна:

$$\sigma_{ocm}(r) = \left[ \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D\rho_B d_3 c}{\Phi r} \left(1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu}\right) - \mu P_X \right] N + P_Y, \quad (5.31)$$

где:  $P_X, P_Y$  - соответственно, главные компоненты горного давления, перпендикулярные оси взрываемого заряда. В нашем случае  $P_X$  имеет направление «Север-Юг»,  $P_Y$  - «Запад-Восток».

Число взрываемых скважин ( $N$ ), обеспечивающих между ними искусственное поле остаточных напряжений на уровне предела прочности образцов пород на сжатие равно

$$N = \sigma_{сж} \cdot \sigma_{ocm}^{-1}(r_{\Delta}), \quad (5.32)$$

где  $r_{\Delta}$  - половина расстояния между взрывными скважинами.

Численные расчеты величины остаточных напряжений при взрыве двух скважин ( $N=2$ ), расположенных симметрично относительно оси проектируемого восстающего для массивов гранитов и трахидацитов определены при  $D=4,2 \cdot 10^3$  м/с,  $\rho_B=0,9 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>,  $d_3=0,105$  мм,  $r=2$  м. Физико-технические свойства трахидацитов:  $c=4350$  м/с,  $\Phi=6$ ,  $\nu=0,29$ ,  $\mu=0,5$ ,  $P_X=P_Y=16$  МПа. Для гранитов:  $c=4540$  м/с,  $\Phi=5$ ,  $\nu=0,22$ ,  $\mu=0,5$ ,  $P_X=47$  МПа,  $P_Y=30$  МПа.

Расчеты показывают, что при расположении двух взрывных скважин на расстоянии друг от друга равном 4 м величина остаточных напряжений в центре между ними равна: для трахидацитов – 50,6 МПа, для гранитов при расположении скважин на линии «Север-Юг» – 85,2 МПа, на линии «Запад-Восток» – 51,2 МПа. Эти цифры сравнимы с пределами прочности образцов пород на сжатие (97 МПа – трахидациты, 144 МПа – граниты). С учетом коэффициента концентрации напряжений на забое проводимого восстающего равного 1,5-3 можно предположить эффективность разрушения пород комбайном 2-КВ за счет преобразования упругой энергии в энергию разрушения при взаимодействии рабочего органа комбайна с искусственно напряженным массивом.

Промышленные испытания способа взрывной подготовки массива с использованием поля остаточных напряжения проводились на руднике «Восточный» ПАО ППГХО при проходке рудоспуска 4В-608/2. Породы – неравномерно окварцованные трахидациты. Вначале из буровой камеры бурили вертикально вниз две скважины диаметром 105 мм на расстоянии 2 м друг от друга, глубиной 40-45 м. За счет искривления скважин фактическое расстояние между ними составило 2-6 м. Скважины заряжали патронированным аммонитом 6ЖВ, масса заряда в каждой 198 кг, длина – 27 м и взрывались одновременно. Затем бурили пилот-скважину и проходили восстающий комбайном 2-КВ. Результаты хронометражных наблюдений приведены на рис.5.6. Установлено, что скорость проходки на участке, подготовленном взрывом к механическому разрушению увеличивается в среднем с 1,45 м/см до 2,98 м/см.

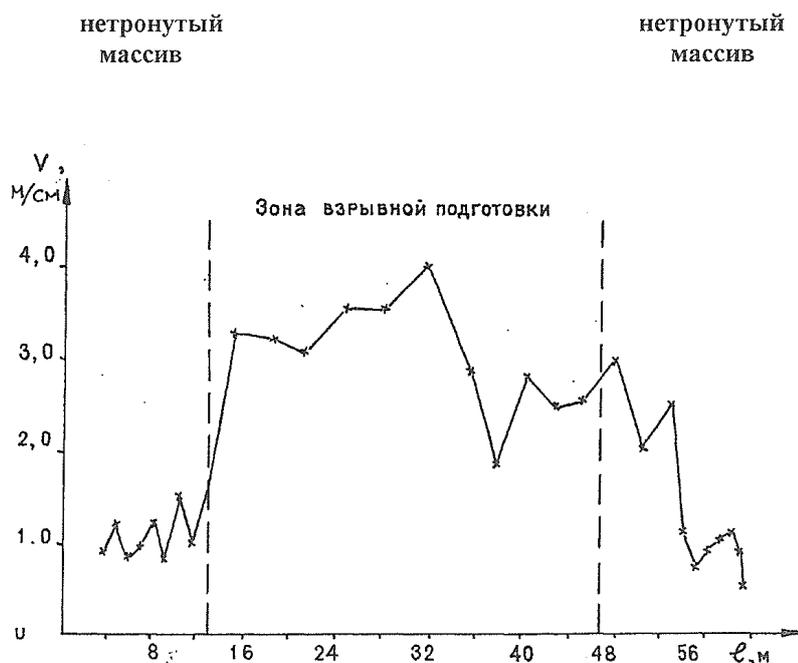


Рис. 5.6. Результаты хронометражных наблюдений за скоростью проходки ( $V$ ) рудоспуска 4В-608/2 по его длине ( $l$ ) комбайном 2-КВ в массиве трахидацитов

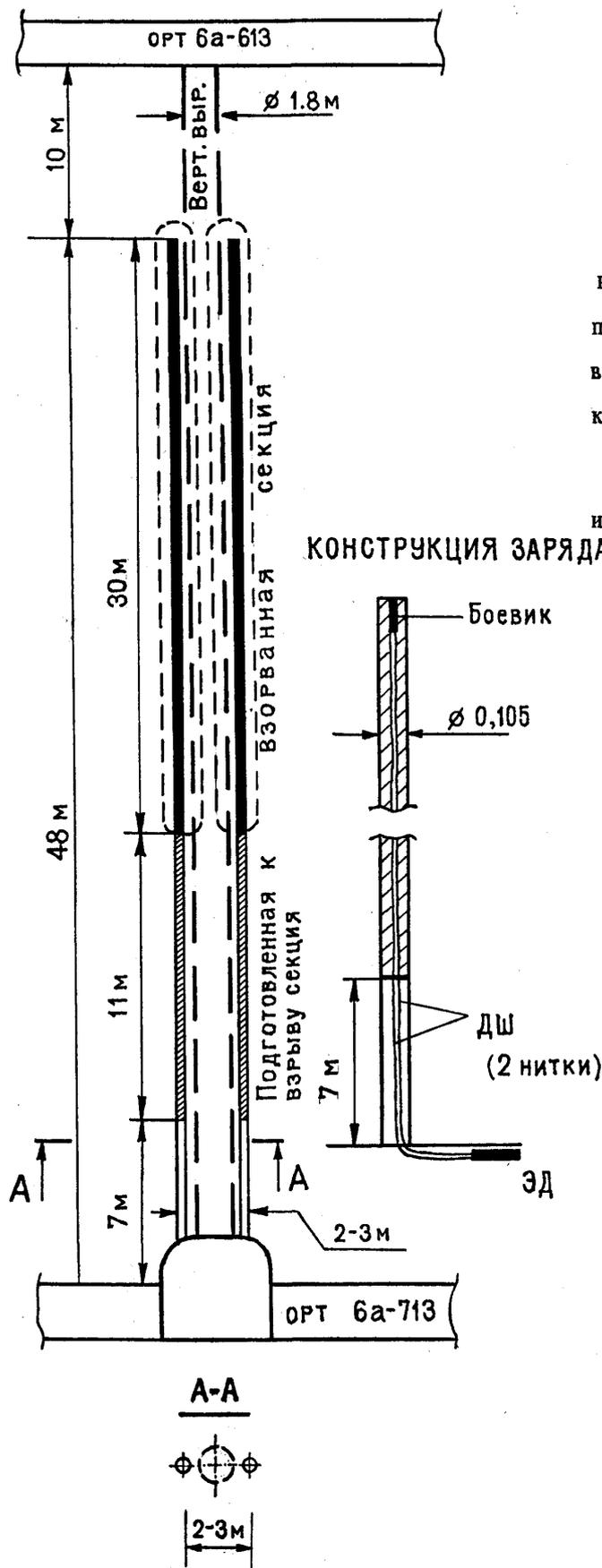
Это происходит преимущественно за счет формирования зоны взрывных остаточных напряжений на расстоянии от скважин от 1 до 5 м.

На основе проведенных исследований «Интенсификация проходки восстающих комбайном 2-КВ с использованием энергии взрыва» разработана нормативно-техническая документация для проектирования и применения в промышленных условиях предварительной взрывной подготовки (ВП) труднобуримых массивов горных пород перед проходкой восстающих комбайном 2-КВ. Цель взрывной подготовки: увеличение скорости проходки восстающих и увеличение стойкости шарошечных долот.

Технология взрывной подготовки массива к механическому разрушению защищена патентом РФ № 1799051 и авторским свидетельством СССР № 1799052 [95,96].

В условиях рудников ПАО ППГХО взрывная подготовка применяется в массивах гранитов III-V категорий трещиноватости (средний размер блока – отдельности более 0,15 м) и окварцованных трахидацитах III-V категории, как правило, расположенных вне рудных зон, зон тектонических разломов и крупных швов. Взрывная подготовка применяется в рудоспусках, закладочных, материальных и вентиляционных восстающих. Паспорт на взрывную подготовку представлен на рис. 5.7.

Механизм взрывной подготовки массива к разрушению. Предварительное взрывание зарядов ВВ в подготавливаемом к механическому разрушению массиве обеспечивает изменение его свойств и состояния. В процессе исследований установлено повышение скорости проходки восстающих комбайном 2-КВ и увеличение стойкости долот происходит из-за снижения коэффициента крепости гранитов с 14-18 до 2-12,



**ПАСПОРТ БВР**  
 взрывной подготовки массива  
 по орту 6а-713 перед проходкой  
 восстающих 6а-713/2, 6а-713/1  
 комбайном 2КВ

Разрез пород:  
 инт. 0-50 м – граниты устойчивые,  
 слабо трещиноватые,  
 коэфф.  $f=16-18$ ,  
 готовят со взрывом;

инт. 50-60м – граниты неустой-  
 чивые, коэфф.  $f=10-12$ , возмож-  
 ны вьвалы, бурятся без взрыва,  
 выше трахидациты.

**Примечание:**

1. Тип ВВ – гранулит АС-8, зарядание зарядной машиной ЗМБС.
2. Взрывание с помощью ДШ проводят в 2 приема, заряжая две скважины. Длина зарядов (2 приема) 30 и 11м; масса заряда (на 2 скв.) – 480 и 176 кг.
3. На один прием взрывания 250м и 120м ДШ, 3 ЭД.
4. Взрывание зарядов в скважинах одновременное.
5. При ведении БВР соблюдаются «ЕПБ при взрывных работах».

Рис. 5.7. Паспорт БВР для взрывной подготовки массива гранитов в бл. 6а-713

трахидацитов с 10-12 до 3-8 в зоне радиальных трещин в результате нарушения пород интенсивной макро и микротрещиноватостью. Кроме того, после взрыва в массиве создается искусственное поле остаточных напряжений, величина которых превышает предел прочности пород на разрыв, и составляет в среднем от 10 до 100 МПа. Повышение эффективности механического разрушения здесь основано на использовании упругой энергии искусственно напряженного взрывом массива, которая преобразуется в энергию разрушения при взаимодействии зубков шарошечных долот комбайна с горным массивом.

Ввиду перекрытия зон радиальных трещин и остаточных напряжений, а также искривления взрывных скважин, наиболее реален двойной механизм интенсификации разрушения массива по длине восстающего, основанный на разупрочнении массива и механической работе остаточных напряжений.

Процесс взрывной подготовки массива к проходке восстающих комбайном 2-КВ состоит из следующих инженерных операций: сбор и анализ геологической и маркшейдерской информации в районе проведения восстающего, составление паспортов на буровзрывные работы для взрывной подготовки в соответствии с настоящей НТД, бурение, зарядание и взрывание скважинных зарядов ВВ. Бурение восстающего с определением скорости проходки и стойкости шарошечных долот.

Кроме того, на основе проведенных исследований рудоспуски, закладочные и вентиляционные восстающие эффективно проходить по разупрочненной тектоническим воздействием части массива, то есть по тектоническим швам и разломам, расположенным близко к вертикали. Поскольку прочностные характеристики массива в разломе в 2-3- раза меньше, чем в ненарушенном массиве, увеличивается скорость проходки и стойкость долот. Помимо этого, на удароопасных участках месторождения «Антей» установлено увеличение скорости проходки в гранитах в 2-4 раза, за счет преобразования энергии повышенного горного давления в механическое разрушение при взаимодействии шарошечных долот с напряженной горной породой.

## **5.6. Расчет параметров БВР на карьерах с целью получения заданной степени дробления**

Основными задачами при ведении буровзрывных работ (БВР) на карьерах Российской Федерации, сложенных различными по степени взрываемости (трещиноватости) горными породами является выбор рациональных параметров БВР. В трудновзрываемых (крупноблочных) породах это приводит к снижению выхода негабарита, в легко взрываемых (мелкоблочных) - к снижению затрат на БВР, что повышает технико-экономические показатели работы горных предприятий.

Помимо этого, использование рациональных параметров БВР снижает экологическую нагрузку на окружающую среду, так как снижает общее количество взрывчатых материалов и, следовательно, выброшенных

ядовитых газов и пыли от взрыва. На разделку негабарита после некачественной отбойки трудновзрываемого массива требуется дополнительный расход ВВ, перерасход ВВ в легко взрываемых породах – это дополнительный выброс пыли и ядовитых газов. При взрыве одного килограмма ВВ выделяется около 1 м<sup>3</sup> газов. Газообразные продукты взрыва представляют собой окислы углерода (СО, СО<sub>2</sub> – приводят к кислородному голоданию человека), окислы азота (NO, NO<sub>2</sub>, N<sub>2</sub>O<sub>3</sub> – приводят к отеку легких), сернистые соединения (H<sub>2</sub>S, SO<sub>2</sub>- обеспечивают раздражение верхних дыхательных путей и отек легких). Кроме того, при взрыве выделяются нетоксичные газы: азот, пары воды и водород.

Решением вопросов о дроблении реальных трещиноватых горных массивов с конца 60-х годов занималась большая плеяда ученых, что изложено в [100], учитывая в расчетах параметров БВР степень трещиноватости массива в виде размера естественной отдельности [45,61], коэффициент крепости породы по М.М. Протодьяконову, работоспособность ВВ, диаметр заряда, размер кондиционного куска и т.д. Однако полученные зависимости имеют как правило эмпирический характер и не всегда позволяют надежно определять параметры БВР ( ЛСПП, сетку расположения скважин, длину перебура и забойки, удельный расход ВВ и интервал замедления) в различных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Вопросы улучшения качества дробления особенно трудно взрываемых пород путем изменения параметров БВР в настоящее время продолжают теоретически и экспериментально исследовать большое количество Российских и зарубежных ученых.

В данном параграфе на основе экспериментальных и теоретических исследований глав 2,3 разработана универсальная методика расчета параметров БВР на карьерах для получения заданной степени дробления в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Цель: обеспечение заданной степени дробления, повышение технико-экономических показателей работы предприятия и снижение экологической нагрузки на окружающую среду. Разработанная методика использовалась и используется на 12 карьерах и 1 разрезе Забайкальского края. Основные формулы расчета параметров БВР определены на основе закона сохранения энергии.

Величина ЛСПП ( $W$ ), расстояние между скважинами в ряду ( $a$ ) и между рядами ( $b$ ), обеспечивающие заданную степень дробления определено с учетом взаимодействия одновременно взрывааемых зарядов и равно (рис.5.8)

$$W = a = b = \frac{\sqrt{\pi}}{2} \frac{D \rho_B d_3 c v}{(\sigma_p + \mu P) \Phi^{0.5} (1 - \nu)} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu}\right) \sqrt{\frac{d_K}{d_e}} + d_e. \quad (5.33)$$

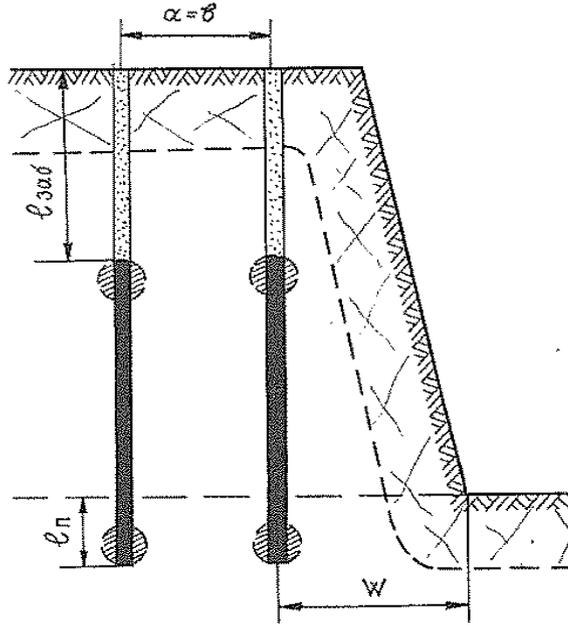


Рис. 5.8. Схема к расчету параметров БВР на карьерах. Заштрихованные окружности – условно сферические заряды ВВ

В связи с высокой вариацией физико-технических свойств горного массива  $\sigma_p, c, \nu, \mu$ , с учетом того, что вблизи откосов уступов  $P \approx 0$ , численных значений параметров, приведенных ранее и основываясь на полуэмпирической зависимости [52]  $c\nu\sigma_p^{-1}(1-\nu)^{-1} = 2 \cdot 10^{-2}(\rho f)^{-0,5} = 4 \cdot 10^{-4} f^{-0,5}$ , получим

$$W = a = b = 2 \frac{D\rho_B d_3}{(f\Phi)^{0,5}} \sqrt{\frac{d_K}{d_e}} \cdot 10^{-4} + d_e, \quad (5.34)$$

где  $d_K, d_e$  – соответственно размер кондиционного куска, размер отдельности;  $f$  - коэффициент крепости породы по М.М. Протодяконову.

Величина перебура, обеспечивающая отсутствие порогов, получена исходя из равенства растягивающего (тангенциального) напряжения (создается при взрыве условно сферического заряда ВВ в перебуре, рис.5.8) в районе нижней бровки уступа – пределу прочности на разрыв отдельности массива.

$$l_{II} = \frac{(\pi W^3 d_e \Phi)^{0,75} r^{1,5} (\sigma_p \frac{\nu}{1-\nu})^{1,5}}{4\rho_B^{1,5} D^3 d_3^2 (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu})}. \quad (5.35)$$

Инженерная формула расчета величины перебура получена из теоретической после подстановки в нее численных значений некоторых не значительно меняющихся параметров и равна

$$l_{II} = 2,42 \cdot 10^{10} \frac{(W^3 f d_e \Phi)^{0,75}}{\rho_B^{1,5} D^3 d_3^2}. \quad (5.36)$$

Теоретическая формула для определения длины забойки (расстояние от верхнего торца заряда ВВ до верхней площадки уступа) определена исходя из учета расположения зарядов на нижнем и верхнем уступах и взаимодействия условно сферических зарядов ВВ в приустьевых частях скважин (рис. 5.8) имеет вид

$$l_{заб} = l_{II} + \left[ \frac{2\rho_B D^2 d_3 \nu (1 - \frac{\mu\nu}{1-\nu})}{(\pi d_e \Phi)^{0,5} (1-\nu) \sigma_P} \sqrt{\frac{d_K}{d_e}} K_{от} K_{нл} K_{\perp} (N) \right]^{2/3}. \quad (5.37)$$

Инженерная формула расчета получена с учетом незначительно меняющихся параметров и имеет вид

$$l_{заб} = [2,7 \cdot 10^{-7} \frac{\rho_B D^2 d_3^2}{(f d_e \Phi)^{0,5}} \sqrt{\frac{d_K}{d_e}}]^{2/3} + 0,5 d_e \quad (5.38)$$

Длину и массу заряда ВВ в скважине определяют по известным формулам [1]

$$l_3 = H_Y + l_{II} - l_{заб}; Q_3 = l_3 \cdot p, \quad (5.39)$$

где  $H_Y$  – высота уступа;  $p$  - вместимость скважины.

Проектный удельный расход ВВ равен [100]

$$q_{II} = Q_3 (H_Y a W)^{-1}. \quad (5.40)$$

Для улучшения качества дробления массива применяют короткозамедленное взрывание рядов скважинных зарядов ВВ с интервалом замедления, определяемым из принципа: волна деформаций от предыдущей группы зарядов достигла последующей группы (см. формулу 3.39).

Численный анализ (3.39) дает инженерную формулу расчета в виде

$$\tau = \frac{a^2 \rho}{2,5 D \rho_B d_3}. \quad (5.41)$$

Данный интервал замедления обеспечивает улучшение качества дробления массива за счет уменьшения величины раскрытия естественных трещин в районе последующей группы зарядов ВВ от взрыва предыдущей группы зарядов ВВ.

Для проектирования параметров БВР необходимо определить средний размер отдельности в массиве (районировать карьерное поле по трещиноватости), определить коэффициент крепости пород, по этим данным, а также детонационным характеристикам ВВ и диаметру скважин, используя методику, определить параметры БВР. Один из вариантов рассчитанных параметров БВР для карьера «Дельмачик» приведен в таблице 1. Расчеты проводились при  $\pi=3,14$ ,  $D=3,6 \cdot 10^3$  м/с,  $\rho_e=0,85 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>, ВВ граммонит М-21,  $d_3=0,15$  м,  $d_K=0,4$  м,  $f=10-16$ ,  $\Phi=120-60$ ,  $H_Y=10$  м,  $P=15$  кг/м, остальные параметры приведены в табл 5.7.

Параметры БВР для обеспечения заданной степени дробления рудных трещиноватых горных массивов карьера «Дельмачик», Забайкальского ГОКа

Категория трещиноватости	$W=a+b$ , м	$l_{пер}$ , м	$l_{заб}$ , м	$Q_3$ , кг	$q$ , кг/м <sup>3</sup>	$\tau$ , мс
I	>5,5	<1,5	>6,0	<82	<0,27	>50
II	5,5-3,5	1,5	6,0-2,5	82-135	0,27-1,1	50-30
III	3,5-3,0	1,5-2,0	2,5-2,0	135-150	1,1-1,6	30-20
IV	3,0	2,0-2,5	2,0-1,5	150-165	1,6-1,8	20
V	<3,0	>2,5	<1,5	>165	>1,8	<20

Примечание. В таблице приведены округленные величины параметров  $W$ ,  $l_{пер}$ ,  $l_{заб}$ .

В параграфе приведен метод расчета параметров БВР на карьерах с целью обеспечения заданной степени дробления трещиноватого горного массива. Использование метода расчета направлено на повышение экономической эффективности буровзрывных работ и снижения экологической нагрузки на окружающую среду. Метод расчета универсален, так как формулы включают основные физико-технические параметры горного массива, кондиционный размер куска и базовые детонационные характеристики ВВ.

На основные процессы и формулы расчета параметров имеются 1 авторское свидетельство СССР (№711792, 1979 г.) и 3 патента Российской Федерации на изобретения (№2039248, 1995 г., №2239783, 2004 г., №2239784, 2004 г.).

Указанный метод расчета был использована на карьерах «Тулукуй» (урановая руда), «Громовский» (марганцевая руда), «Камень-2» (гранит), разрезе «Уртуйский» (уголь) ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение». На карьерах «Юбилейный» (флюорит), «Шахматное» (флюорит), «Железный кряж» (золотоносная руда), «Богомоловский» (золотоносная руда) ФГУГП «Читагеологоразведка». На карьере «Дельмачик» ОАО Забайкальский ГОК (золотоносная руда), карьере ЗАО «Новоорловский ГОК» (вольфрамовая руда).

### 5.7. Разработка и использование П-образных и замкнутых схем короткозамедленного взрывания при дроблении крупноблочных, нарушенных массивов взрывом

Основной причиной некачественного взрывного дробления крупноблочных массивов является естественная или искусственная макротрещиноватость, в случае, если размер естественных отдельностей превышает размер кондиционного куска. При взрыве скважинных зарядов ВВ в результате расширения газообразных продуктов детонации в крупноблочном, нарушенном горном массиве происходит разрушение

отдельностей за счет их перемещения и соударения, а также распространения от зарядов ВВ волн напряжений. Существенным препятствием на пути распространения волн напряжений, а также демпфирующим слоем при соударении отдельностей служат заполненные и не заполненные макротрещины. Они полностью или частично гасят энергию волн напряжений [47, 63, 155, 16] и поглощают энергию при соударении отдельностей вблизи заряда ВВ.

Для ликвидации отрицательного влияния макротрещиноватости на качество дробления на удалении от зарядов вначале взрывают группу оконтуривающих скважинных зарядов, расположенных в виде П или О. Под действием давления продуктов детонации происходит смещение отдельностей в центр оконтуренного блока, что сопровождается закрытием макротрещин. При короткозамедленном взрыве зарядов внутри блока волны напряжений распространяются с меньшим затуханием на сомкнутых макротрещинах и соударение отдельностей происходит с большим эффектом их дробления.

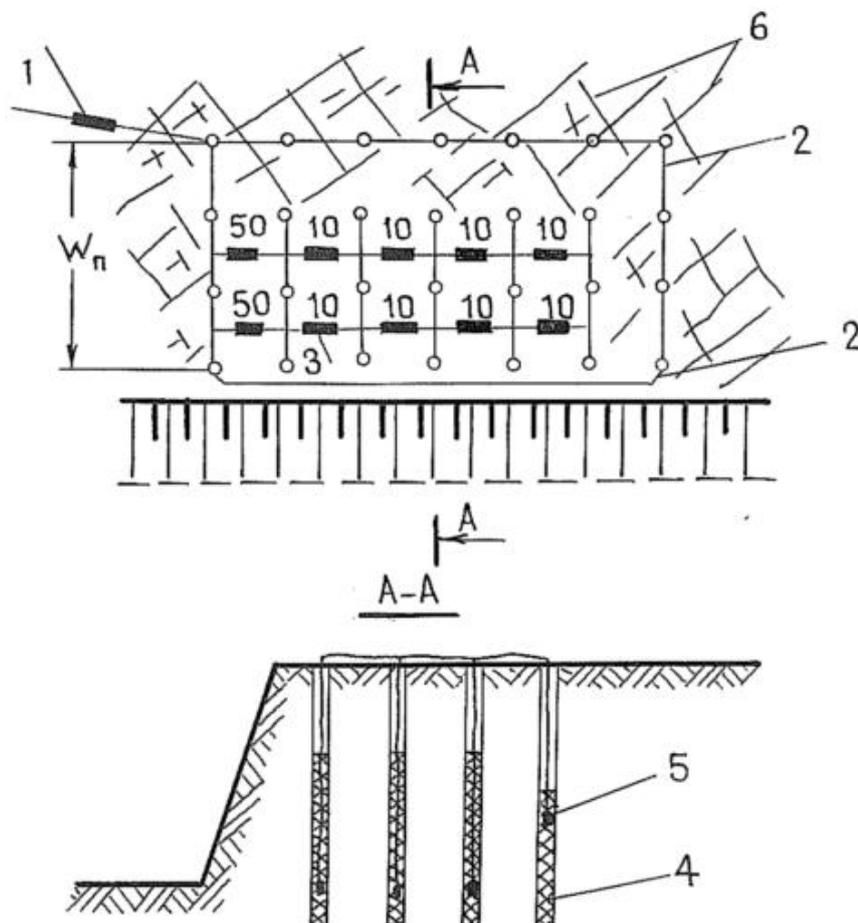
Используя эффект уплотнения трещиноватого массива взрывом оконтуривающих зарядов, можно управлять шириной развала взорванной горной массы. При необходимости – обеспечить максимальный выброс горной массы, например, при ее взрывной транспортировке с вышележащего на нижележащий уступ.

Эффект увеличения радиуса зоны радиального трещинообразования ( $R_{TP}$ ), а значит улучшения качества дробления массива взрывом при предварительном закрытии макротрещин в массиве подтверждается и теоретическими и численными расчетами в главе 3. В формулах (3.69) и (3.70) с уменьшением величины раскрытия трещин в массиве ( $\delta$  входит в показатель трещиноватости  $\Phi$ )  $R_{TP}$  увеличивается, а значит качество дробления при одинаковых параметрах БВР улучшается. Это приводит к снижению удельного расхода ВВ на отбойку.

Предложенная технология обладает научной [131] и технической новизной. В главе 3 получены закономерности изменения деформаций трещиноватого горного массива под действием взрыва в пространстве и времени. Технология КЗВ с применением П-образных и замкнутых систем защищена авторским свидетельством СССР № 711792 «Способ многорядного КЗВ скважинных зарядов ВВ в трещиноватых породах» [51]. Технология разработана на основе промышленных экспериментальных, теоретических исследований и промышленных испытаний в условиях карьеров комбината «Ураласбест» и рудника открытых работ Тырныаузского вольфрамо-молибденового комбината (РОР ТВМК).

В скважинах, оконтуривающих отбиваемый участок блока (рис. 5.9-5.10), массу (длину) заряда ВВ принимают на 20-30 % меньше, чем внутри блока. При использовании П-образных и замкнутых схем КЗВ допускается снижение массы заряда в каждой скважине блока, то есть снижение удельного расхода ВВ на 10-15 %.

Инициирование зарядов ВВ в скважинах последнего ряда – прямое, что повышает устойчивость откосов рабочих уступов, боевик устанавливают на расстоянии 1,5-2,5 м от верхнего торца заряда (рис. 5.9-5.10). В остальных скважинах – обратное инициирование с расположением боевика согласно применяемой технологии.



**Рис.5.9. П-образная схема КЗВ трудно взрываемого участка блока с поперечным взрыванием зарядов внутри участка. 1 – ЭД; 2 – ДШ; 3 – КЗДШ; 4 – ВВ; 5 – боевик; 6 – естественная трещиноватость; 50,10 – интервалы замедления в мс**

П-образную схему оконтуривания применяют при количестве рядов скважин  $N=3-5$ . Соотношение длины (по фронту) и ширины (по глубине массива) участка блока равно  $2:1(\pm 0,1)$ .

Замкнутую схему оконтуривания применяют при  $N>5$  с соотношением длины и ширины участка блока  $1:1(\pm 0,1)$  (рис.5.10).

Интервал замедления  $\tau$  между группой оконтуривающих зарядов и первой группой зарядов внутри участка блока, достаточный для закрытия макротрещин в оконтуривающем участке, определен в соответствии с формулой (5.41) и приблизительно равен

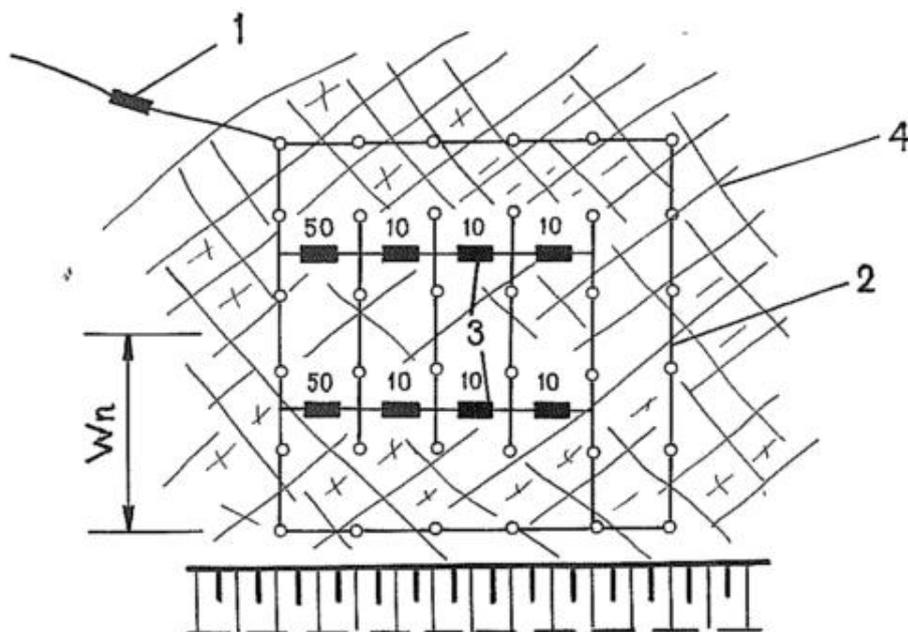
- для массивов пород с естественной трещиноватостью

$$\tau = 3W_{II}, \text{ мс;}$$

- для нарушенных массивов в зонах сдвижений и обрушений

$$\tau = (4-5)W_{II}, \text{ мс;}$$

где  $W_{II}$  - для II-образных схем КЗВ (рис. 5.9) есть расстояние от первого до последнего ряда скважин, м;  $W_{II}$  - для замкнутых схем КЗВ (рис.5.10) есть половина расстояния от первого до последнего ряда скважин на оконтуриваемом участке блока, м.



**Рис.5.10. Замкнутая схема КЗВ трудно взрываемого участка блока с поперечным взрыванием зарядов внутри участка: 1 – ЭД; 2 – ДШ; 3 – КЗДШ; 4 – естественная трещиноватость; 50,10 – интервалы замедления в мс**

Интервал замедления между группами скважинных зарядов внутри блока равен 10 мс. При этом (во избежание подбоя ДШ и обеспечения эффективности дробления) суммарный интервал замедления групп зарядов внутри блока не должен превышать 150 мс.

Опытно-промышленные испытания II-образных и замкнутых схем КЗВ было произведено на карьерах комбината «Ураласбест» и РОР ТВМК. Гранулометрический состав определялся сравнительно в контрольной части блока (взрываемой по известным схемам КЗВ), расположенной рядом с экспериментальной фотопланиметрически или линейным методом. Кроме того, определялось ширина развала и граница зоны заколов. Результаты работ приведены в табл. 5.8 и 5.9. На карьерах комбината «Ураласбест» отбито 400 тыс. м<sup>3</sup> горной массы, на РОР ТВМК 50 тыс. м<sup>3</sup>. В результате установлено: по комбинату «Ураласбест» средний размер куска уменьшается с 31 до 25 см, то есть на 20 %, выход фракции +800 мм – на 30-40 %.

В монографии [63] стр. 74, 143-148 независимо, экспериментально, в промышленных условиях подтверждены результаты исследований по использованию II-образных схем КЗВ. На карьере «Мурунтау» установлено фактическое уменьшение удельного расхода ВВ на 15 %, снижение среднего размера куска на 20 %, выхода негабарита на 25 %. На 27,5 % увеличена производительность экскавации.

Таблица 5.8

Результаты промышленных испытаний П-образных схем КЗВ на карьерах ОАО «Ураласбест»

Дата взрыва	Тип породы, категория по взрываемости	Взрываемые блоки	Объем взорванной массы, тыс. м <sup>3</sup>	Параметры экспериментальных блоков			Средний размер куска, см	Выход фракции +800 мм, %	Ширина развала, м	Граница зоны заголов, м
				τ <sub>1</sub> , мс	τ <sub>2</sub> , мс	размеры блоков М×М				
15.07.76	серпентинит, Ш	к	2,5	35	0	15×30	21,4	4,3	-	10
16.07.76	габбро, П-Ш	э	3,0	35	35	12×24	17,0	0	-	8
29.07.76	серпентинит, Ш-IV	к	11,0	35	35	12×25	-	-	32	14
30.11.76	серпентинит, Ш	э	17,0	35	35	16×30	-	-	37	14
03.12.76	диорит, П	к	7,5	70	35	12×30	27,3	11,5	21	12
10.06.77	перидотит, IV	э	10,5	35	35	18×30	22,0	5,5	16	6
07.06.77	серпентинит, IV	к	22,0	70	35	15×30	25,9	8,5	16	-
21.06.77	перидотит, III	э	22,5	35	70	27×45	20,0	4,6	12	-
28.06.77	серпентинит, IV	к	15,0	70	35	16×36	-	-	20	16
05.07.77	перидотит, IV	э	23,8	35	35	36×42	27,3	8,8	17	12
07.07.77	серпентинит, IV	к	12,0	70	35	16×36	20,6	3,9	32	25
01.08.77	серпентинит, Ш-IV	э	20,0	105	70	20,3	-	-	29	22
		э	19,1	35	0	15×30	-	-	20	-
		к	7,5	70	35	15×31	24,6	6,6	27	-
		э	12,9	35	35	16×36	16,6	0	26	-
		к	20,8	70	70	36×42	31,0	10,2	33	-
		э	26,0	105	70	20,3	25,4	4,2	20	-
		к	11,2	105	35	16×36	26,2	6,1	40	-
		э	11,5	70	35	36×42	25,0	6,6	34	-
		к	13,2	70	35	16×36	27,1	8,7	-	-
		э	19,4	70	35	36×42	23,4	6,3	-	-
		к	7,4	70	0	16×36	27,2	8,7	12	11
		э	14,1	70	0	16×36	20,3	7,1	15	7

Дата взрыва	Тип породы, категория по взрываемости	Взрываемые блоки	Объем взорванной массы, тыс. м <sup>3</sup>	Параметры экспериментальных блоков			Средний размер куска, см	Выход фракции +800 мм, %	Ширина развала, м	Граница зоны заколов, м
				$\tau_1$ , мс	$\tau_2$ , мс	размеры блоков М×М				
09.06.77	серпентинит, Ш-IV	к	7,2	35	35	20×38	26,1	7,6	-	-
15.06.77	серпентинит, IV	э	6,8	40	20	14×24	22,5	3,6	-	-
22.06.77	габбро, III	к	10,2	55	40	14×36	22,5	3,9	-	-
12.07.77	перидотит, V	э	11,6	50	20	25×40	18,6	0	-	-
	перидотит, IV	к	12,0				44,6	22,4	-	-
		э	17,5				37,7	15,4	-	-
		к	10,0				34,1	12,1	-	-
		э	10,8				28,2	8,5	-	-

к – контрольный блок;

э – экспериментальный блок;

$\tau_1$  – интервал замедления между группой оконтуривающих зарядов ВВ и первой группой зарядов внутри блока;

$\tau_2$  – суммарный интервал замедления между группой зарядов внутри блока.

Таблица 5.9

## Результаты промышленных испытаний П-образных и замкнутых схем КЗВ на РОР Тырныаузского ВМК

Дата взрыва	Карьер, горизонт, № блока	Тип породы, категория трещиноватости	Индекс частей блока	Объем взорванной массы, тыс. м <sup>3</sup>	Схема взрывания	Параметры экспериментальных блоков			Средний размер куска, см	Выход фракции +800 мм, %	Ширина развала, м
						τ <sub>1</sub> , мс	τ <sub>2</sub> , мс	размеры блоков, м×м			
25.08.91	Мукулан г. 2550 бл.№69	роговики IV	к	10,0	диагон.	35	55	20×20	0,27	8,0	23
			э	6,0	замкн.				0,17		18
01.09.91	Мукулан г. 2330 бл.№73	скарниров. мрамор IV-V	к	5,0	порядн.	35	35	12×12	0,27	4,5	-
			э	1,7	П-образ.				0,22		-
01.09.91	Мукулан г. 2450 бл.№75 (запад)	роговик II-III	к	5,0	порядн.	35	70	25×20	0,19	3,5	20
			э	7,5	П-образ				0,15		18
01.09.91	Мукулан г. 2450 бл.№75 (восток)	роговик III	к	10,0	диагон.	35	70	45×25	0,20	-	18,12
			э	12,5	П-образ				0,14		
16.06.91	Высотный г.2705 ЭЖГ №33	роговик III	к	20,0	диагон.	70	70	60×25	-	-	-
			э	22,5	замкн.				-		-

Условные обозначения:

к – контрольный блок; э – экспериментальный блок; τ<sub>1</sub> – интервал замедления между контуром и зарядами

## *Выводы к главе 5 и направления дальнейших исследований*

Разработка и эффективное использование новых способов и методик расчета параметров БВР для управления свойствами трещиноватого массива взрывом, разработанных автором подтвердили результаты теоретических и экспериментальных исследований.

1. Использование методов расчета параметров БВР при подготовке трещиноватых массивов к ПВ позволило получить заданную степень дробления на рудниках №4, №2, №1 ПАО ППГХО, что увеличило коэффициент извлечения металла с 0,6-0,63 до 0,7-0,75.

2. Использование расчетных параметров БВР при отбойке маломощных рудных тел на рудниках ПАО ППГХО позволило снизить разубоживание с 50-60 до 30-40%.

3. Разработка и использование метода расчета параметров БВР и конструкции заряда ВВ для увеличения выхода машинных классов урановых руд за счет учета взрываемости массива позволило уменьшить выход фракции -40 мм с 38-40% до 20-26%, увеличить выход машинных классов с 28-40% до 34-45%. При этом удельный расход ВВ уменьшился с 1,6-1,9 кг/м<sup>3</sup> до 1,2-1,6 кг/м<sup>3</sup>.

4. Использование расчетных параметров БВР при проходке выработок на удароопасных участках месторождения «Антей» позволили обеспечить безопасность работ и заданный КИШ в различных по степени трещиноватости горных массивах.

5. Применение научно-технического решения по интенсификации проходки восстающих комбайном 2-КВ с предварительным взрыванием скважин на рудниках ПАО ППГХО позволило увеличить скорость проходки в труднобуримых гранитах и трахидацитах в 1,5-2 раза, а стойкость долота в 2 раза.

6. Использование метода расчета параметров БВР на ОГР, применения П-образных и замкнутых схем КЗВ позволило уменьшить средний размер куска на 20%, выход негабарита на 30-40%.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате целенаправленных промышленных экспериментальных и теоретических исследований результатов действия взрыва на трещиноватый, напряженный горный массив в условиях подземных и открытых горных разработок получены следующие научные и практические результаты.

1. Разработан и экспериментально доказан физический механизм действия взрыва в напряженном, трещиноватом горном массиве. Взрывание заряда ВВ, находящегося в отдельности массива приводит к образованию зон раздавливания, радиальных трещин в отдельности за счет действия волны напряжения. Под действием квазистатического давления ПД раздробленная отдельность движется в радиальном направлении, что приводит к упругопластическому деформированию окружающего массива, то есть происходят «пластические» деформации между гранями отдельностей и упругие деформации отдельностей окружающего массива. При наличии открытой поверхности вблизи заряда часть массива между зарядом ВВ и поверхностью выбрасывается.

После падения давления в зарядной полости часть окружающего массива смещается в сторону зарядной полости. Это происходит за счет упругой реакции массива и горного давления, суммарной энергии, которых достаточно для преодоления сил трения между гранями отдельностей. В этой части массива, находящейся за зоной дробления отдельностей, естественные трещины, субпараллельные контурам зарядной полости или вновь образованной поверхности раскрываются – появляются заколы.

В части массива, находящейся за зоной заколов, энергии упругой реакции и горного давления не достаточно для преодоления сил трения между гранями отдельностей и массив находится в остаточном НДС - так образуется зона остаточных напряжений. Эта зона находится между зоной заколов и зоной колебаний.

Полученные при проходке выработок в условиях рудников ПАО ППГХО размеры зон составляют: диаметр зоны раздавливания  $(1,2-5,0)d_3$ , радиус зоны трещинообразования  $(2,5-15)d_3$ , расстояние от контура выработки до границы зоны заколов  $(10-50)d_3$ , до границы зоны остаточных напряжений  $(40-120)d_3$ .

2. На основе механизма действия взрыва в трещиноватом массиве, исходя из энергетических позиций, впервые решена задача по определению радиальных сжимающих и растягивающих напряжений, величины деформаций трещиноватого массива, скорости перемещения отдельностей в массиве и времени распространения этого процесса при взрывании одиночного цилиндрического заряда ВВ в безграничном массиве и при наличии открытых поверхностей вблизи заряда ВВ. Получены теоретические формулы для расчета радиуса зоны раздавливания, радиального трещинообразования, заколов и остаточных напряжений. Во всех аналитических формулах искомые параметры зависят от базовых физико-механических свойств отдельностей массива (пределы прочности на сжатие,

растяжение, модуль упругости, объемная масса, коэффициент Пуассона), показателя трещиноватости массива, включающего размер отдельности, раскрытие трещин, количество систем трещин, угол наклона трещин к действующей нагрузке, величины горного давления и коэффициента трения между гранями отдельностей. Кроме того, искомые параметры зависят от детонационных свойств ВВ (скорость детонации, плотность заряжения, полная идеальная работа взрыва) и горнотехнических параметров (диаметр скважин, размер кондиционного куска, число скважин в группе и групп скважин в блоке). Получены теоретические формулы для расчета усиления действия взрыва при групповом, мгновенном взрывании зарядов и при КЗВ групп зарядов ВВ. Все полученные формулы являются универсальными, то есть применимыми в любых горно-геологических и горнотехнических условиях на ПГР и ОГР.

Достоверность полученных теоретических формул подтверждена сравнением расчетных значений размеров зон деформирования массива с фактическими, получаемыми в реальных горных массивах.

3. Количественно определен показатель трещиноватости (деформируемости) горного массива при ведении ВР на открытых и подземных горных разработках, устанавливаемый по среднему размеру естественной отдельности в массиве. Показатель трещиноватости существенно влияет на взрываемость и устойчивость горного массива. Впервые количественно, через коэффициент разрыхления установлен показатель деформируемости сыпучего массива.

4. Разработаны универсальные методы расчета параметров БВР для достижения заданной степени дробления на открытых горных разработках, при взрывной подготовке массива к подземному выщелачиванию, при камерных вариантах систем разработки. Использование параметров БВР для достижения заданной степени дробления в блоках ПВ позволило увеличить коэффициент извлечения металла с 0,6-0,63 до 0,7-0,75.

5. Разработан и используется метод расчета параметров БВР при проходке выработок на удароопасных участках, цель которого обеспечить заданный КИШ и снизить частоту динамических проявлений горного давления.

6. На основе установления физических закономерностей действия взрыва в напряженных горных массивах разработаны и используются новые взрывные способы разгрузки удароопасных массивов при различных схемах подготовки и отработки блоков. По сравнению с инструктивными документами ВНИМИ, объем БВР при разгрузке выработок снижается в 2-3 раза, при разгрузке внутриблоковых целиков объем БВР снижается в 6-7 раз.

7. Разработаны и используются на рудниках ПАО ППГХО методы расчета динамически устойчивых и ударобезопасных размеров целиков и обнажений горного массива при проходке выработок и камерных вариантах систем разработки. Расчетные формулы устойчивых размеров обнажений и целиков впервые учитывают и остаточное напряженное состояние массива от

действия взрыва при обнажении массива, и циклическое сейсмическое действие последовательных взрывов.

8. Разработан способ интенсификации проходки восстающих комбайном 2-КВ, включающий бурение скважин за контуром проектируемого восстающего и их взрывание с формированием поля остаточных напряжений в пределах восстающего. При использовании способа в гранитах, техническая скорость проходки увеличилась в 2,1 раза, расход шарошечных долот уменьшился в 2 раза за счет преобразования упругой, остаточной энергии массива в энергию разрушения при взаимодействии рабочего органа комбайна с искусственно напряженным массивом.

9. Используя эффект формирования остаточных деформаций (напряжений) во времени и пространстве в трещиноватом, крупноблочном горном массиве разработаны П-образные и замкнутые схемы КЗВ. Применение их на карьерах ОАО «Ураласбест» обеспечило снижение среднего размера куска на 20 %, уменьшение выхода негабарита на 30-40 %. По ТВМК – снижение среднего размера куска на 20-30 %, выхода фракции +800 мм на 75 %. Эти данные подтверждаются независимыми исследованиями на карьере «Мурунтау». Эффект улучшения качества дробления происходит за счет закрытия естественных трещин после взрыва оконтуривающих скважин и более равномерного распределения энергии от взрыва скважин внутри блока. На приведенные в монографии способы имеется 27 авторских свидетельств СССР и патентов Российской Федерации.

Предлагаемые методы расчета и способы ведения взрывных работ являются универсальными и могут быть использованы на любом горнорудном предприятии после анализа физико-технических свойств горных массивов и горнотехнических условий.

Перспективы дальнейших исследований могут лежать в области разработки научно-методических основ расчетов динамически устойчивых размеров потолочин при камерных вариантах систем разработки и подготовке блоков к ПВ, динамически устойчивых углов откосов уступов и бортов карьеров; в области разработки технологии ведения ВР с целью снижения отрицательного действия взрыва на устойчивость горного массива в условиях ПГР и ОГР, а также безопасных параметров систем разработки и технологии ведения ВР в массивах, опасных по горным ударам и выбросам.

## ИСПОЛЬЗОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА И ДРУГИЕ ИСТОЧНИКИ

1. Анализ влияния степени взрывного разупрочнения массива на стойкость шарошечных долот // В.В. Коломоец, В.И. Мочалов, А.И. Клеин и др.//Черная металлургия: бюл. НТИ – 1991. – Вып.8. С. 24-26.
2. Андреев К.К., Беляев А.Ф. Теория взрывчатых веществ. М.: Оборонгиз, 1960. 596 с.
3. Баклашов И.В., Картозия Б.А. Механические процессы в породных массивах. – М.: Недра, 1986. 272 с.
4. Баранов А.О. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. - М.: Недра, 1985. 224 с.
5. Баранов Е.Г. Короткозамедленное взрывание. – Фрунзе: Илим, 1971. 146 с.
6. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н. Метод взрывания с предварительным оконтуриванием разрушаемого массива // Горный журнал, 1964, № 7. С. 30-34.
7. Барон Л.И., Личели Г.П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. - М.: Недра. 1966. 134 с.
8. Барон Л.И., Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании. – Л.: Наука, 1975. 338 с.
9. Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. Физика взрыва. - М.: Наука, 1975. 703 с.
10. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. - М.: Физматгиз, 1959. 792 с.
11. Безопасность взрывных работ в промышленности // Б.Н.Кутузов, Ф.М.Гладжий, С.А.Давыдов, Б.И.Вайнштейн, В.И.Зенин. – М.: Недра, 1977. 344 с.
12. Белоусов В.В. Тектонические разрывы, их типы и механизм образования//Труды геофизического института АН СССР, 1952, № 17. С. 1-145.
13. Беляев А.Ф., Садовский М.А. О природе фугасного и бризантного действия взрыва // В кн.: Физика взрыва, № 1. М.: изд. АН СССР, 1952. С. 3-20.
14. Бронников Д.М., Замесов Н.Ф., Богданов Г.И. Разработка руд на больших глубинах. - М.: Недра, 1982. 220 с.
15. Булычев Н.С., Фотиева Н.Н., Стрельцов Е.В. Проектирование и расчет крепи капитальных выработок. – М.: Недра, 1986. 287 с.
16. Буровзрывные работы на угольных разрезах./Под ред. Н.Я. Репина. М.: Недра, 1987. 254 с.
17. Ветров С.В. Допустимые размеры обнажений горных пород при подземной разработке руд. – М.: Наука, 1975. 232 с.
18. Вовк А.А., Смирнов А.Г., Благодаренко Ю.А. О двух составляющих поля напряжений вблизи заряда ВВ // ФТПРПИ, 1976, №6. С. 28-31.
19. Гзовский, М. В. Основы тектонофизики. – М.: Наука, 1975. 536 с.
20. Гражданская оборона на железнодорожном транспорте: Учебник для вузов ж.-д. транспорта // И.И. Юрпольский, Г.Т. Ильин, Н.Н. Янченков и др./ Под ред. И.И. Юрпольского. - М.: Транспорт, 1987. 272с.

21. Демидюк Г.П. О механизме действия взрыва и свойствах ВВ // В кн.: Взрывное дело, № 45/2, М.: Недра, 1961. С. 20-35.
22. Демидюк Г.П., Ведутин В.Ф. Эффективность взрыва при проведении выработок. - М.: Недра, 1973. 152 с.
23. Дроговейко И.З. Разрушение мерзлых грунтов взрывом. – М.: Недра, 1981. 244 с.
24. Друкованный М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. - М.: Недра, 1973. 414 с.
25. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. – М.: Недра, 1973. 318 с.
26. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. – М.: Недра, 1988. 270 с.
27. Ерофеев М.Е. Повышение эффективности горных работ на рудниках. - М.: Недра, 1988. 249 с.
28. Ефремов А.В., Усольцев С.П., Георгиев Н.Т. Классификация взрывных способов образования врубовой полости при проходке выработок // Развитие технологии добычи руд на больших глубинах.- Новосибирск: Наука. 1988. С.114-123.
29. Ефремов Э.И., Харитонов В.Н., Семенюк И.А. Взрывное разрушение выбросоопасных пород в глубоких шахтах. – М.: Недра, 1979. 253 с.
30. Закладочные работы в шахтах: Справочник // Под ред. Д.М. Бронникова, М.Н. Цыгалова. М.: Недра, 1980. 400 с.
31. Замесов Н.Ф. Применение теории подобия и размерности при моделировании процесса дробления пород взрывом // В кн.: Проблемы механизации горных работ. М., Из. АН СССР, 1963. С. 101-111.
32. Зельдович Я.Б., Мышкис А.Д. Элементы прикладной математики. – М.: изд. Наука, 1972. 592 с.
33. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. – М.: Недра, 1985. 248 с.
34. Именитов В.Р. Технология, механизация и организация производственных процессов при подземной разработке рудных месторождений. - М.: Недра, 1973. 464с.
35. Инженерная методика определения категории удароопасности горного массива при проходке выработки или первичной заходки (с использованием ультразвуковых приборов контроля).- Фонды СибНИПИПромтехнологии, арх.№А-03777. Научн. руководит. к.т.н. Тюпин В.Н. 1989. 32с
36. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных, нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам. РД 06-329-99.-М. Н-Т центр по без. в пром. Госгортехнадзора РФ. 2000 г. 79 стр.
37. Исаков М.Е., Казаченко М.С., Мостков В.М. Определение зоны нарушенных пород в массиве вокруг выработок ультразвуковым способом // Шахтное строительство, 1967, № 1. С. 20-25.

38. Использование энергии взрыва в качестве эффективного и экологически безопасного способа интенсификации КВ урановых и золотосодержащих руд /Авт. В.Н. Тюпин, Р.В. Зайцев, В.И. Барышников, В.А. Трухин // Безопасность труда в пром. 1999, № 6. С. 12-14.

39. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. – М.: Недра, 1975. 190 с.

40. Киттель Ч. Введение в физику твердого тела. – М.: Изд. «Технико-теор. литер.», 1957. 523 с.

41. Комплексные инженерно-геофизические исследования при строительстве гидротехнических сооружений. /Под. ред. И.А. Савича, Б.Д. Куюнджича. – М.: Недра, 1990. 462 с.

42. Крючек Н.А., Латчук В.Н., Миронов С.К. Безопасность и защита населения в чрезвычайных ситуациях: Учебник для населения / Под общ. ред. Г.Н. Кириллова. – М.: Изд. НЦЭНАС, 2001. 264с.

43. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. - М.: Недра, 1973. 310 с.

44. Кутузов Б.Н., Лемеш Н.И., Плужников В.Ф. Классификация горных пород по взрываемости для карьеров // Горный журнал.- 1979.№2. С.41-43.

45. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Перспективы развития техники и технологии взрывных работ на карьерах // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1971, № 5. С. 83-88.

46. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Определение интервала короткозамедленного взрывания зарядов в трещиноватом массиве // Изв. ВУЗов. Горн. журнал, 1979, №1. С.28-35.

47. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Определение размера зоны регулируемого дробления при взрыве заряда в трещиноватом массиве // Изв. ВУЗов. Горный журнал. 1979, №8. С. 30-35.

48. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Определение размеров зон деформирования трещиноватого массива взрывом заряда ВВ // Изв. ВУЗов. Горный журнал. 1983, №4. С. 53-58.

49. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Определение удельного расхода ВВ для достижения требуемой интенсивности дробления трещиноватого массива// Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1981, № 3. С. 61-65.

50. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Проектирование массового взрыва для достижения требуемой интенсивности дробления трещиноватого массива // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1985, №4. С. 41-45.

51. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Способ многорядного КЗВ скважинных зарядов ВВ в трещиноватых породах // А.С.СССР, №711792, от 25.01.78 г.

52. Кутузов Б.Н., Тюпин В.Н. Упрощенный расчет параметров массового взрыва на карьере // Изв. ВУЗов. Горн. журнал, 1985, №7. С. 66-67.

53. Кучерявый Ф.И. Напряжения в массиве вокруг изотропной точки при одновременном взрыве двух скважинных зарядов // Сб. «Взрывное дело», №53/10, М.: Недра, 1963. С. 112-117.

54. Кучерявый Ф.И., Друкованный М.Ф., Гаек Ю.Н. Короткозамедленное взрывание на карьерах. - М.: Госгортехиздат, 1962. 182 с.

55. Ломоносов Г.Г. Производственные процессы подземной разработки месторождений.-2-е изд.-М.: Издательство «Горная книга», 2013. -517с.

56. Ляхов Г.М. Основы динамики взрыва в грунтах и горных породах. – М.: Недра, 1974. 192 с.

57. Методика расчета устойчивых и ударобезопасных параметров целиков горного массива на глубоких горизонтах месторождений. – Фонды СибНИПИПромтехнологии, арх. №А-03741/Научн. руководитель темы 1-01.15-03-01.88-5945 Р(697д) Тюпин В.Н. Утв. главным инж. п/я А-1768 29.09.89г. 20с.

58. Механический эффект подземного взрыва. /В.Н. Родионов, В.В. Адушкин, В.Н. Костюченко и др. – М.: Недра, 1971. 224 с.

59. Миндели Э.О. Разрушение горных пород. –М.: Недра, 1975. 600с.

60. Михно Е. П. Ликвидация последствий аварий и стихийных бедствий. – М.: Атомиздат, 1979. 288 с.

61. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. - М.: Недра, 1976. 270 с.

62. Мосинец В.Н. Применение энергии взрыва для интенсификации выщелачивания руд // Горный журнал, 1981, №1. С. 40-42.

63. Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. 247 с.

64. Нейштадт Л.И. Методы геологического изучения трещиноватости горных пород при инженерно-геологических исследованиях // В кн.: Проблемы тектонофизики. М., Госгортехиздат, 1960. С. 99-110.

65. Овсейчук В.А., Тюпин В.Н. Оптимизация гранулометрического состава руды при подземном и кучном выщелачивании // Горный журнал. 2002, № 9. С. 24-27.

66. Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений/Авт. В.Г. Иванов, В.И. Култышев, В.Б. Колесаев, В.Г. Литвиненко, В.Г. Шелудченко, А.В. Тирский. – М.: Издательство «Горная книга» , 2007. 265с.

67. Панюков П.Н. Инженерная геология. - М.: Госгортехиздат, 1962. 343с.

68. Пермяков Е.Н. Тектоническая трещиноватость русской платформы // В кн.: Материалы к познанию геологического строения СССР, вып. 12/16. М.: Изд. МОИП, 1949. 80 с.

69. Петухов И.М. Развитие теории горных ударов // Сб. научн. трудов ВНИМИ. – Горные удары. – Л.: изд. ВНИМИ, 1989. С. 4-10.

70. Петухов И.М., Егоров П.В., Винокур Б.Ш. Предотвращение горных ударов на рудниках. - М.: Недра, 1984. 250 с.

71. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде /В.М. Комир, В.М. Кузнецов, В.В. Воробьев и В.Н. Чебенко. – М.: Недра, 1988. 209 с.

72. Покровский Г.И. Взрыв. – М.: Недра, 1964. 220 с.

73. Покровский Г.И., Федоров М.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. - М.: Стройиздат, 1967. 276 с.

74. Проектирование взрывных работ в промышленности. /Под. ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1983. 359 с.
75. Протодьяконов М.М., Чирков С.Е. Трещиноватость и прочность горных пород в массиве. - М.: Наука, 1964. 67 с.
76. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. – Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
77. Рац М.В., Чернышев С.Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. - М.: Недра, 1970. 159 с.
78. Репин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. – М.: Недра, 1978. 255 с.
79. Ржевский В.В. О научных основах расчетов давления горных пород. Ч. I, II // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1982, №6, с. 1-9; №7, с. 1-10.
80. Ржевский В.В., Несмашный Е.А. О физической природе сил трения и механического зацепления // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1989, №11, с. 9-11.
81. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Изд. 3-е. перераб. и доп. – М.: Недра, 1978. 390 с.
82. Рогозин Д.О. Война и мир в терминах и определениях. Военно-политический словарь. – М.: Изд. «Вече», 2011. 640 с.
83. Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. – М.: Недра, 1986. 301 с.
84. Рубан А.Д. Создание эффективных и безопасных технологий разработки пологих газоносных угольных пластов // В сб. «Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле». – М.: Изд. МГГУ, 2001. С. 29-34.
85. Рубцов В.К. Расчеты заданного выхода крупных и мелких кусков породы на карьерах // В кн.: Взрывное дело, № 62/19. М.: Недра, 1967. С. 84-99.
86. Руппенейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. - М.: Недра, 1975. 220 с.
87. Сеинов Н.П. О путях повышения механической работы взрыва // В кн. Взрывное дело. №73/30. М.: Недра. 1974. С.80-88.
88. Сенок В.М., Власихин В.В. Совершенствование дробления трудновзрываемых пород на карьерах Качканарского ГОКа // Горный журнал, 1978, № 6. С. 47-49.
89. Слепцов М.Н., Азимов Р.Ш., Мосинец В.Н. Подземная разработка месторождений цветных и редких металлов. - М.: Недра, 1986. 206с.
90. Снижение напряженности горного массива с помощью взрывов. /А.Н. Ханукаев, Н.Ф. Кусов, В.И. Пшеничный и др. – М.: Наука, 1979. 120 с.
91. Совершенствование скважинной отбойки. /А.В. Будько, В.М. Закалинский, С.К. Рубцов, А.А. Блинов. – М.: Недра, 1981. 199с.
92. Совершенствование технологии горных работ с внедрением новой техники. Раздел 1, этап 1. Исследования проявлений горного давления на глубоких горизонтах месторождений. - Отчет о НИР ЦНИЛ ПГХК. №1-15-03-388/12-3. – Научн. руков. С.С. Покровский. – Краснокаменск, 1981г. 157 с.

93. Совершенствование технологии горных работ с внедрением новой техники. Раздел 1, этап 1. Исследования проявлений горного давления на глубоких горизонтах месторождений. - Отчет о НИР ЦНИЛ ПГХК. №1-15-03-00-388/12-3. – Научн. руков. С.С. Покровский. – Краснокаменск, 1980г. 72 с.

94. Сомкин М.И. Совершенствование буровзрывных работ с использованием эффекта дилатансии горных пород // Горный журнал, 1991, № 7. С. 44-46.

95. Способ взрывной подготовки горного массива к разрушению. – Авт. Тюпин В.Н., Фофанов Н.П. Мищенко И.А., Матюшин С.В. // Авторское свидетельство СССР, № 1799052, от 16.03.90 г.

96. Способ взрывной подготовки массива и к разрушению. – Авт. Тюпин В.Н., Ковшар Ю.Б. // Патент РФ № 1799051, от 12.12.89 г.

97. Способ разгрузки удароопасных участков горного массива. /Авт. В.Н. Тюпин, Н.П. Фофанов, В.И. Марьясов и др. // Патент СССР № 1828682, от 16.05.91 г.

98. Способы отбойки добычного уступа/К.Р. Юлдашев, А.П. Поклонский, В.М. Живченко // Цветная металлургия, 1990, № 11, с. 1-4.

99. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. /Под ред. Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, М.М. Протодьяконова. – М.: Недра, 1975. 276 с.

100. Справочник взрывника. /Под. ред. Б.Н. Кутузова. – М.: Недра, 1988. 510 с.

101. Справочник по горнорудному делу. /Под. ред. Мельникова Н.В - М.: Недра, 1983. 392 с.

102. Справочник по физическим свойствам минералов и горных пород при высоких термодинамических параметрах. /Под. ред. М.П. Воларовича. – М.: Недра, 1978. 235 с.

103. Справочник физико-механических свойств горных пород месторождений предприятий А-1768, М-5175, Р-6449.- Фонды СибНИПИПромтехнологии, арх.№А-03791, 1990. 36 стр.

104. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания./Авт. В.Н. Мосинец, Д.П. Лобанов, М.Н. Тедеев и др. – М.: Недра, 1987. 328 с.

105. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. – М.:Недра.1983.343 с.

106. Тюпин В.Н., Михайловский А.В. Действие взрыва в напряженном трещиноватом массиве горных пород при проведении горных выработок и железнодорожных тоннелей // Вестник Чит ГУ. № 6 (57).Чита, 2009. – С. 74–78.

107. Тюпин В.Н. Влияние взрыва на напряженное состояние горного массива и обделки при сооружении железнодорожных тоннелей // Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. - ИрГУПС, 2011. № 3 (31). – С. 87 – 90.

108. Тюпин В.Н. Геометризация зоны дробления трещиноватого массива параллельно оси взрываемого заряда // Изв. ВУЗов, Горный журнал, 1985, №1, стр. 41-45.

109. Тюпин В.Н. Инженерно-геологические и физические особенности деформируемых удароопасных горных пород // Вопросы атомной науки и техники. Серия Геология и горное дело. –1990, выпуск 1. С. 18-24.

110. Тюпин В.Н. Исследование средств и способов взрывания трещиноватых пород с целью увеличения зоны регулируемого дробления. – Дисс. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук (01.04.07). - М.: МГИ, 1979. 133 с.

111. Тюпин В.Н. Классификация горных пород по взрываемости с учетом трещиноватости // Техн. прогресс в атом. пром. Сер.: ГМП, 1989, вып.1. С. 3-7.

112. Тюпин В.Н. Методика определения динамически устойчивых размеров обнажений трещиноватого горного массива на сопряжениях выработок и железнодорожных тоннелей // Вестник Забайкальского государственного университета, 2016. Т.22.№12.-С. 30-36.

113. Тюпин В.Н. Методика расчета параметров БВР при поэтажно-камерной отбойке // Техн. прогресс в атом. пром. –Сер.: ГМП. 1989, вып. 7. С. 3-5.

114. Тюпин В.Н. Методы расчета динамически устойчивых и ударобезопасных размеров целиков при проходке горных выработок и железнодорожных тоннелей // Вестник Забайкальского государственного университета, 2017. Т.23.№1.-С. 52-59.

115. Тюпин В.Н. Определение безопасных расстояний при ведении взрывных работ вблизи искусственных и естественных полостей в трещиноватых массивах горных пород // Вестник Читинского государственного университета. –Чита: ЧГУ, 2004, №36. – С. 121-129.

116. Тюпин В.Н. Определение параметров разрушающего действия точечного взрыва на скальные откосы выемок железнодорожного пути // Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. - ИрГУПС, 2014, №3(43). С.156-158.

117. Тюпин В.Н. Определение устойчивых размеров обнажений горного массива на сопряжениях выработок // Вопросы атомн. науки и техники. – Сер. Геология и горное дело. 1990. Вып.1. С. 11-17.

118. Тюпин В.Н. Параметры расположения скважинных зарядов в массивах с различной структурой // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1982, № 6. С. 58-61.

119. Тюпин В.Н. Повышение эффективности геотехнологии с использованием энергии взрыва при деформировании напряженных трещиноватых массивов горных пород. – Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук (25.00.22). – М.: ВНИПИпромтехнологии. - 2002. -267 с.

120. Тюпин В.Н. Прогноз параметров разрушения железнодорожных тоннелей и мостов под действием точечных взрывов // Стратегия развития и национальная безопасность. –Москва: Изд. ООО «Фирма «Филмат», 2015, №11. С.40-43.

121. Тюпин В.Н. Прогноз прочности железнодорожного пути при воздействии землетрясений //Современные технологии. Системный анализ. Моделирование.- ИрГУПС, 2006. - №12. С.64-69.
122. Тюпин В.Н. Разработка взрывных способов снижения напряженного состояния удароопасных массивов // Горный журнал, 1992, №12. С. 27-29.
123. Тюпин В.Н. Рациональные параметры буровзрывных работ при проходке выработок в удароопасных массивах горных пород // Горный журнал, 1992, №7. С. 29-34.
124. Тюпин В.Н. Сейсмическое действие наземных ядерных взрывов на объекты железных дорог //Вестник МАНЭБ – т.14 , №3, 2009.С. 167 – 171.
125. Тюпин В.Н. Способ буровзрывной проходки ответвлений и пересечений горных выработок // Патент России №1633883. 1993 . Бюл. 27.
126. Тюпин В.Н. Способ образования врубовой полости // А.С. СССР, № 1515880, от 12.10.87 г.
127. Тюпин В.Н. Способ проходки выработок в удароопасных массивах. // Патент РФ № 1755626, от 20.02.90 г.
128. Тюпин В.Н. Способ разгрузки удароопасного массива // А.С. СССР, № 506991, от 12.10.87 г.
129. Тюпин В.Н. Установление динамически устойчивых размеров обнажений трещиноватого напряженного горного массива при камерных вариантах систем разработки // Вестн. Забайкал. гос. ун-та. 2016. Т.22. №6. С. 31–39.
130. Тюпин В.Н. Эффективность дробления горных пород взрывом при предварительном закрытии макротрещин // Горный журнал. 1978, №9. – С. 41-44.
131. Тюпин В.Н. Опасные физические процессы при эксплуатации железных дорог. – Чита: изд. ЗаБИЖТ, 2013. – 149с.
132. Тюпин В.Н., Горковенко Н.А. Взрывная разгрузка внутриблоковых целиков при нисходящей слоевой выемке урановых руд в районе активных тектонических разломов // В сб. Промышленная и экологическая безопасность на транспорте. –Чита: ЗаБИЖТ.- 2010. С.228-237.
133. Тюпин В.Н., Галинов Ю.Н., Фофанов Н.П. Способ взрывной разгрузки удароопасных участков горного массива //Патент России №2210671. 2003. Бюл. №23.
134. Тюпин В.Н., Колесаев В.Б. Способ образования врубовой полости // Патент России №2366890. 2009. Бюл. №25.
135. Тюпин В.Н., Колесаев В.Б., Каргапольцев С.К. Способ образования врубовой полости // Патент России №2366891. 2009. Бюл. №25.
136. Тюпин В.Н., Лизункин В.М., Фофанов Н.П. Повышение эффективности и безопасности проходки восстающих комбайном 2-КВ в прочных горных породах // Сборник научных трудов № 312. Отдельный выпуск горного информационного аналитического бюллетеня. – 2007. - №0В – 4. -М.: изд. «Мир горной книги». С.126-130.

137. Тюпин В.Н., Лизункин В.М., Фофанов Н.П. Интенсификация проходки восстающих комбайном 2КВ в прочных горных породах на рудниках ОАО ППГХО // Вестник МАНЭБ, - Т.11, №5, 2006. С.81-84.

138. Тюпин В.Н., Лизункин М.В., Лизункин В.М. Определение размера зоны разрушения напряженного трещиноватого горного массива при одновременном взрывании нескольких параллельно сближенных зарядов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). - М.: Изд. «Горная книга», 2015. №12. С.46-51.

139. Тюпин В.Н., Рубашкина Т.И. Установление динамически устойчивых размеров междукамерных целиков при камерных вариантах систем разработки // Вестник Забайкальского государственного университета, 2016. Т.22. №5. С. 15-22.

140. Тюпин В.Н., Святецкий В.С. Безопасность и эффективность взрывных работ на карьерах и при устройстве выемок под железнодорожные пути // Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. - ИрГУПС, 2010. - №2 (26). С. 79-83.

141. Тюпин В.Н., Святецкий В.С. Методика определения параметров БВР при отработке маломощных урановых рудных тел с целью снижения разубоживания // Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. - ИрГУПС, 2013. - №3(39). С.89-94.

142. Тюпин В.Н., Святецкий В.С. Повышение выхода заданного гранулометрического состава урановой руды при ведении взрывных работ в слоевых заходках // Современные технологии. Системный анализ. Моделирование. - ИрГУПС, 2011. - №3(31). С.158-162.

143. Тюпин В.Н., Святецкий В.С. Способ буровзрывной проходки горных выработок в напряженных трещиноватых массивах горных пород // Патент России №2502045. 2011. Бюл. №35.

144. Тюпин В.Н., Святецкий В.С. Способ получения заданной степени дробления трещиноватого горного массива и требуемого коэффициента использования шпура взрывом // Патент России №2442957. 2012. Бюл. №5.

145. Тюпин В.Н., Трухин В.А. Проблемы удароопасности и их решение на глубоких горизонтах месторождений ОАО ППГХО // Безопасность труда в промышленности. - 2004, №2. С. 26-29.

146. Тюпин В.Н., Шкаровский А.И. Способ получения заданной степени дробления трещиноватого массива взрывом // Патент России №2239784. 2004. Бюл. №31.

147. Тюпин В.Н., Шурыгин С.В., Балякин В.В. Способ установления допустимой минимальной мощности рудного тела при подэтажно-камерной системе разработки // Патент России №2553819. 2015. Бюл. 17.

148. Указания по безопасному ведению горных работ на рудниках п/я Р-6214, подверженных горным ударам. - Л.: ВНИМИ, 1985. 147 с.

149. Фещенко А.А., Эристов В.С. Контурное взрывание в гидротехническом строительстве. - М.: Энергия, 1972. 117 с.

150. Физико-механические свойства горных пород и минералов при высоких давлениях и температурах. /Авт. М.П. Воларович, Е.И. Баяк, А.И. Левыкин, И.С. Томашевская. – М.: «Наука», 1974. 223 с.
151. Физический энциклопедический словарь. - М.: Советская энциклопедия, 1983. 928 с.
152. Филиппов В.А., Алиев Д.Х. Разрушение крепких горных пород при взаимодействии зарядов // Сб. «Взрывное дело» №78/35. М.: Недра, 1977. С. 74-80.
153. Филиппов Н.Ф. Повышение эффективности качества отбойки руды на глубоких горизонтах рудника им. Дзержинского // Горный журнал, 1980, № 11. С. 30-32.
154. Фисенко Г.М. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1965. 278 с.
155. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. - М.: Недра, 1974. 222 с.
156. Хольцер Ф. Эффекты движения грунта при ядерных взрывах: обзор наблюдаемых повреждений и методов их прогнозирования // В сб. Подводные и подземные взрывы.- М.: Мир. 1974. С.368-392.
157. Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках. М.: Недра, 1984. 187 с.
158. Черепанов Г.П. Механика хрупкого разрушения. М.: Недра, 1974. 640 с.
159. Черниговский А.А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. – М.: Недра, 1976. 318 с.
160. Шемякин Е.И. О поведении горных пород при динамических нагрузках // ФТПРПИ, 1966, №1. С. 12-20.
161. Широков А.П., Писляков Б.Г. Расчет и выбор крепи сопряжений горных выработок. – М.: Недра, 1978. 303 с.
162. Шнайдер М.Ф., Вороненко В.К. Совмещение подземных и открытых разработок рудных месторождений. - М.: Недра, 1985. 250 с.
163. Экспериментальные исследования поля скоростей смещения при взрыве в трещиноватых породах. /Н.И. Турута, Ю.А. Благодаренко, Д.Ф. Панченко и др. // В кн.: Взрывное дело, №71/26, М.: Недра. 1972. С. 118-122.
164. Эффективность отбойки пород в проходческом забое. /Ч.А. Абдыкапаров, А.И. Имаралиев, Ш.А. Мамбетов, И.К. Чунуев // Горный журнал, 1990, № 6. С. 28-30.
165. Юрьевич Г.Г., Беляков В.Д., Севастьянов Б.Н. Охрана горных выработок от воздействия взрывов. - М.: Недра, 1972. 280 с.

*Научное издание*

**Тюпин Владимир Николаевич**

**ВЗРЫВНЫЕ И ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ  
В ТРЕЩИНОВАТЫХ НАПРЯЖЕННЫХ ГОРНЫХ МАССИВАХ**

Монография

Публикуется в авторской редакции

Оригинал-макет: А.Н. Оберемок  
Выпускающий редактор: Л.П. Котенко

Тематический план 2017.  
Подписано в печать 16.10.2017. Формат 60×90/16.  
Гарнитура Times New Roman. Усл. п. л. 12,0. Тираж 100 экз. Заказ 230.  
Оригинал-макет подготовлен и тиражирован в ИД «Белгород» НИУ «БелГУ»  
308015 г. Белгород, ул. Победы, 85. Тел.: 30-14-48