

ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ БЮДЖЕТНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ НАУКИ
ХАБАРОВСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ЦЕНТР
ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО ОТДЕЛЕНИЯ РОССИЙСКОЙ АКАДЕМИИ НАУК

На правах рукописи



Галимьянов Алексей Алмазович

ОБОСНОВАНИЕ ИННОВАЦИОННЫХ
ТЕХНОЛОГИЙ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ
В УСЛОВИЯХ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
КРИОЛИТОЗОНЫ

Специальность: 2.8.6. «Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика»

Диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук

Научный консультант:
профессор, доктор технических наук
Шевкун Евгений Борисович

Хабаровск 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА	16
1.1 Состояние и перспективы совершенствования буровзрывных работ угольных разрезов Дальневосточного региона.....	16
1.2 Проблемы обеспечения рационального объема массового взрыва	22
1.3 Особенности подготовки к выемке массива горных пород взрывным способом в условиях криолитозоны	28
1.4 Анализ проблемы обеспечения устойчивости проектных параметров буровзрывных работ в зоне мерзлых пород.....	35
1.4.1 Общий анализ исследований в области деформаций разных технологических скважин	35
1.4.2 Исследование факторов влияющих на деформацию скважин в условиях многолетнемерзлых пород	38
1.5 Методы исследования проблем стабилизации заданных параметров буровзрывных работ в зоне мерзлых пород.....	42
1.5.1 Натурные измерения на Ургальском и Эльгинском угольных месторождениях в зоне мерзлых пород.....	42
1.5.2 Исследование негативного сейсмического воздействия массового взрыва при увеличении объема зарядной полости	48
1.5.3 Исследование негативного воздействия массового взрыва от разлета осколков взорванной горной массы при увеличении объема зарядной полости	49
1.5.4 Влияние обрушения взрывных скважин на ухудшение качества формирования подошвы уступа	51

1.5.5 Проблемы качества формирования заряда эмульсионного взрывчатого вещества, связанные с изменением объема зарядной полости взрывных скважин в зоне мерзлых горных пород.....	52
1.6 Выводы по главе 1.....	53
2 АНАЛИЗ ЗАВИСИМОСТИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ОТ ИЗМЕНЕНИЯ ОБЪЕМА ЗАРЯДНОЙ ПОЛОСТИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НАЛИВНОГО ЭМУЛЬСИОННОГО ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА.....	55
2.1 Проблематика качества зарядов взрывчатых веществ.....	55
2.1.1 Обзор исследований качества промышленных взрывчатых веществ ..	55
2.1.2 Краткий обзор методов оценки качества эмульсионных взрывчатых веществ.....	63
2.2 Изучение особенностей применения эмульсионных взрывчатых веществ на горно-добывающих предприятиях	69
2.3 Производство натуральных измерений, связанных с качеством взрывчатых веществ.....	72
2.3.1 Факторы изменения диаметра взрывной скважины.....	72
2.3.2 Измерение скорости детонации зарядов взрывчатых веществ и промежуточных детонаторов.....	79
2.3.3 Влияние качества заряда их наливных эмульсионных взрывчатых веществ на объем массового взрыва	99
2.4 Разработка метода обеспечения устойчивости проектных параметров скважинного заряда из наливных эмульсионных взрывчатых веществ	104
2.5 Выводы по главе 2.....	108
3 ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ ГРАВИЙНО-ГАЛЕЧНИКОВЫХ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА	110
3.1 Анализ проблем дезинтеграции многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород.....	110

3.1.1 Зависимость глубины оттаивания многолетнемерзлого гравийно-галечникового слоя горных пород от времени	114
3.1.2 Влияние климатических и технологических факторов на параметры буровзрывных работ в условиях мерзлых горных пород Ургальского угольного месторождения	116
3.2 Разработка камуфлетно-скважинного метода взрывной подготовки к выемке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород	127
3.2.1 Проведение экспериментальных взрывов с камуфлетными зарядами	128
3.2.2 Описание камуфлетно-скважинного метода	132
3.2.3 Зависимость глубины смерзания взорванной горной массы от температуры воздуха при применении камуфлетно-скважинного метода взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород	139
3.2.4 Сравнительный анализ производительности экскаватора в зависимости от глубины смерзания взорванной горной массы при традиционном и рациональном методах взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород	143
3.3 Выводы к главе 3	149
4 ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СХЕМ МОНТАЖА ВЗРЫВНОЙ СЕТИ	152
4.1 Вопросы сейсмобезопасности при буровзрывных работах	153
4.1.1 Влияние конструкции заряда взрывчатого вещества на сейсмический эффект	160
4.1.2 Оценка влияния размещения заряда взрывчатого вещества на сейсмоэффект	162
4.1.3 Роль физико-технических свойств горных пород в проявлении сейсмического эффекта при производстве взрывных работ	163
4.1.4 Воздействие короткозамедленного взрывания на сейсмоэффект	166
4.1.5 Критерии оценки сейсмического воздействия	167

4.2 Особенности короткозамедленного взрывания в контексте сейсмической безопасности	171
4.3 Инструментальные измерения времени отклонения срабатывания детонаторов от номинала	174
4.4 Математическое моделирование схем монтажа взрывной сети	180
4.5 Разработка методов рационализации объема взрывного блока с учетом влияния межскважинного интервала замедления на относительную сейсмобезопасность	188
4.6 Выводы по главе 4.....	190
5 ИССЛЕДОВАНИЕ ВОПРОСОВ ОПТИМИЗАЦИИ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ПО РАЗЛЕТУ ОСКОЛКОВ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ДЛЯ МЕХАНИЗМОВ В ЗОНЕ МЕРЗЛЫХ ПОРОД	192
5.1 Обзор исследований относительно фактора разлета кусков взорванной горной массы	193
5.1.1 Актуальность вопроса расчета безопасного расстояния для механизмов.....	193
5.1.2 Изучение опыта использования защитных укрытий от разлета осколков в процессе проведения буровзрывных работ	201
5.2 Анализ тенденции рационализации способов снижения безопасного расстояния по разлету фракций взорванной горной массы для механизмов при взрывании скважинных зарядов рыхления	206
5.3 Обоснование методики расчета безопасного расстояния по разлету отдельных осколков взорванной горной массы для механизмов на угольных разрезах Дальневосточного региона	211
5.4 Разработка методики рационализации единичного объема взрывного блока посредством адаптированной формулы разлета осколков взорванной горной массы	221
5.5 Разработка методики рационализации единичного объема взрывного блока при производстве взрывных работ под укрытием вблизи охраняемых объектов	223

5.5.1 Первая серия экспериментальных взрывов.....	228
5.5.2 Вторая серия экспериментальных взрывов.....	234
5.6 Выводы по главе 5.....	237
6 ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРА УГЛУБЛЕНИЯ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА НА ПЛАНИРОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ.....	240
6.1 Методика расчета эффективности новых методов.....	243
6.2 Анализ влияния фактора углубления угольных разрезов равнинного типа на планирование буровзрывных работ в зоне мерзлых пород.....	252
6.2.1 Исследование вопросов, связанных с изменением условий горных работ при углублении карьера.....	252
6.2.2 Обоснование критерия оценки влияния углубления горных работ на угольных месторождениях в условиях криолитозоны.....	262
6.3 Выводы по главе 6.....	267
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	269
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ.....	272
Приложение А	314
Приложение Б	317
Приложение В.....	318
Приложение Г	320
Приложение Д.....	322

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Преобладающее количество месторождений осваивается открытым способом при помощи буровзрывных работ, где одним из путей существенного улучшения технико-экономических показателей являются технологии, связанные с увеличением единичного объема массового взрыва до определенного экономически выгодного значения. Однако тенденция к тому, чтобы за один прием взорвать как можно больший объем породы, также имеет свои негативные стороны.

После бурения взрывных скважин в условиях разработки угольных разрезов в зоне мерзлых пород происходит частичное разрушение стенок скважин и осыпание породы на забой скважины, что приводит к неравномерной глубине и объему зарядной полости более 90% скважин взрывного блока и требует повторного бурения в зависимости от высоты осыпавшегося слоя породы. Данные обстоятельства обуславливают взрывание массива горных пород с локальным нарушением проектных параметров сетки и конструкции скважинных зарядов, что приводит к увеличению безопасных расстояний по негативным поражающим факторам, включая разлет кусков взорванной горной массы и сейсмическое воздействие. При этом неравномерность распределения объема зарядных полостей скважинных зарядов по взрывному блоку способствует нарушениям сплошности колонки заряда из эмульсионного взрывчатого вещества при его механизированном формировании из-за отсутствия необходимой информации о фактическом диаметре заряда, для правильной регулировки скорости подъема зарядного рукава, что приводит к постепенному снижению качества эмульсионного ВВ при увеличении времени его нахождения в скважине.

Указанные обстоятельства предопределили постановку и решение проблемы обоснования инновационных технологий БВР, обеспечивающих повышение безопасности и эффективности открытой разработки сложноструктурных угольных месторождений Дальнего Востока в условиях криолитозоны за счет стабилизации объема зарядной полости взрывных скважин при увеличении

единичного объема взрывного блока, которая является актуальной и имеет важное хозяйственное значение.

Работа основана на результатах исследований, выполненных в 2010–2025 гг. при непосредственном участии и под руководством автора, в том числе по плановым темам НИР Института горного дела ДВО РАН: «Развитие научных основ эффективных и экологически безопасных инновационных технологий освоения месторождений полезных ископаемых Дальнего Востока России» (ГР № АААА-А18-118020590026-4), «Развитие научных основ эффективных и экологически безопасных инновационных геотехнологий освоения полезных ископаемых Дальнего Востока России» (ГР № 122042900005-5).

Объект исследования. Сложноструктурные угольные месторождения Дальнего Востока, разрабатываемые в зоне мерзлых горных пород.

Предмет исследования. Процесс подготовки горных пород к выемке при разработке угольных месторождений криолитозоны буровзрывным способом при увеличении единичного объема взрывного блока.

Цель исследования заключается в разработке и обосновании параметров инновационных технологий буровзрывных работ для освоения угольных месторождений криолитозоны.

Идея работы заключается в использовании принципа сохранения заданного объема зарядной полости взрывных скважин для повышения безопасности и эффективности взрывной подготовки к выемке вмещающих горных пород при разработке угольных месторождений криолитозоны.

Задачи исследования:

1. Выполнить анализ состояния научной базы и классифицировать причины обрушения (осыпания) стенок скважин, обусловленные их технологическим назначением, с последующим определением закономерностей между изменением объема зарядной полости скважин и параметрами БВР, в том числе единичным взрываемым объемом взорванной горной массы и качеством формирования заряда из эмульсионного ВВ.

2. Выполнить комплекс натурных исследований, направленных на выработку научно-технических основ и технологий обеспечения устойчивости параметров буровзрывных работ для корректного расчета параметров БВР, включая безопасные расстояния по поражающим факторам взрыва.

3. Разработать и обосновать технологии эффективной адаптации параметров БВР к реальным условиям прерывистого распространения мерзлоты в зоне мерзлых горных пород, с наличием межмерзлотных вод и слоя многолетнемерзлых галечниковых пород, обеспечивающие повышение эффективности процесса подготовки горных пород к выемке, включая соблюдение норм безопасности по сейсмике и разлету осколков взорванной горной массы.

4. Выявить факторы и разработать методы, направленные на повышение уровня безопасности и эффективности в части снижения рисков сейсмического воздействия взрыва и разлета кусков взорванной горной массы относительно полученных результатов по стабилизации проектных параметров БВР в процессе настоящего исследования.

5. Выполнить оценку технико-экономической эффективности разработанных технических и технологических решений.

Методы исследования. Общей теоретической и методологической основой диссертации является дедуктивный подход, включающий критический анализ и обобщение фундаментальных исследований в области проблем бурения скважин различного функционального назначения с сопоставлением полученных фактов с производственной и проектной практикой БВР при открытой разработке в условиях криолитозоны. В качестве основных методов исследования использовались: комплекс натурных измерений и экспериментальных исследований параметров БВР на горных предприятиях Дальневосточного региона; системный анализ; лабораторные эксперименты; математическое моделирование; технико-экономический анализ.

Основные научные положения:

1. Отклонение фактического значения объема зарядных полостей взрывных скважин от проектного, обусловленное деформацией стенок

внутрискважинного пространства в условиях прерывистого распространения многолетней мерзлоты приводит к негативным последствиям, заключающимся в: увеличении зоны разлета осколков взорванной горной массы на 71% и усилении сейсмического эффекта взрыва на 6%; повышении удельного расхода ВВ на 19,3% и снижении выхода взорванной горной массы с 1 м бурения на 9,4%.

2. Стабилизация базовых проектных параметров БВР (сетки скважин и конструкции заряда) в зоне мерзлых полускальных пород достигается поэтапным заряданием рассредоточенного полым цилиндром скважинного заряда из эмульсионных ВВ: патронированных в нижней и наливных в верхних частях заряда. Формирование нижнего заряда и устройства рассредоточения осуществляется непосредственно вслед за бурением, а верхнего заряда – в специальный полимерный рукав проектного диаметра.

3. Устойчивость проектных параметров БВР при взрывной подготовке к выемке массива мерзлых гравийно-галечниковых пород обеспечивается применением рассредоточенного камуфлетно-скважинного взрывания, реализуемого тепловым дезинтеграционным воздействием продуктов детонации заряда камуфлета, взрываемого с минимальной 24-часовой задержкой относительно инициирования верхнего заряда, с учетом временного интервала, достаточного для эффективного растепления изолированных от верхней, нижней и средней частей уступа.

4. Рост показателя относительной сейсмобезопасности на 7–50% относительно объектов, расположенных на расстоянии 500–1500 м от границ взрывного блока на угольном разрезе в криолитозоне, обеспечивается при условии увеличения суммарного межскважинного интервала замедления на 60–63% с учетом фактора отклонения времени срабатывания детонаторов поверхностной и скважинной сетей при использовании неэлектрических систем инициирования зарядов.

5. Снижение в 1,5 раза и более значения безопасного расстояния по разлету осколков взорванной горной массы для механизмов относительно значений, рассчитанных по нормативной формуле, достигается введением в

данную формулу дополнительного понижающего коэффициента, учитывающего расстояние от заряда ВВ до устья скважины и особенности горно-геологических условий зоны мерзлых пород.

Достоверность научных результатов, выводов и рекомендаций обеспечена представительным объемом экспериментальных данных и надежностью натурных измерений с использованием современных измерительных приборов, соответствием фундаментальным положениям теории взрывной подготовки массива горных пород к выемке, доверительной сходимостью результатов экспериментальных исследований с практическими данными производственной деятельности угольных разрезов Дальневосточного региона в зоне мерзлых пород.

Научная новизна:

1. Установлена взаимосвязь между отклонениями параметров БВР в пределах исследуемого объекта и вариантностью объема зарядной полости взрывных скважин.

2. Выявлены закономерности процесса обрушения стенок взрывных скважин различной высоты (11 и 17 м), заключающиеся в установленной его зависимости от высоты столба и времени обрушения стенок скважин и от долей скважин, подверженных данному процессу.

3. Предложена методика оптимизации процесса обуривания 10-метрового уступа, базирующаяся на установленной корреляционной зависимости между объемом зарядной полости скважин и уровнем воды в них, а также на учете долей скважин с зарядной полостью определенного объема и величиной данного объема.

4. Обоснованы принципы применения максимального фактического значения диаметра заряда для расчета безопасных расстояний от воздействия взрыва с учетом максимально возможного значения объема зарядной полости.

5. Установлена взаимосвязь между колебаниями объема зарядных полостей и ухудшением детонации зарядов из наливных эмульсионных

взрывчатых веществ, которая обуславливает зависимость между увеличением выхода негабарита от 2 до 7% и временем нахождения данных ВВ в скважине.

6. Установлена закономерность, заключающаяся в обратной зависимости между увеличением глубины промерзания взорванных гравийно-галечниковых пород при традиционном взрывании до 3,32 м и снижением производительности экскаватора до 57% от нормативной.

7. Научно обоснован камуфлетно-скважинный метод для взрывной подготовки к выемке гравийно-галечниковых пород, позволяющий повысить производительность экскаватора в 1,3 раза при снижении глубины промерзания пород в 1,9 раза.

8. Разработан и внедрен метод параметрической устойчивости скважинных зарядов в условиях зоны мерзлых полускальных пород и межмерзлотных вод, дающий возможность стабилизировать ключевые проектные параметры БВР (сетка скважин, высота и диаметр заряда) для повышения безопасности и эффективности взрывной отбойки.

9. Разработана технология взрывания под отдельным укрытием при ведении БВР по мерзлым гравийно-галечниковым породам с применением камуфлетно-скважинного метода, позволяющая увеличить единичный объем взрывного блока за счет удлинения общего времени замедления взрыва более чем на 200 мс и сократить безопасное расстояние по разлету кусков взорванной горной массы в 4 и более раз.

Практическая значимость результатов исследования состоит в создании научно обоснованных и экспериментально апробированных методов повышения эффективности и безопасности буровзрывных работ на угольных разрезах Дальневосточного региона в условиях мерзлых пород, основанных на повышении эффективности использования взрывных скважин.

Реализация результатов работы. Основные полученные научные результаты и разработанные на их основе рекомендации использованы на угольных разрезах «Буреинский» и «Правобережный» АО «Ургалуголь» (дочернее предприятие АО «СУЭК», Хабаровский край). Отдельные результаты

исследования апробированы и внедрены на предприятиях: ООО «К-Менеджмент» («Эльгинский угольный разрез», Якутия), ООО «Солнцевский угольный разрез» (Сахалинская область, дочернее предприятие ООО «Восточная горнорудная компания»), карьерах ОПИ Хабаровского края («Краснореченский», «Некрасовский», «Понийский», ООО «Таежное»), ООО «Амур Минералс» (Хабаровский край), ООО «Маломырский рудник» (Амурская область), АО «Горевский ГОК» (Красноярский край), ООО «Покровский рудник» (Амурская область), филиал «Разрез Коксовый» АО «Распадская-Коксовая» (г. Междуреченск, Кемеровская область).

Личный вклад автора состоит:

– в выявлении взаимосвязей между отклонениями проектных параметров БВР (диаметра заряда, сетки и глубины взрывных скважин) от фактических в криолитозоне и снижением эффективности и безопасности процесса взрывной отбойки;

– в определении возможных причин указанных негативных закономерностей путем систематизации и критического анализа собранной информации с последующей верификацией результатов посредством натуральных измерений;

– в разработке методов по стабилизации проектных параметров БВР в условиях зоны мерзлых полускальных и гравийно-галечниковых пород для обеспечения безопасности и эффективности буровзрывных работ;

– в разработке методов снижения безопасных расстояний по разлету кусков взорванной горной массы и сейсмическому воздействию по факту апробации указанных выше методов адаптации проектных параметров БВР к условиям объекта исследования;

– в обосновании и реализации технических и технологических решений по стабилизации проектных параметров БВР на угольных разрезах Дальневосточного региона в пределах объекта исследования.

Апробация работы. Основное содержание диссертационной работы и отдельные ее положения представлялись на научно-технических конференциях, семинарах: «Неделя горняка» (г. Москва, 2014-2016 гг., 2025 г.), II Международной

научно-практической конференции «Открытые горные работы в XXI веке» (г. Красноярск, 2015 г.), научных семинарах кафедры «Транспортно-технологические системы в строительстве и горном деле» Тихоокеанского государственного университета (г. Хабаровск, 2013–2016 гг.), ООО «НИИОГР» (г. Челябинск, 2016 г., 2023–2025 гг.), научно-практическом форуме «Горная школа - 2016» (Кемеровская обл., Новокузнецкий район, с. Костенково), X-й ежегодной международной научно-практической конференции, IX Всероссийской научной конференции с участием иностранных ученых «Проблемы комплексного освоения георесурсов» (г. Хабаровск), научных семинарах ИГД ДВО РАН (г. Хабаровск, 2024–2025 гг.), международной научно-практической конференции «Развитие производственных сил Кузбасса: история, современный опыт, стратегия будущего» (г. Кемерово, 2023 г.), научно-практических семинарах АО «НЦ ВостНИИ» (г. Кемерово, 2023-2025 гг.), XXIV Международной научно-практической конференции по горному и взрывному делу (г. Кемерово, 2024 г.), научном семинаре ИГД УрО РАН (г. Екатеринбург, 2024 г.), научном семинаре ИПКОН РАН (г. Москва, 2025 г.), а также на технических совещаниях: АО «Ургалуголь» (р.п. Чегдомын, 2018–2021 гг.), НАО «Нипигормаш» (г. Екатеринбург, 2022 г.), ООО «Маломырский рудник» (2022–2024 гг.), ООО «Солнцевский угольный разрез» (р.п. Шахтерск, 2021-2025 гг.), ОАО «Амурвзрывпром» (г. Хабаровск, 2021-2022 гг.), ООО «БСК-Взрывпром» (г. Хабаровск, 2022–2025 гг.), ООО «Нитро-Технологии Приморье» (п. Липовцы, Приморский край, 2015 г., 2023 г.), ООО «Сибвзрывкомплект» (г. Новосибирск, 2023–2024 гг.), ООО «Покровский рудник» (карьер «Пионер», 2024 г.), ООО «К-Менеджмент» («Эльгинский угольный разрез», 2025 г.).

Публикации. Основное содержание диссертации отражено в 64 опубликованных работах, включая: 2 монографии; 43 статьи (23 в журналах и изданиях, включенных в перечень ВАК; 20 в изданиях, включенных в международные базы научного цитирования SCOPUS и Web of Science); 19 патентов (3 на изобретения и 6 на полезную модель).

Объем и структура диссертации. Диссертация состоит из введения, шести глав, заключения, списка литературы (336 источников), приложений (5), 141 иллюстрации, 68 таблиц. Общий объем – 323 страницы.

Автор выражает глубокую признательность д.т.н., проф. Шевкуну Евгению Борисовичу за многолетнее сотрудничество и всестороннюю поддержку, включая консультирование в процессе подготовки настоящей диссертации.

За конструктивную критику, которая помогла улучшить качество настоящей работы, автор благодарит сотрудников институтов: ХФИЦ ДВО РАН, СПГУ, ИПКОН РАН и ИГД УрО РАН, ООО НИИОГР и Челябинского филиала ИГД УрО РАН, АО «НЦ ВостНИИ».

За содействие в организации и проведении экспериментальных исследований, в практическом внедрении полученных результатов автор выражает особую благодарность: профессору, д.т.н. Галкину В.А.; профессору, д.т.н. Макарову А.М.; д.т.н. Довженку А.С.; к.т.н. Добровольскому А.И.; к.т.н. Черских О.И.; к.т.н. Добрынину И.А.; к.т.н. Плотникову А.Ю.; Рудницкому К.А.; Саяпину В.В.; Батракову Д.Н.; Гильденбранту К.В.; Нейманн В.Р.; Лысаку Ю.А.; Ружицкому А.В.; Шаймарданову Р.Д.; Осипенко Е.В.; Ли О.В.; Герасимову Д.Е.; Винникову А.Е.; Баеву Е.С.; Пташник А.И.; Булатову А.В.; Акопяну А.З.; Хархардину В.С.

1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ТЕНДЕНЦИИ РАЗВИТИЯ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА

1.1 Состояние и перспективы совершенствования буровзрывных работ угольных разрезов Дальневосточного региона

Проблема повышения эффективности и безопасности подготовки горной массы к выемке взрывным способом – одна из наиболее сложных в мировой горной науке и практике – сохраняет свою актуальность и для угольных разрезов, расположенных в Дальневосточном регионе России [122, 209, 263, 271], разрабатываемых в сложных горно-геологических и климатических условиях при перманентном росте объёмов добычи и экспорта угля (рисунок 1.1).

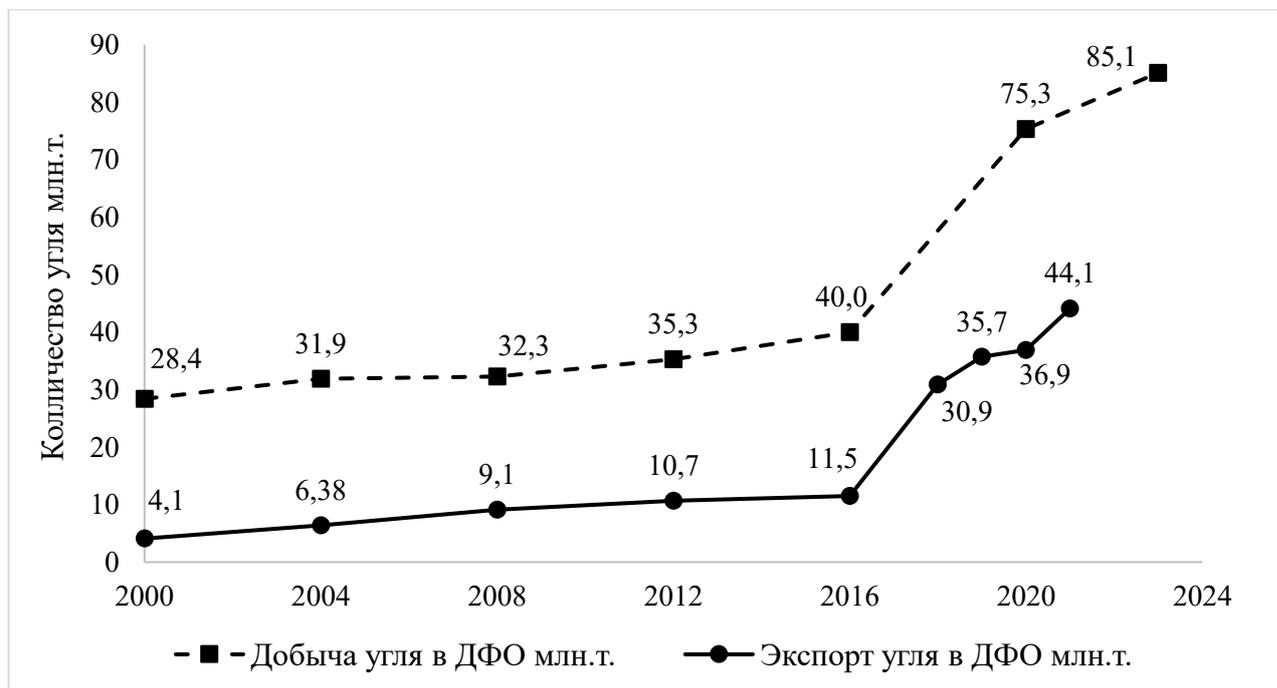


Рисунок 1.1 – Динамика добычи и экспорта угля Дальневосточного региона

От организации и качества взрывных работ в значительной степени зависят производительность всего оборудования и затраты на горные работы [53, 76]. В связи с этим исследованиям различных аспектов подготовки горной массы к

выемке буровзрывным способом уделено большое внимание со стороны ученых и инженеров, внесших существенный вклад в теорию разрушения горных пород взрывом, обобщающую основы вскрытия и систем открытой разработки [22, 23, 26, 32, 66, 73, 74, 78, 107, 111, 113, 118, 131, 133, 146, 149, 152, 161, 163, 173, 174, 177, 191, 193, 214, 215, 216, 221, 240, 248, 249, 260, 264, 265, 274, 276].

Основные научные проблемы параметров систем вскрытия и разработки карьеров при помощи БВР отражены в трудах академиков Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, К.Н. Трубецкого, М.А. Садовского, Е.И. Шемякина, докторов наук Е.Г. Баранова, В.А. Белина, В.А. Боровикова, С.Д. Викторова, В.А. Галкина, Ю.П. Галченко, С.А. Гончарова, Г.П. Демидюка, М.Ф. Друкованого, В.М. Кузнецова, Б.Н. Кутузова, Ф.И. Кучерявого, В.Н. Мосинца, Г.И. Покровского, Б.Р. Ракишева, В.Н. Родионова, И.А. Тангаева, В.П. Тарасенко, А.Н. Ханукаева и многих других ученых.

Основные проблемы производства БВР при освоении угольных месторождений Дальневосточного региона заключаются в следующем:

- неразвитой инфраструктуре из-за низкой плотности населения на ДФО (1,2 чел/км²) [277];
- значительной удаленности горнодобывающих предприятий от поставщиков запасных частей и материалов;
- низком потенциале и квалификации кадров;
- сложных горно-геологических и климатических условиях;
- взрывной подготовке многолетнемерзлых пород к выемке.

К примеру, основным компонентом, составляющим более 80% для изготовления простейших взрывчатых веществ, является аммиачная селитра [72, 140]. Учитывая положительную динамику потребления промышленных взрывчатых веществ (ПВВ), изготавливаемых на местах ведения горных работ (рисунок 1.2), а также расстояние перевозки аммиачной селитры (АС) от изготовителя до потребителя (рисунок 1.3), очевидно повышение ее стоимости (рисунок 1.4) с учетом транспортировки и, соответственно, увеличение

себестоимости кубометра взорванной горной массы (ВГМ) на ДФО относительно других регионов России.

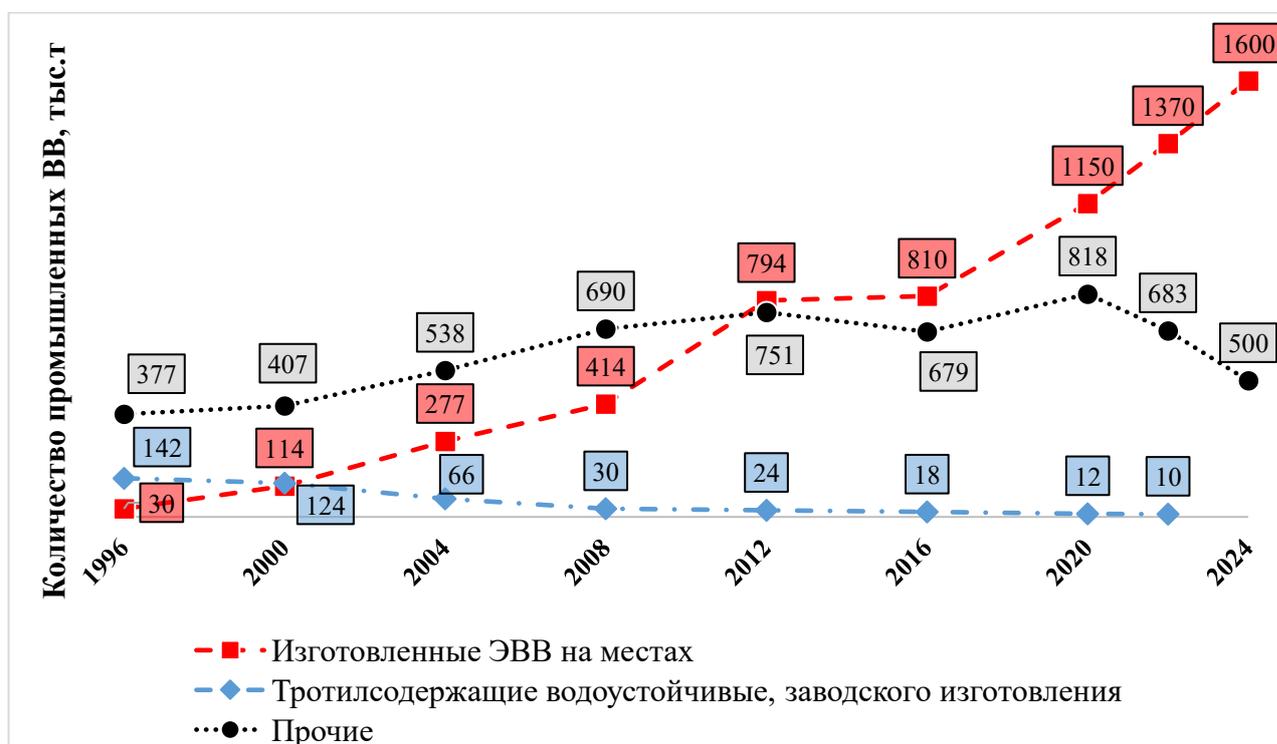


Рисунок 1.2 – Динамика потребления ПВВ (изготовленные эмульсионных ВВ на местах, тротилсодержащие водоустойчивые заводского изготовления) в России в период 1996–2024 гг. (по данным годовых отчетов Ростехнадзора РФ) [222 - 235]

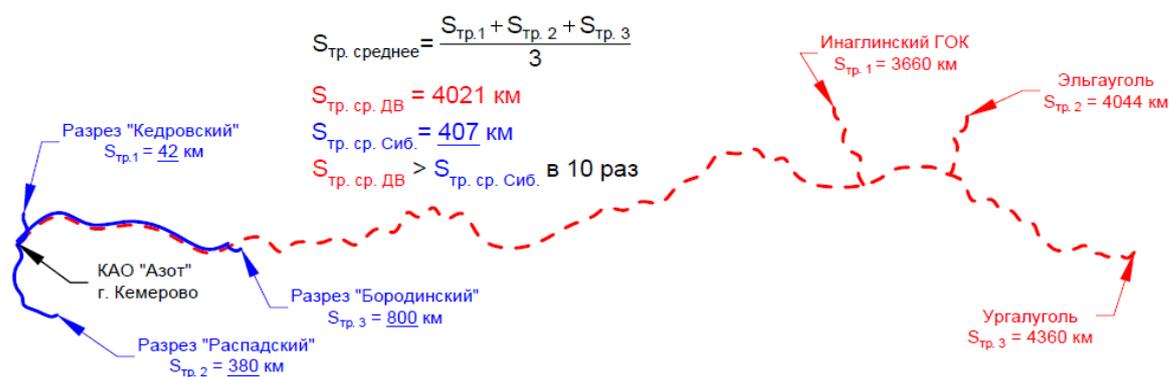


Рисунок 1.3 – Схема сравнения логистики поставок АС от завода-изготовителя до потребителей в Сибири и на Дальнего Востока

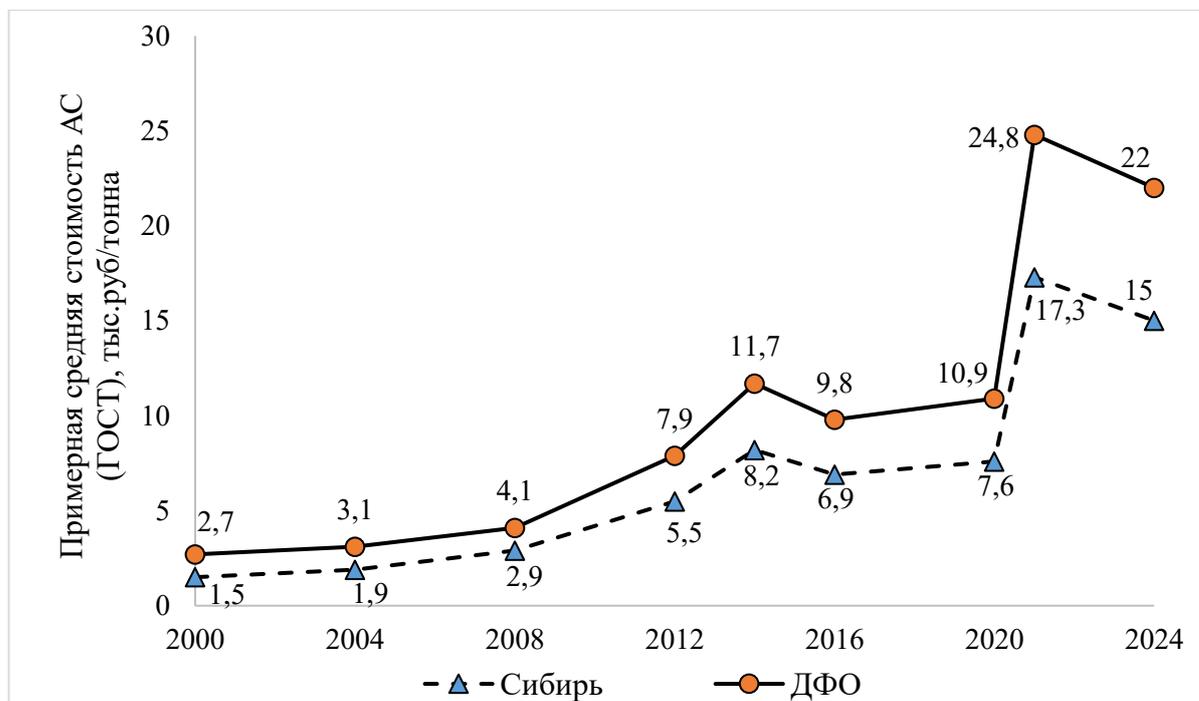


Рисунок 1.4 – Динамика усредненной примерной стоимости АС (ГОСТ 2-2013) для потребителей Сибири и ДФО с учетом транспортных расходов, с НДС

Увеличение времени транспортировки и хранения аммиачной селитры (АС) влияет на ухудшение ее характеристик и, в конечном итоге, на снижение качества ВВ и ВГМ. Что приводит к уменьшению единичного объема массового взрыва и увеличению непроизводительного времени, связанного с данным фактором [54, 55, 166, 254].

Результаты исследований автора, связанные с производством БВР на угольных разрезах ДФО, показывают, что непроизводительное время, связанное с организацией проведения массовых взрывов, составляет в среднем 15–25 суток в течение календарного года. При этом обеспечение минимальных затрат на осуществление БВР возможно при сохранении детонационных свойств скважинных зарядов ЭВВ на период времени заряжания блока и рациональном распределении энергии взрыва, обеспечивающем экономически эффективную частоту производства массовых взрывов [285, 287, 302].

Уголь на Дальнем Востоке в основном добывается открытым способом [235, 284]. При этом промышленное освоение угольных месторождений Дальневосточного региона сопряжено с трудностями, обусловленными суровым

климатом и многолетнемерзлым состоянием разрабатываемых пород, прочность которых в десятки раз больше, чем в талом состоянии [14, 82]. Ведение буровзрывных работ в многолетнемерзлых породах связано с рядом трудностей, вызванных главным образом слабой изученностью их особенностей в этих условиях.

Проблема подготовки массива горных пород к выемке буровзрывным способом при разработке угольных месторождений открытым способом в условиях криолитозоны является наиболее сложной и недостаточно изученной. Вопросы подготовки мерзлых горных пород к разработке в суровых климатических условиях Дальневосточного региона исследованы И.З. Дроговойко, А.А. Егуповым, Б.Н. Заровняевым, И.В. Зыряновым, И.Ф. Бондаренко, С.Н. Жариковым, А.В. Рашкиным, Г.Б. Фраш, Н.А. Цитовичем, В.Г. Шеменевым и др.

Основные объемы угля на ДФО, добываемые открытым способом в условиях криолитозоны, сосредоточены на следующих угольных месторождениях [201]: Верхне-Талуминское, Чульмаканское и Денисовское (группа компаний «Колмар», Якутия); Чульмаканское Налымакитской площади (ООО «СТС-Уголь»); Нерюнгринское и Кангаласское (ХК «Якутуголь» компании «Мечел», Якутия); Эльгинское (ООО «УК Эльга-Сибантрацит» (ЭЛСИ), Якутия) и Сугодинско-Огоджинское (ЭЛСИ, Амурская обл.); Ургальское (АО «Ургалуголь», СУЭК, Хабаровский кр.); Фандюшкинское поле (ООО «Берингпромуголь», Чукотский АО).

Многолетнемерзлые породы (рыхлые обломочные отложения, сцементированные в мерзлом состоянии льдом) являются сложной многокомпонентной системой, состоящей из твердых минеральных частиц, льда, весьма незначительного количества воды и воздуха. Гравийно-галечниковые фракции составляют жесткий каркас, сцементированный льдистым песчано-глинистым заполнителем (рисунок 1.5). В таком состоянии на многие физико-механические свойства пород значительное влияние оказывает их гранулометрический состав. По мере увеличения крупности частиц монотонно изменяются и физические свойства пород. Однако при замерзании воды в горных

породах резко изменяются их физико-механические свойства. Значительно повышается прочность горных пород. Сцепление талых песчано-гравийных пород очень мало, для талых суглинков оно составляет 0,2-0,7 кгс/см², а в мерзлом состоянии для наименее прочного суглинка при температуре 1-2⁰С – 5-7 кгс/см².

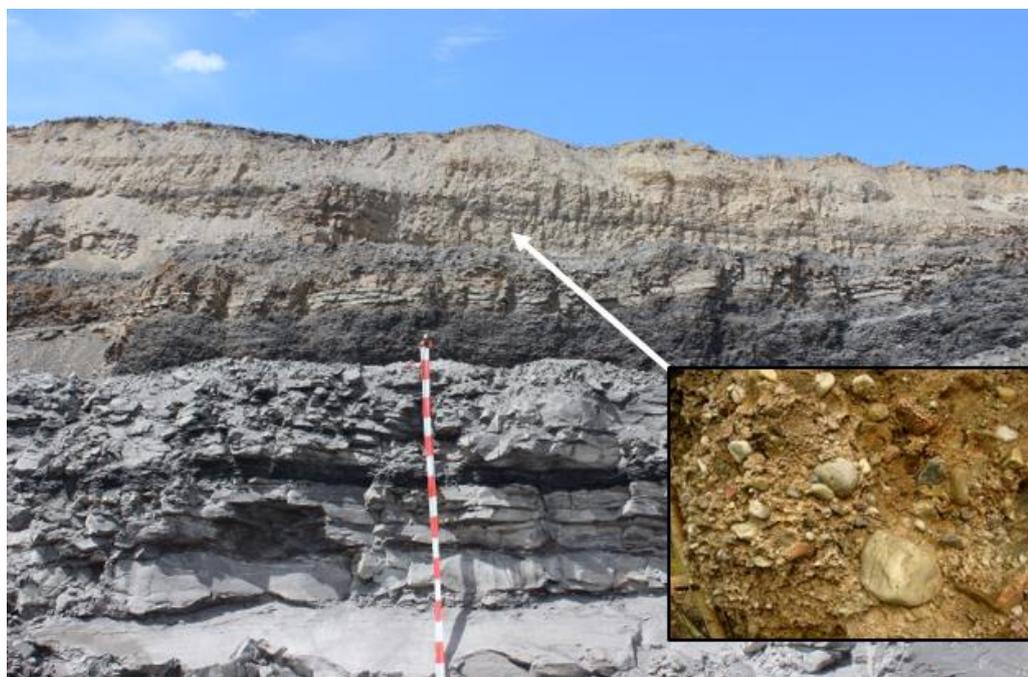


Рисунок 1.5 – Фото рабочего борта разреза «Буреинский» с указанием верхнего слоя из мерзлых гравийно-галечниковых отложений

Важной особенностью мерзлых пород являются их ярко выраженные реологические свойства. Мгновенная прочность мерзлой породы (оказывающая основное влияние на разрушение породы взрывом) гораздо выше длительной прочности. Так, мгновенное сопротивление разрыву супесчано-глинистых пород при температуре 3,7-4,6⁰С составляет 20-23,5 кгс/см², что в 15-16 раз больше длительного сопротивления [82, 292].

Гранулометрический состав многолетнемерзлых пород может быть самым различным – от тонкодисперсных до крупноскелетных. Прочностные свойства такой породы под действием статических нагрузок в основном зависят от цементационных связей крупных обломков с льдистым заполнителем и прочностных свойств заполнителя. Петрографический состав породы имеет

второстепенное значение, так как разрушение монолита породы происходит по контуру крупных обломков с заполнителем либо по заполненным льдистым песчано-пылевым материалам полостям между обломками. Это положение сохраняется и при динамических нагрузках, вызванных действием взрыва на массив крупноскелетной структуры. Практика буровзрывных работ показала, что дробление обломков, слагающих скелет породы, происходит только в ближней зоне к заряду [35, 258].

Слою многолетнемерзлых пород свойственны большая динамичность и нестабильность свойств [292]. При производстве расчетов параметров взрывания в зимнее время учитывают в основном только один фактор – глубину промерзания. Такие важные характеристики, как прочностная и деформационная анизотропия слоя, их изменения во времени, криогенная текстура, засоленность грунтов, их влажностной режим, остаются вне поля зрения.

В настоящее время нет обобщающих работ, посвященных комплексной характеристике этой среды и отдельных ее компонентов, а также не выработана общепринятая теория взрывного дробления криогенных пород.

Для жизнеспособности угольных разрезов [143] ДФО очевидна необходимость в снижении себестоимости кубометра ВГМ, учитывая суровые климатические и сложные горно-геологические условия Дальневосточного региона, удаленность горнодобывающих предприятий от поставщиков запасных частей, оборудования и материалов, и других сопутствующих факторов.

1.2 Проблемы обеспечения рационального объема массового взрыва

В результате исследований ученых и инженеров создана научная база современных методов проектирования, планирования и управления процессом подготовки горной массы к выемке буровзрывным способом, в основе которого лежит принцип обеспечения наилучших экономических показателей [179, 207]. Это позволяет выбрать направление развития горных работ и определить распределение затрат во времени, обеспечивающих высокоэффективную

разработку месторождений открытым способом [187, 259, 270]. Один только переход от мгновенного к короткозамедленному взрыванию в середине прошлого века позволил увеличить объем взрыва более чем в 10 раз [313]. Ведение горных работ зонами концентрации горнотранспортного оборудования также обеспечило увеличение единичного объема взрываемого блока [60]. Вместе с тем практика горных работ ставит новые задачи по решению проблем открытой разработки полезных ископаемых.

За последние 20 лет на карьерах опережающими темпами развивался комплекс открытых горных работ, при этом увеличилась мощность и производительность горно-выемочного оборудования, карьерных самосвалов, буровых установок, а процент механизации взрывных работ и изготовления ВВ на местах работ превысил 80%, в том числе изготовления наливных ЭВВ более 60% [108, 235]. Однако при создании благоприятных условий для повышения объема выемки и перевозки горной массы не обеспечивается объем переходящих запасов ВГМ на карьере, необходимый для бесперебойной работы экскаваторов между очередными массовыми взрывами [63, 267].

Анализ методов управления и развития горных работ на карьерах с применением взрывной отбойки горных пород позволил установить, что с ростом масштабов открытых горных работ становится все более актуальной проблема разработки и развития методов увеличения объема массовых взрывов на ОГР, обеспечивающих минимизацию непроизводительного времени по организации массового взрыва и бесперебойную работу экскаваторов между взрывами при заданной интенсивности разработки месторождений и рациональном календарном графике вскрышных и добычных работ [16, 53, 239, 258, 285, 302].

Буровзрывные работы должны обеспечивать:

- требуемую степень дробления горных пород для последующих технологических процессов добычи и переработки;
- минимальные потери и разубоживание полезного ископаемого, достижение в необходимых случаях избирательного дробления пород различной трудности разрушения;

– минимальное отклонение отметок и размеров площадок и уступов, их формы и проектных значений;

– заданную форму и угол откоса уступа, возможность безопасного бурения и заряжания последующих скважин;

– проектные размеры и форму развала взорванных пород, удобные для выемочно-погрузочных работ, необходимую дальность и направление перемещения пород;

– допустимое по нормам сейсмическое воздействие взрыва и максимальную сохранность окружающих сооружений и породного массива за конечными контурами карьера и соблюдение заданного угла погашения его уступа;

– *достаточный рациональный единичный объем взорванных пород для бесперебойной и высокопроизводительной выемки и погрузки;*

– высокую безопасность, экономичность и производительность горных работ.

Выполненные автором исследования показывают, что из перечисленных требований в современных условиях повышения интенсивности производства и наращивания объемов горных работ в большей степени возникают проблемы с обеспечением рационального объема массового взрыва для непрерывной и эффективной работы экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) по основным причинам:

1. Фактор обрушения (осыпания) стенок скважин.
2. Снижение детонационных свойств скважинных зарядов из наливных ЭВВ при длительном (более 1 суток) заряжении скважин.
3. Применение технологии раздельного взрывания, когда вмещающие породы взрываются отдельно от полезного ископаемого.
4. Увеличенный радиус опасной зоны по разлету кусков горной массы;
5. Негативное влияние сейсмического фактора при увеличении единичного объема взрывного блока.
6. Чрезмерная частота изменения планов развития горных работ.

Из формулы Ржевского В.В. [219] известно, что объем переходящих запасов ВГМ (m^3) на карьере, необходимый для производства бесперебойной вскрыши и добычи между очередными взрывами, рассчитывается по формуле:

$$V_{\Pi} = K_{Т.з.} \times K_p \times \frac{N_{р.б} \times n_{э.г}}{N_{в.б} \times N_{м.в}} \times Q_{э.с} \times N_{э}, \quad (1.1)$$

где $K_{Т.з.}$ – коэффициент текущего запаса ($K_{Т.з.} \approx 0,5$);

K_p – коэффициент резерва, предусматривающий наличие дополнительного запаса ВГМ на случай ухудшения ситуации в других взрываемых блоках (завышение почвы, наличие негабарита и т.д.) ($K_p = 1,05 \div 1,1$);

$N_{р.б}$ и $N_{в.б}$ – соответственно число рабочих (одновременно взрываемых) и выемочных (добычных и вскрышных) блоков;

$n_{э.г}$ – число дней работы экскаватора в году;

$Q_{э.с}$ – среднесуточная производительность экскаватора, m^3 ;

$N_{м.в}$ – число массовых взрывов в год;

$N_{э}$ – число работающих экскаваторов на карьере.

Оптимальные объемы массовых взрывов на карьерах в общем случае устанавливаются из условия минимума суммарного годового ущерба, состоящего из платы за оборотные фонды C_o на создание запасов ВГМ и убытков C_{Π} из-за простоев экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК) при производстве взрывных работ (ВР)

$$C_{в} = C_o + C_{\Pi} \rightarrow \min \quad (1.2)$$

При этом расчеты показывают, что оптимальные переходящие запасы ВГМ на мощных карьерах составляют $(0,4 \div 0,6) \times Q_{к.м}$ ($Q_{к.м}$ – месячная производственная мощность карьера по ВГМ, m^3), а целесообразные переходящие запасы обуренной породы также составляют $(0,4 \div 0,6) \times Q_{к.м}$. С ростом мощности карьерного оборудования увеличивают объемы массового взрыва и снижают число взрывов

для сокращения ущерба от простоев дорогостоящего оборудования. По данным Ржевского В.В., на мощных карьерах объемы массовых взрывов достигают 500-700 тыс. м³.

Исследования, проведенные автором на разрезах Дальнего Востока и Сибири с мощностью по ВГМ более 1 млн м³, показали, что в современных условиях, с учетом модернизации горного оборудования за последние 20 лет, при интенсивном переходе на гидравлические экскаваторы и большегрузные самосвалы, рациональные переходящие ВГМ составляют,

$$V_{\Pi} = (0,8 \div 1,0) \times Q_{к.м} \quad (1.3)$$

при этом рациональный единичный объем взрывного блока ($V_{р.е.в.б}$) составляет,

$$V_{р.е.в.б} = (0,07 \div 0,2) \times Q_{к.м} \quad (1.4)$$

Соответственно, при месячной производственной мощности карьера по ВГМ от 1,0 млн м³ до 10,0 млн м³, $V_{р.е.в.б}$ составит от 70–200 тыс. м³ до 700–2000 тыс. м³.

Как показала статистика в начале исследований в 2015–2023 гг., фактический средний объем единичного взрывного блока ($V_{е.в.б}$) на исследуемых разрезах Дальнего Востока (ДВ) составил менее 7% от $Q_{к.м}$.

К примеру, на угольных разрезах ДВ («Буреинский», «Правобережный» и «Эльга») в период 2015-2024 гг. выявлено, что подготовка горной массы к выемке не обеспечивает оптимальный переходящий запас ВГМ по причине недостаточного $V_{е.в.б}$, соответствующего $(0,056 \div 0,06) \times Q_{к.м}$, что ведет к повышению непроизводительного времени ($T_{непр}$), связанного с простоями комплексов оборудования до 648 часов в год, и завышенному риску негативных событий, связанному с разлетом осколков ВГМ от повышенной частоты массовых взрывов.

В целях повышения эффективности использования горного оборудования и безопасности взрывной подготовки на указанных выше разрезах разработан и

предложен к применению метод обоснования $V_{р.е.в.б}$, представленный в виде схемы на рисунке 1.6.

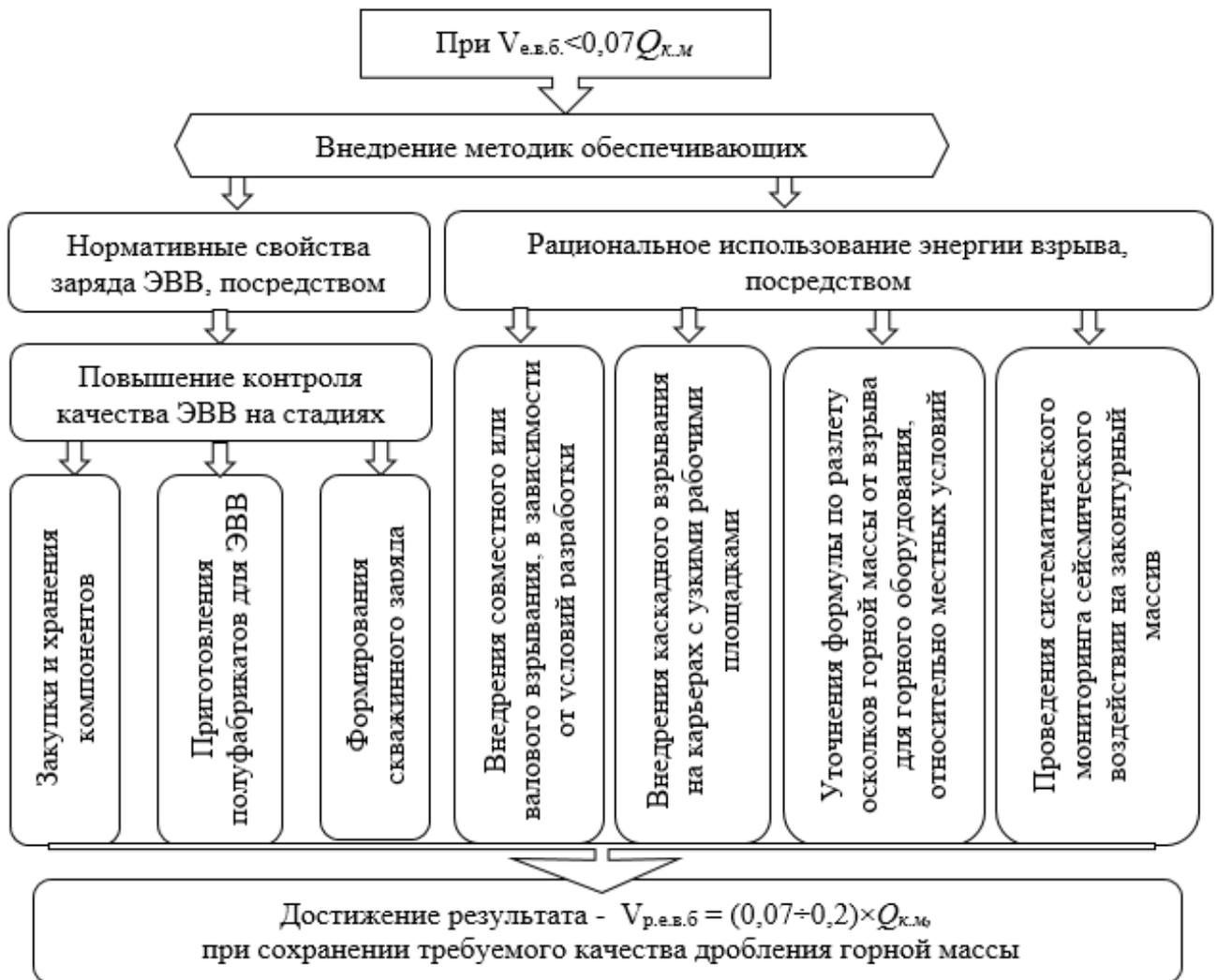


Рисунок 1.6 – Схема метода обоснования рационального единичного объема взрывного блока

В результате внедрения приведенного выше метода на указанных разрезах $V_{р.е.в.б}$ составил $(0,07 \div 0,19) Q_{к.м}$, что позволило повысить уровень безопасности при производстве массовых взрывов за счет понижения частоты взрывов ($v_{мв}$) за год до 1,48 раза и увеличить среднюю производительность экскаваторов ($m^3/мес$) на 1,7-5% за счет снижения удельного непроизводительного времени, связанного с простоями горного оборудования при организации массовых взрывов (МВ) за год ($T_{непр.}$) более чем в 2 раза.

Следует отметить, что для условий вечномерзлых пород Крайнего Севера и районов, приравненных к Крайнему Северу, с учетом смерзаемости ВГМ и резкого ухудшения свойств ВВ при длительном нахождении в скважинах, а также модернизации комплекса горного оборудования, для определения объемов массовых взрывов требуется проведение дополнительных исследований и уточнение существующих методов.

При обосновании $V_{p.e.v.б}$ в целях обеспечения устойчивости бортов разрезов и целостности зданий и сооружений производственного комплекса и жилого массива рекомендуется в обязательном порядке проведение систематического мониторинга сейсмических колебаний в ближней (50м-200м) и дальней ($\approx 0,5 \div 1,5$ км) зонах относительно границы взрывааемых блоков.

1.3 Особенности подготовки к выемке массива горных пород взрывным способом в условиях криолитозоны

Характерные отличия разработки пород криолитозоны обусловлены совместным воздействием комплекса специфических условий: географических, климатических и геологических. Эти обстоятельства оказываются решающими при выборе способов подготовки мерзлых пород к выемке и методов ведения вскрышных работ.

При осуществлении горноподготовительных работ на угольных разрезах ДФО необходимо учитывать ряд особенных характеристик горных пород, усложняющих разработку месторождений полезных ископаемых. К ним относятся:

- сложное и неоднородное залегание осадочных пород различного литотипа;
- наличие в верхней части массива четвертичных отложений в мерзлом состоянии;
- превращение рыхлых пород при отрицательных температурах в прочные монолиты за счёт цементации льдом;
- изменчивость физико-механических свойств пород в зависимости от их дисперсности, влажности (льдистости) и температуры;

– наличие слоёв с различным соотношением льда и незамерзающей воды.

В сложившейся ситуации оперативное получение точных данных о состоянии и свойствах мерзлого массива осадочных пород возможно лишь путём применения геофизических методов, отличающихся высокой оперативностью и доступной стоимостью [105]. Однако реализация этого подхода сопряжена с трудностями в условиях постоянного роста темпов горных работ на разрезах.

Одна из основных проблем подготовки к выемке горных пород Дальневосточного региона сопряжена с производством БВР в условиях мерзлоты.

Классификация пород по продолжительности пребывания их в мерзлом состоянии включает в себя следующие категории [292]:

- сезонно-мерзлые породы (СМП), которые промерзают зимой и полностью оттаивают летом;
- вечномерзлые породы (ВМП), находящиеся в состоянии пермафроста на протяжении столетий и тысячелетий;
- кратковременно мерзлые породы, пребывающие в мерзлом состоянии от нескольких часов до нескольких суток;
- многолетнемерзлые породы (ММП), находящиеся в состоянии мерзлоты от нескольких лет до нескольких десятилетий.

Характеристики мерзлых пород и особенности их залегания в условиях Дальнего Востока представлены в работах [54, 82, 171].

Одна из ключевых характеристик мерзлых пород - их выраженная реологическая природа. Это означает, что прочность таких пород во многом зависит от скорости внешнего воздействия на них. В частности, мгновенная прочность мерзлых пород (которая играет определяющую роль при разрушении взрывом) существенно превосходит их длительную прочность.

В результате исследований [28] установлено следующее:

1. Увеличение содержания глинистых частиц в образцах приводит к росту энергозатрат на разрушение и снижению качества дробления.
2. Максимальные значения поверхностной энергии разрушения мерзлых пород различного гранулометрического состава наблюдаются в температурном

диапазоне от 0°C до минус 3°C, что соответствует переходу пород в пластично-мерзлое состояние.

К настоящему времени известно немало исследований и методов БВР относительно условий криолитозоны [14, 24, 54, 82].

В работе [81] управлением взрывной отбойки мерзлых пород посредством удлиненных зарядов сброса с воздушными промежутками повышается эффективность работ по перемещению вмещающих пород в выработанное пространство. При этом для расширения области применения рекомендуемых зарядов необходимо использовать взрывчатый состав, обладающий повышенной по сравнению с игданитом льдоустойчивостью и включающий гранулированную аммиачную селитру, угольную пыль и жидкую горючую добавку, в качестве которой используется смесь, состоящая из полиэтилгидросилоксанов общей формулы:



где $n = 8-15$ и N – оксиэтилэтиланилина.

При следующем отношении компонентов (мас. %):

- угольная пыль – 3,0 – 6,0;
- полиэтилгидросилоксаны – 3,0-6,0;
- N – оксиэтилэтиланилин 0,5-1,0;
- аммиачная селитра гранулированная – остальное.

А.А. Егупов в своей работе [82] приводит вывод о том, что для повышения эффективности подготовки мерзлых пород буровзрывным способом необходимо решить ряд задач: существенно увеличить скорость бурения скважин при одновременном снижении их стоимости; использовать эффективные и безопасные ВВ; провести углублённое исследование особенностей разрушения мерзлых рыхлых крупнообломочных пород взрывом; разработать рациональные параметры и технологию буровзрывных работ (БВР); создать средства для комплексной

механизации этих процессов. Одним из приоритетных направлений в создании безопасной техники и технологии БВР на мерзлых породах стало внедрение игданитов – менее опасных ВВ, которые изготавливаются непосредственно на месте работ из невзрывчатых компонентов [82].

В работе Б.Н. Заровняева [91], на примере Нерюнгринского месторождения, предложены и успешно протестированы методики активного управления обводненностью скважин и образования ледяных пробок в них с учетом специфических особенностей геокриологических процессов, характерных для зон островной мерзлоты. В частности, разработана инженерная методика определения "активного" сечения и количества скважин, подверженных обледенению на блоке, с учетом их диаметра и срока эксплуатации. Кроме того, предложена номограмма для оптимизации ассортимента взрывчатых веществ, учитывающая степень обводненности взрываемых блоков, объем вскрышных работ и удельный расход ВВ.

Под руководством В.А. Белина разработан новый метод взрывания горных пород, содержащих участки вечной мерзлоты, на открытых разработках. Данный метод [14] предусматривает бурение вертикальных основных и дополнительных скважин, закладку в них ВВ, забойку скважин и последующее их взрывание. Сущность метода заключается в следующем: при бурении основных скважин в случае обнаружения линзовидных включений вечной мерзлоты определяется их контур в плане и глубина залегания кровли и подошвы по данным из скважин. Дополнительные скважины бурятся внутри контура, пересекая выявленные включения, но не глубже основных скважин. При этом также фиксируются отметки кровли и подошвы включений по глубине дополнительных скважин. В процессе закладки ВВ в дополнительные скважины заряды располагаются непосредственно внутри линзовидных включений вечной мерзлоты.

В работе [169] В.Н. Мосинца говорится о том, что, как и при разрушении пород в обычных условиях, при дроблении ММП наиболее эффективной является технология многорядного короткозамедленного взрывания уступов. Однако принципиальной особенностью применения такой технологии в условиях

мерзлоты является то, что значительные переходящие объемы горной массы, характерные для многорядного взрывания, подвергаются смерзанию на глубину примерно 14,5-2,5 м, что затрудняет работу выемочного оборудования. В связи с этим требуется [169] ограничение переходящих объемов ВГМ, а следовательно, и сокращение области применения наиболее эффективного многорядного взрывания. Кроме того, усложняется технология ведения горных работ – возникает необходимость разрушения ранее взорванных, но смерзшихся горных пород.

При разработке месторождений с применением БВР в условиях мерзлоты каждый конкретный карьер обладает своими уникальными характеристиками, обусловленными геологическим строением и горнотехническими условиями. Тем не менее можно выделить ряд общих вопросов, которые требуют решения при выборе метода взрывной отбойки с учетом наблюдающейся тенденции к росту масштабов массовых взрывов. В таблице 1.1, с учетом анализа указанных выше работ, систематизированы основные вопросы в контексте крупномасштабной отбойки и возможности их решения для карьеров, расположенных в криолитозоне.

Таблица 1.1 – Проблемы увеличения объема массового взрыва в условиях криолитозоны и пути их разрешения

Пояснение	Возможные варианты решений	Соответствие решений специфике среды криолитозоны
<i>1-й вопрос. Разлет осколков ВГМ</i>		
<p>При проектировании БВР по мерзлым породам, конструкция скважинного заряда ВВ предусматривает максимальное уменьшение расстояния от верхней части заряда до устья скважины, в целях повышения качества дробления верхней части взрываемого массива, что в конечном итоге увеличивает безопасное расстояние по разлету кусков породы ($r_{\text{разл}}$)</p>	<p>Принятие необходимых мер безопасности с учетом увеличения радиуса опасной зоны по разлету осколков породы для людей в 1,5-2 раза, относительно расчётного значения. Разработка методов рационализации параметров БВР по дроблению мерзлых пород, позволяющих снизить $r_{\text{разл}}$, без снижения качества ВГМ</p>	<p>Возможность применения решения высока при разработке мерзлых пород, с учетом использования передового опыта горных инженеров и исследователей в области производства буровзрывных работ в условиях криолитозоны</p>
<i>2-й вопрос. Осуществление забойки скважинных зарядов</i>		
<p>Эффект быстрого смерзания бурового шлама при бурении мерзлых пород, не позволяющий осуществлению процесса забойки скважин из указанного материала</p>	<p>Осуществление забойки скважин из привозного материала. В данном случае актуальна механизированная забойка посредством забочных машин.</p>	<p>Указанное решение применимо при производстве БВР в условиях разработки мерзлых пород</p>
<i>3-й вопрос. Безопасность работ при отработке высоких уступов</i>		
<p>Высокие уступы подвержены разрушению, которое может сопровождаться оползнями и вывалами горных пород. В процессе разрушения уступа существует риск падения отдельной части ВГМ на горнодобывающее оборудование, что может привести к повреждению кабины и травмированию персонала. Особую опасность обрушение уступа представляет, во время перемещения оборудования с подтягиванием и перецепкой рабочими силового кабеля</p>	<p>Применение горнотехнического оборудования с дизельным приводом на участках с высокими уступами регламентируется специальными инструкциями, предусматривающими в том числе дистанционное управление для обеспечения безопасности персонала</p>	<p>Данные решения могут быть использованы при ведении горных работ в условиях наличия пород находящиеся в состоянии пермафроста.</p>

Продолжение таблицы 1.1

Пояснение	Возможные варианты решений	Соответствие решений специфике среды криолитозоны
<i>4-й вопрос. Выемка увеличенного объёма ВГМ массового взрыва</i>		
<p>Увеличенный объем взорванного мерзлого массива перекрывает значительную часть карьера, из-за ограничений логистики, связанных с негативным эффектом укатывания самосвалами данного массива. Этот фактор приводит к повышению времени транспортировки горной массы из-за увеличения плеча транспортировки в объезд соответствующей ВГМ.</p>	<p>Оптимизация ЭАК при выемки большого объема ВГМ, расположенного на нескольких горизонтах с доступностью подъезда к блоку с различных направлений. Планирование расширенных возможностей транспортной инфраструктуры для обеспечения требуемого объема перевозок</p>	<p>Ограниченность применения обусловлена тем, что в условиях низких температур процесс выемки значительных объёмов ВГМ может занимать больше времени, чем время смерзания отдельных его частей. Это приводит к увеличению затрат на повторное дробление мерзлой породы</p>
<i>5-й вопрос. Оконтуривание нерабочего борта карьера</i>		
<p>При бурении контурных скважин под углом, оптимальным для обеспечения их стабильности, наблюдается частичное обрушение стенок. Это явление повышает риск неполного заряжения скважин в контурном ряду</p>	<p>Оконтуривание, предусматривающее использование переходных блоков с близко расположенными вертикальными скважинами с производством их обсадки и рассредоточением зарядов</p>	<p>В условиях криолитозоны реализация решений возможна, но влечет за собой существенное увеличение расходов на подготовку заоткоски борта</p>
<i>6-й вопрос. Развитие транспортной инфраструктуры</i>		
<p>Внедрение высоко динамичного процесса БВР не должно создавать препятствий для эффективного развития транспортной инфраструктуры</p>	<p>Проектирование и реализация протяженных съездов с большим уклоном, а также использование резервных систем параллельных съездов, обеспечивающих доступ к фронту работ с различных направлений</p>	<p>Данное решение может быть использовано в условиях криолитозоны</p>

Продолжение таблицы 1.1

Пояснение	Возможные варианты решений	Соответствие решений специфике среды криолитозоны
<i>7-й вопрос. Сейсмическое воздействие взрыва</i>		
<p>Увеличение высоты отбиваемого яруса приводит к удлинению заряда ВВ. Это, в свою очередь, влечёт за собой увеличение массы ВВ на ступень замедления и, как следствие, усиление сейсмического воздействия на окружающий массив горных пород</p>	<p>Расчет параметров БВР с оптимизацией массы зарядов ВВ. В нём особое внимание уделяется выбору схем монтажа и методов инициирования, направленных на повышение точности срабатывания зарядов в ступени замедления.</p>	<p>Ограниченность возможностей обусловлена низкой крепостью и фрагментарным строением мерзлых пород. Существует высокий риск обрушения стенок скважины, пересекающей несколько горизонтов мерзлых пород. Для обеспечения устойчивости скважин рекомендуется применение обсадных труб.</p>

1.4 Анализ проблемы обеспечения устойчивости проектных параметров буровзрывных работ в зоне мерзлых пород

1.4.1 Общий анализ исследований в области деформаций разных технологических скважин

В отечественной и зарубежной литературе недостаточно освещена проблема, связанная с изменением объема зарядной полости при осыпании или обрушении взрывных скважин (ВС), пробуренных на карьерах. Это связано с тем, что глубина ВС, как правило, небольшая и равна высоте отбиваемого уступа с небольшим перебором [68]. При этом зарядание ВС производится в сравнительно короткие сроки после бурения, примерно от 2 минут при зарядании вслед за бурением и до 10 суток при обычном зарядании. На практике в типовых проектах буровзрывных работ (БВР) для определения диаметра скважин используется коэффициент разбуривания (расширения – $k_{расш}$), диапазон которого в зависимости от крепости пород и марки буровых долот изменяется в пределах от 1,02 до 1,06 [286]. В работе

[268] Сытенков В.Н. и др. приводят формулу расчета диаметра скважинного заряда с учетом коэффициента расширения скважины по отношению к диаметру долота:

$$D = k_{расш} \times D_d, \quad (1.6)$$

где $k_{расш} = 1,05$;

D_d - диаметр бурового долота.

Однако данный коэффициент не учитывает фактор неустойчивости и осыпания горных пород при бурении взрывных скважин.

Натаров О.В. в своей работе [170] приводит описание отрицательного эффекта взрыва, заключающегося в явлении нарушения и ослабления массива горных пород за контуром взрываемого участка до 30-40 метров, вызванного влиянием динамических воздействий от взрывных нагрузок. Подобные условия, особенно при высоких водопритоках, вызывают сложности с бурением блока, что ведет к снижению его эффективности, обрушению скважин, растеканию ЭВВ по трещинам, что, в свою очередь, увеличивает затраты на бурение и создает проблемы с негабаритом. Для таких участков, в целях предотвращения растекания взрывчатого вещества, было предложено заряжать ЭВВ в рукава из ткани [170].

Исследование [22], проведенное совместно с институтом «Якутнипроалмаз» АК «Алроса» (ПАО) и Институтом горного дела УрО РАН, выявило существенное ограничение крупномасштабной взрывной отбойки. Оно заключается в повышенном риске обрушения стенок скважин, пересекающих многолетнемерзлые породы, что обусловлено их низкой прочностью и склонностью к дезинтеграции. Для обеспечения устойчивости образованных взрывных полостей предложено использовать их обсадку.

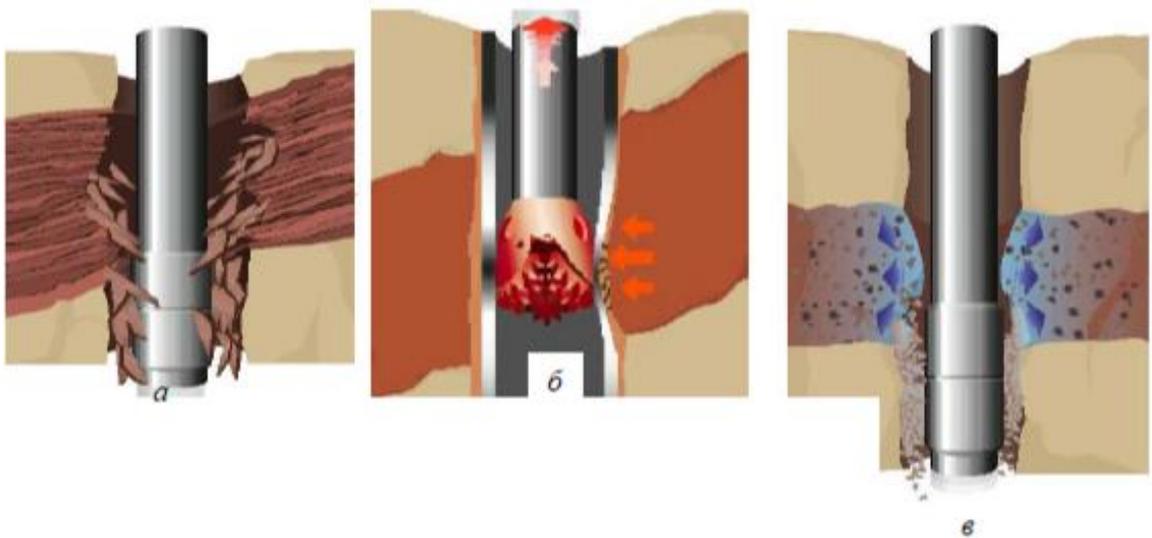
В то время как сведений о проблемах с обрушением стенок взрывных скважин не так много, существует значительный объем данных, касающихся осложнений при бурении глубоких нефтегазовых, геологических, водозаборных и аналогичных технологических скважин [321, 328]. К примеру, в работе Заливина В.Г. [90] приводится характеристика осложнений, рассмотрены причины и

факторы их проявления в бурящейся нефтегазовой скважине. При этом приводятся определения явлений, связанных с потерей устойчивости стенок скважины, вызванной хрупким объемным разрушением. К ним относятся обвал, обрушение и осыпание стенок скважин, которые в основном приурочены к глинистым и песчано-глинистым комплексам (глины, аргиллиты, алевролиты, сланцы, мергели и др.), на долю которых из общего объема осадочных пород приходится до 80%. К общим причинам указанных явлений относятся исходные прочностные характеристики горных пород, их изменения во времени под действием различных факторов, в том числе: увлажненность, перемеживаемость по твердости, анизотропия, трещиноватость, минералогический состав, горное давление, температура, соотношение между величиной напряжённого состояния, обусловленного бурением скважины и механической прочностью пород.

Согласно исследованию Габитова С.И. [46] и соавторов, процесс бурения приводит к дестабилизации существующего напряженного состояния пород, что вызывает формирование в околоскважинной области силового поля с пиковой концентрацией напряжений. При недостаточности прочности пород около скважины формируется зона, где напряжения достигают критических значений. В этой области горные породы испытывают различные виды деформаций – от обратимых (упругих) до необратимых (упругопластических и пластических), вплоть до разрушения. Образование трещин приводит к увеличению объема породы и ее перемещению в скважину, что проявляется в виде обрушений или набухания.

Горные породы, в которых осуществляется бурение геологоразведочной скважины, находятся в условиях всестороннего сжатия. В стенках и забое скважины породы испытывают напряжение, обусловленное гидростатическим давлением столба очистного реагента, заполняющего скважину. Со всех остальных направлений породы подвержены воздействию горного давления [172]. В приствольной зоне пород наблюдаются различные типы деформаций. Твердые, монолитные породы демонстрируют упругие деформации и сохраняют относительную стабильность на протяжении длительного времени. Хрупкие

породы подвержены неупругим деформациям, что может вызывать обрушения и образование пустот (рисунок 1.7, а). Вязкие и пластичные породы, напротив, деформируются неупруго, приводя к сужению ствола скважины (рисунок 1.7, б). В результате контакта глинодержащих пород с фильтратом происходит их набухание, вызывающее выпучивание и обваливание в скважину (рисунок 1.7, в).



а – обрушение пород; *б* – смятие обсадной колонны; *в* – выпучивание глинистых пород вследствие их набухания.

Рисунок 1.7 – Возможные осложнения при бурении, вызванные горным давлением и состоянием горных пород [172]

1.4.2 Исследование факторов влияющих на деформацию скважин в условиях многолетнемерзлых пород

Проведение буровых работ в толще многолетнемерзлых горных пород (ММГП) характеризуется специфическими осложнениями, способными вызывать аварийные ситуации [332]. К ним относятся: выпучивание пород, разрушение устья скважины, обрушение стенок и повреждение обсадных колонн. Влияние ММГП на процесс бурения определяется физико-химическими и механическими свойствами мерзлых пород, а также температурой промывочной жидкости [8].

Для устранения активного разрушения стенок скважин (геологоразведочных, нефтегазовых, водозаборных и т.п.) используются методы регулирования свойств и плотности бурового раствора, применяются специальные режимы бурения, производится обсадка. Для бурения в условиях ММГП в работе Атласова Р.А. [8] приводятся рекомендации об использовании низкотемпературных промывочных жидкостей, а в летний период – применение долота меньшего диаметра с последующим расширением.

По мнению Беляева А.Е. [15], для поддержания нормального температурного режима буровой мелочи при использовании шарошечных долот в условиях алмазородных карьеров Якутии, где температура многолетнемерзлых пород составляет минус 6°C, теоретически необходимо охлаждать воздух, подаваемый на продувку забоя, до температуры минус 2°C. При этом основная идея стабилизации температурного режима заключается в охлаждении воздуха, подаваемого для продувки, до такой отрицательной температуры, при которой он сможет поглощать тепло, выделяемое при взаимодействии бурового инструмента с породой.

Анализ существующих методов, свойств мерзлых пород, опыта бурения и проблем с очисткой скважин позволил найти способы оптимизации процесса и разработать новую технологию [15]. Эта технология основана на трех ключевых принципах: поддержание стабильной температуры в скважине; использование бурового инструмента, адаптированного к конкретным условиям и свойствам пород; оптимизация режимов бурения.

Б.Н. Заровняевым, на примере Нерюнгринского угольного месторождения, проведено исследование в части повышения использования взрывных скважин в условиях островной многолетней мерзлоты [91] деятельного (сезонно-талого) слоя, где проблема состояла в потере скважин, осложнении процесса их заряжения, растворении ВВ и обледенении их межгранульного пространства, что приводило к частым отказам отдельных скважинных зарядов. При этом одной из причин частых отказов зарядов являлась обводненность взрывных скважин, приводящая к выносу растворимых компонентов, снижению энергетических показателей ВВ и, как следствие, прекращению детонации заряда. Гидрогеологические особенности

представленного в этой работе месторождения определены значительным количеством атмосферных осадков, островным расположением мерзлоты, повышенной трещиноватостью пород, наличием многочисленных крупных тектонических нарушений, закарстованностью пород. Процесс обледенения скважин в основном наблюдался в весенне-летний период, когда надмерзлотные воды, поступая в скважину, замерзают при отрицательной температуре ее стенки. Особые осложнения в эксплуатации взрывных скважин возникали из-за образования в них ледяных пробок, уменьшения полезного сечения, затруднения процесса заряжения вследствие обледенения гранул ВВ зимой, что приводило к непотопляемости ВВ и закупорке скважины со стороны устья.

На основе проведенных исследований Б.Н. Заровняевым были сформулированы ключевые рекомендации относительно эффективного использования скважин в условиях островной многолетней мерзлоты [91]:

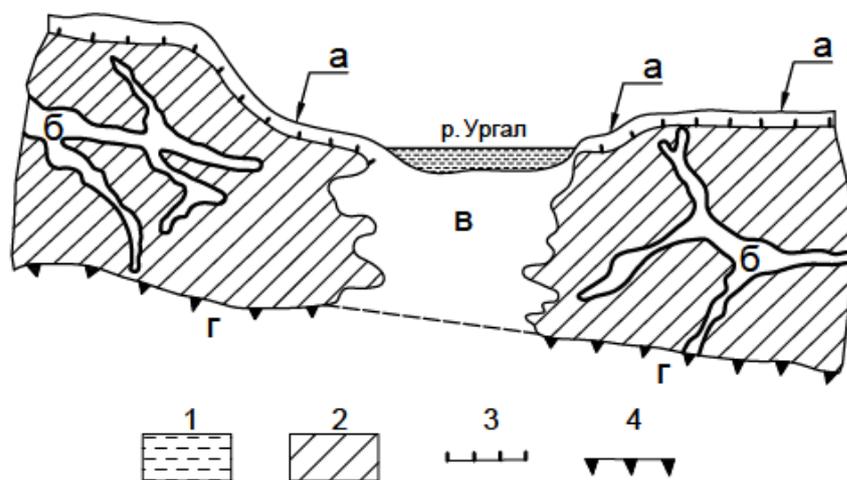
- для предотвращения попадания воды в скважину после её заряжения следует устанавливать гидроизолирующую песчано-цементную пробку над зарядом;
- в период, когда возможно обледенение скважины, необходимо выполнять заряжение сразу после бурения или учитывать длительность их сохранности;
- при возникновении ледяных пробок рекомендуется их разрушать с помощью шпуровых или кумулятивных зарядов при глубине их образования более 1,5 м.

При проектировании БВР в условиях вечной мерзлоты также важно учитывать фактор климатического потепления, так как анализ архивных материалов свидетельствует о значительных изменениях геокриологической обстановки в российской криолитозоне, проявляющихся в росте температуры мерзлых пород и углублении сезонного оттаивания [5] в связи с глобальным потеплением.

Анализ вышеприведенных исследований свидетельствует о наличии проблемы деформации скважин, причин и методов ее решения относительно бурения:

- геологических, нефтегазовых, водяных и т.п. глубоких скважин;
- взрывных скважин в зоне ослабления массива горных пород, вызванного влиянием динамических воздействий от взрывных нагрузок предыдущих взрывов;
- в условиях островной многолетней мерзлоты деятельного слоя.

Описанные при этом причинно-следственные связи предполагают возможность существования аналогичных проблем в схожих условиях, что обуславливает интерес в проведении исследования влияния деформации взрывных скважин на эффективность и безопасность БВР в условиях прерывистого распространения многолетней мерзлоты (ММ) в зоне мерзлых осадочных пород и межмерзлотных вод (рисунок 1.8). К объекту исследования в контексте усиления актуальности научного вопроса можно отнести следующие угольные месторождения Дальневосточного региона: Ургальское, Огоджинское, Эльгинское, Нерюнгринское, Чульмаканское, Волчанское, Егоршинское, Анадырское.



а-г – воды; 1 – река; 2 – мерзлые породы; 3 – подошва надмерзлотных вод; 4 – кровля подмерзлотных вод.

Рисунок 1.8 – Схема взаиморасположения мерзлых и талых пород и взаимосвязи над-, меж- и подземных вод

1.5 Методы исследования проблем стабилизации заданных параметров буровзрывных работ в зоне мерзлых пород

В подтверждение актуальности проблемы устойчивости скважин, нормативным документом [205] предусмотрен пункт 187, согласно которого допускается зарядание скважин сразу после бурения в сложных геологических условиях, таких как неустойчивые породы, промерзание скважин или пльвуны. При этом не рассматривается взаимосвязь между обрушением стенок скважины и изменением объема внутрискважинного пространства, что не позволяет оценить риски, связанные с безопасностью взрывных работ. Следовательно, изучение этого вопроса с точки зрения безопасности и эффективности открытых горных работ представляется крайне важным.

1.5.1 Натурные измерения на Ургальском и Эльгинском угольных месторождениях в зоне мерзлых пород

На угольных разрезах «Эльга» (Якутия), «Правобережный» и «Буреинский» (Хабаровский край) проведены натурные измерения параметров взрывных скважин: уровня обводненности, глубины с учетом обрушения, объема. Для этих целей применялись гидрогеологические рулетки типа РГЛМ, каверномер реостатного принципа действия типа КМ-4У, прибор, основанный на измерении параметров высокочастотных электромагнитных колебаний метрового диапазона в замкнутом пространстве скважины зарядного поля [56], способ измерения объема взрывной полости посредством заполнения ее эмульсионным ВВ в полипропиленовый рукав увеличенного диаметра и расчета объема до начала газогенерации ЭВВ через плотность. Температура мерзлых пород составляла от минус 1⁰С до минус 3⁰С. Исследованию подлежали скважины глубиной 11 и 17 метров, пробуренные с использованием шарошечного долота одинакового диаметра 215,9 мм, в количестве 5 тыс. шт. на разных горизонтах, на каждом из указанных выше разрезов, для 10 и 15 метровых уступов.

Результаты анализа данных наблюдений демонстрируют, что время установления стабилизации уровня межмерзлотных вод в скважине после извлечения буровой колонны находится в диапазоне от одного часа до 24 часов. Отмечается существенная неоднородность и случайный характер процесса заполнения различных скважин водой. Высота столба воды в скважинах варьируется от 1 до 10 метров и более. В отдельных случаях наблюдалось длительное (более суток) отсутствие воды в скважине с последующим заполнением до уровня 1 метра. Рисунок 1.9 содержит визуализацию соответствующих измерений, отражающую процент обводненности скважин в зависимости от уровня зеркала воды в скважине, при измерении уровня воды через 3 часа после бурения скважины.



Рисунок 1.9 – График изменения обводненности скважин на разрезах:
«Правобережный», «Буреинский», «Эльга»

На рисунке 1.10 отображен график зависимости процента обрушения стенок скважин от высоты столба обрушения (осыпания), а на рисунке 1.11 – график зависимости высоты обрушения скважин от времени, считая от момента удаления штанги из скважины.



Рисунок 1.10 – График изменения обрушения стенок скважин на разрезах: «Правобережный», «Буреинский», «Эльга»

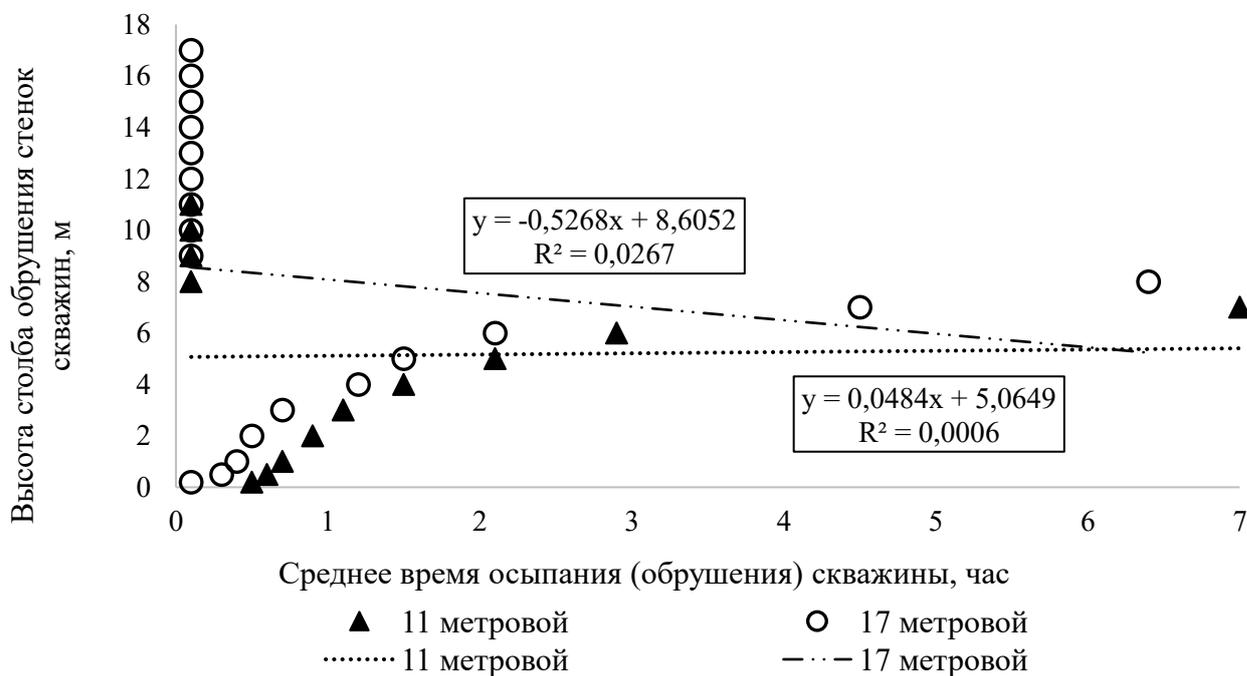


Рисунок 1.11 – График изменения времени обрушения стенок скважин на разрезах: «Правобережный», «Буреинский», «Эльга»

В таблице 1.2 отражены обобщающие результаты натурных измерений, представленных на рисунках 1.10 – 1.12, которые указывают на

нецелесообразность бурения скважин глубиной 17 метров в указанных горно-геологических условиях, а также необходимости применения технологии заряжания вслед за бурением. Дальнейшие исследования продолжены в отношении БВР с проектными параметрами (таблица 1.3) относительно 10 - метровых уступов.

Таблица 1.2 – Обобщающие результаты натуральных измерений обрушения скважин

Параметры	Ед. изм.	Значение	
Скважины	м	11	17
Высота столба обрушения стенок скважин свыше 2 м	%	11,2	27
Обрушение стенок скважин на высоту 7 и более метров, считая с момента удаления из скважин буровой штанги	%	2,1	12,2
Время осыпания стенок скважин на высоту до 1 м	час	0,7	0,4

Таблица 1.3 – Параметры БВР (проектные)

Параметры БВР	Усл. обозн.	ед. изм.	Значение
Буровой станок: DML-1200, с производительностью	м/час	м	33
Высота уступа	$H_{уст}$	м	10
Глубина скважины	L	м	11
Длина перебура	$l_{пер}$	м	1
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6
Расстояние между рядами скважин	b	м	6
Диаметр скважины	d	м	0,2159
Коэффициент разбуривания	$k_{разб}$	—	1,05
Диаметр скважины с учетом коэфф. разбуривания	d	м	0,226695
Выход горной массы с одного метра бурения	g	$м^3$	32,7
Удельный расход ВВ	q	$кг/м^3$	0,9
Применяемое ВВ - ЭВВ НПГМ 70	—	—	—
Плотность заряжания ЭВВ (до газогенерации)	Δ	$кг/м^3$	1300
Плотность заряжания ЭВВ (после газогенерации)	Δ	$кг/м^3$	1160
Вместимость ЭВВ в 1 м скважины (до газогенерации)	P	кг/м	52,4
Вместимость ЭВВ в 1 м скважины (после газогенерации)	P	кг/м	46,8
Масса заряда ЭВВ	m	кг	324,0
Длина заряда ЭВВ (до газогенерации)	l_3	м	6,18
Длина заряда ЭВВ (после газогенерации)	l_3	м	6,92
Объем зарядной полости	$V_{вз.пол.}$	$м^3$	0,28
Длина забойки	$l_{заб}$	м	4,08

График (рисунок 1.12) отображает процентное соотношение количества скважин и объема зарядной полости, составленное на основании данных измерений

этого объема непосредственно в момент окончания бурения скважин, пробуренных согласно параметрам БВР (таблица 1.3). При этом максимальное процентное отклонение от проектного объема зарядной полости ($V_{\text{зар.пол}}$) составило 39,3%, а средневзвешенное отклонение – соответственно 17,86%, что в итоге повлияло на увеличение среднего удельного расхода ВВ с 0,9 до 1,074 кг/м³, на 19,33%, в связи с необходимостью обеспечения проектной длины забойки для качественной проработки (разрушения) верхней части массива уступа.

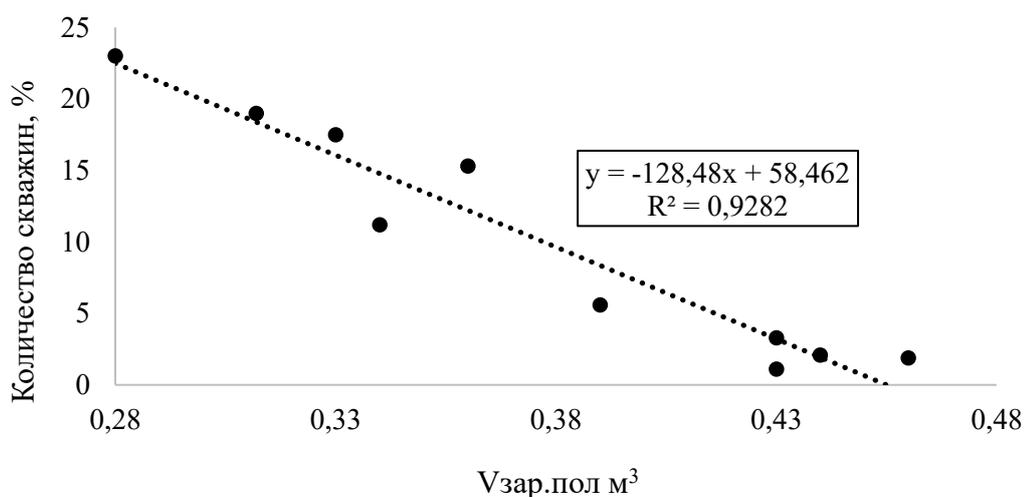


Рисунок 1.12 – График процентного соотношения количества скважин и объема зарядной полости на разрезах «Правобережный», «Буреинский», «Эльга»

Результаты натуральных измерений свидетельствуют об изменении объема зарядной полости из-за обрушения стенок скважин при бурении (рисунок 1.13) в соответствующих условиях – комплекса основных геологических факторов: сложной литологической характеристики разреза скважин и наличия межмерзлотных вод в зоне мерзлых горных пород. Что в совокупности обуславливает необходимость применения технологии «заряжения скважин вслед за бурением».

На технологию «заряжение вслед за бурением» будут влиять следующие негативные факторы. Учитывая производительность бурового станка DML-1200, время бурения трех 11-метровых скважин с переездом от скважины к скважине составляет около 60 минут. С учетом пункта 187 нормативных правил [205]

(«Буровые установки, не имеющие приспособления для зарядания, должны быть убраны от заряжаемой скважины на расстояние не менее 10 м»), а также габаритов DML-1200 и смесительно-зарядных машин, безопасное формирование скважинного заряда возможно по факту бурения трех 11-метровых скважин и переезда на бурение 4-ой скважины, на что будет затрачено около 1 часа. За это время, с учетом фактической высоты и времени обрушения стенок скважин согласно графикам (рисунок 1.10, 1.11), подлежит обрушению около 76% скважин на высоту до 1 метра и 12,6% на высоту до 2-х метров, считая от забоя скважины. В большинстве случаев, по решению главного инженера разреза, перебуриванию подлежат только 12,6% указанных скважин, что приводит к снижению выхода взорванной горной массы с 1 м бурения и нарушению проектной сетки бурения на локальных участках взрывного блока, а именно вместо стандартной сетки скважин 6м×6м фактически используются сетки 6м×7,5м, 4,5м×6м и другие вариации.

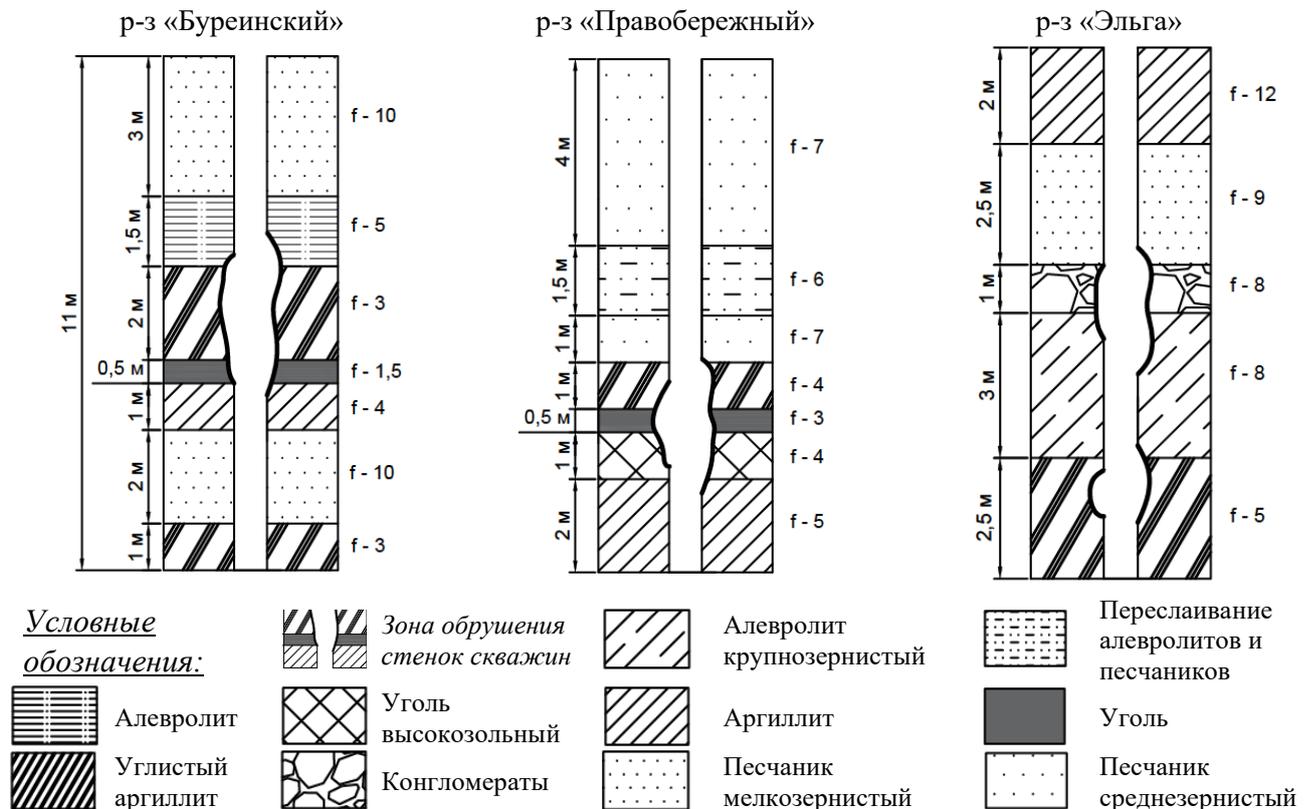


Рисунок 1.13 – Примеры обрушения стенок скважин на разных угольных разрезах в зоне мерзлых пород с указанием литологии

Перечисленные негативные аспекты приводят к следующим неблагоприятным последствиям: 1. Усилению сейсмического воздействия взрыва на окружающий массив горных пород, включая контура карьера; 2. Увеличению дальности разлета осколков ВГМ; 3. Неровностям поверхности подошвы уступа; 4. Снижению качества формирования заряда ЭВВ. Далее представлен краткий анализ каждого из указанных последствий.

1.5.2 Исследование негативного сейсмического воздействия массового взрыва при увеличении объема зарядной полости

Принимая во внимание установленное влияние увеличения объема зарядной полости на повышение удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ) с 0,9 до 1,074 кг/м³, ниже представлен расчет зависимости сейсмически безопасного расстояния (r_c) от количества одновременно инициируемых зарядов ВВ (N) согласно параметрам, указанным в таблице 1.3.

Расстояния (m), на которых колебания грунта, вызываемые при одновременном взрывании N зарядов взрывчатых веществ общей массой Q с временем замедления между взрывами каждого заряда не менее 20 мс, становятся безопасными для зданий и сооружений, определяются по формуле [205]:

$$r_c = \frac{K_r \times K_c \times a}{N^{1/4}} \times Q^{1/3}, \quad (1.7)$$

где $K_r = 8$ – коэффициент, зависящий от свойств грунта в основании охраняемого здания (сооружения);

$K_c = 2$ – коэффициент, зависящий от типа здания (сооружения) и характера застройки;

$a = 2$ – коэффициент, зависящий от условий взрывания.

При рассмотрении диапазона значений N от 200 до 1000 шт расчет по формуле (1.7) демонстрирует увеличение значений r_c на 6%. Данная зависимость

наглядно представлена на графике (рисунок 1.14). Важно учесть, что при включении в расчет погрешностей времени срабатывания детонаторов неэлектрической системы инициирования, а также эффекта «20 мс скользящего окна» [243], значение r_c будет соответственно возрастать.

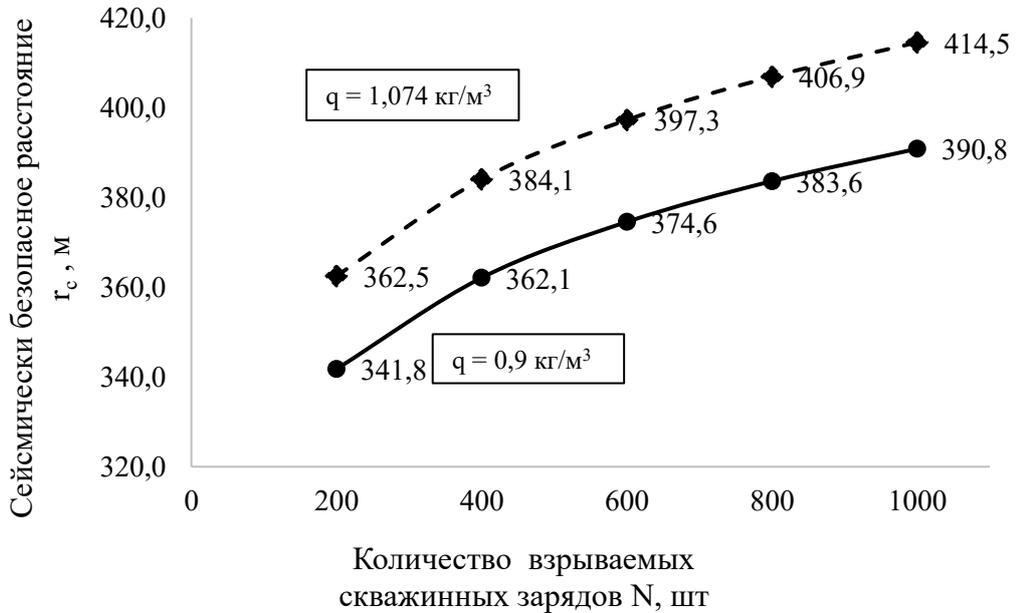


Рисунок 1.14 – График зависимости r_c от N при увеличении удельного расхода ВВ

1.5.3 Исследование негативного воздействия массового взрыва от разлета осколков взорванной горной массы при увеличении объема зарядной полости

В соответствии с нормативными требованиями [205], безопасное расстояние $r_{\text{разл}}$ (м) от места взрыва скважинных зарядов, применяемых для дробления горной породы, рассчитывается по следующей формуле:

$$r_{\text{разл}} = 1250 \times \eta_z \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \times \frac{d}{a}}, \quad (1.8)$$

где $\eta_z = l_z/L$ - коэффициент заполнения скважины ВВ, равен отношению длины колонки скважинного заряда l_z к глубине пробуренной скважины L ;

$\eta_{заб} = l_{заб}/l_H$ - коэффициент заполнения скважин забойкой, равен отношению длины забойки $l_{заб}$ к длине свободной от заряда верхней части скважины l_H ;

f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

d – диаметр взрываваемой скважины, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м.

Расчет по данной формуле (1.8), согласно п. 784 правил [205] проводится с учетом минимально возможных значений параметров a , $\eta_{заб}$ и максимально возможных значений η_z , d , f . При взрывании параллельно сближенных (кустов, пучков) скважинных зарядов принимается их эквивалентный d . В текущем анализе для расчета $r_{разл}$ принимается $f=10$.

В связи с вышеизложенным, при определении $r_{разл}$ в случае вариативности объема зарядной полости $V_{зар.пол}$ между скважинами, целесообразно использовать максимальное значение d_{max} , вычисляемое по формуле (используя формулу расчета площади $S = (\pi \times d^2) / 4$):

$$d_{max} = \sqrt{\frac{4 \times V_{зар.пол.маx}}{\pi \times l_z}}, \quad (1.9)$$

где $V_{зар.пол. max}$ – максимально возможный объем зарядной полости при максимально возможных значениях η_z .

Таким образом, учитывая проектные параметры БВР (таблица 1.3), $V_{зар.пол.маx}$ и локальное снижение расстояния между скважинами с 6 до 4,5 м, связанное с частичным перебуриванием скважин, расчет безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ по формуле (1.8) показывает увеличение $r_{разл}$ с 217 до 370,9 м, т.е. на 71%. График (рисунок 1.15) отображает зависимость $r_{разл}$ от изменения значений $V_{зар.пол}$ и усредненного диаметра заряда, соответствующего конкретному значению $V_{зар.пол}$.

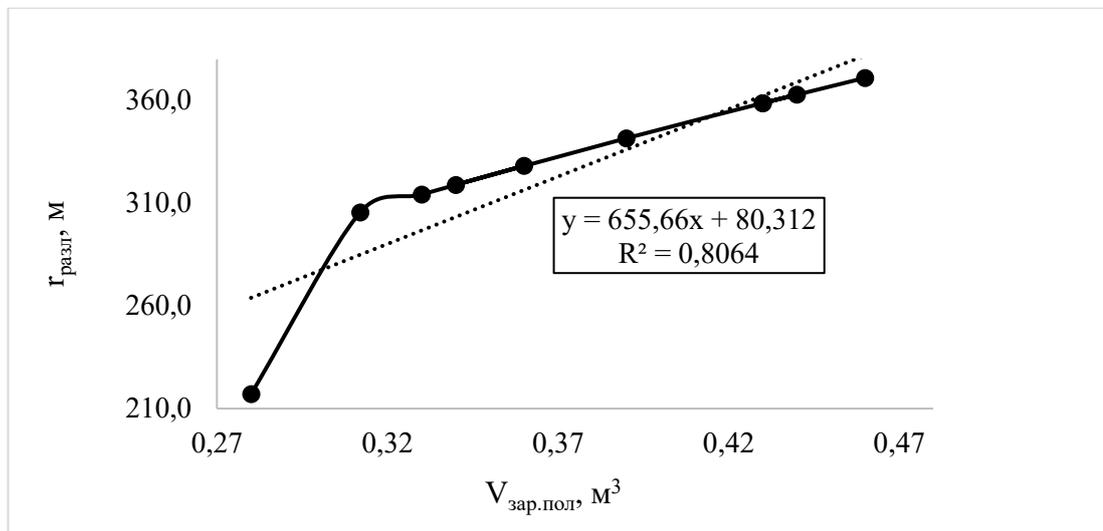


Рисунок 1.15 – График зависимости $\Gamma_{\text{разл}}$ от $V_{\text{зар.пол}}$

1.5.4 Влияние обрушения взрывных скважин на ухудшение качества формирования подошвы уступа

По данным графика (рисунок 1.11, 1.12), в исследуемых горно-геологических условиях при разработке 10-метровыми уступами примерно 2,1% скважин на взрывном блоке обрушаются на высоту 8–11 м в течение около 6 минут после извлечения буровой штанги. За это время, учитывая технологию заряжения «вслед за бурением», взрывперсонал не успевает зарядить данные скважины. Это требует повторного бурения, что вызывает локальные отклонения расстояний между скважинами от проектного в среднем на $\pm 25\%$.

Согласно графику (рисунок 1.11, 1.12), в среднем 76,2% скважин осыпается на высоту до 1 метра в течение 0,7 часа после бурения. Дальнейшее добуривание таких скважин экономически нецелесообразно. Более того, необходимость совершать дополнительные маневры буровым станком между пробуренными и заряженными скважинами увеличивает вероятность их повреждения.

Указанные в данном пункте негативные факторы, возникающие при обрушении стенок взрывных скважин, в совокупности являются причиной образования неровностей на подошве уступа после извлечения ВГМ. Данное обстоятельство обуславливает дополнительные затраты на ликвидацию перепадов

высот и усложняет бурение массива горных пород нижележащего уступа вследствие увеличения доли бурения по ранее взорванному массиву горных пород.

1.5.5 Проблемы качества формирования заряда эмульсионного взрывчатого вещества, связанные с изменением объема зарядной полости взрывных скважин в зоне мерзлых горных пород

Колебания объема зарядной полости между скважинами, обусловленные обрушением их стенок, снижают качество заряда из наливного ЭВВ. Это связано с недостатком необходимой информации об изменении $V_{\text{зар.пол}}$ для возможности своевременного регулирования скорости подъема зарядного рукава и дозировки подачи ЭВВ через него. С ростом единичного объема взрывного блока и временем нахождения ЭВВ в скважине наблюдается постепенное замедление детонации ВВ, что, в свою очередь, ухудшает показатели качества ВГМ, включая повышение выхода негабарита от 2 до 7% (рисунок 1.16).

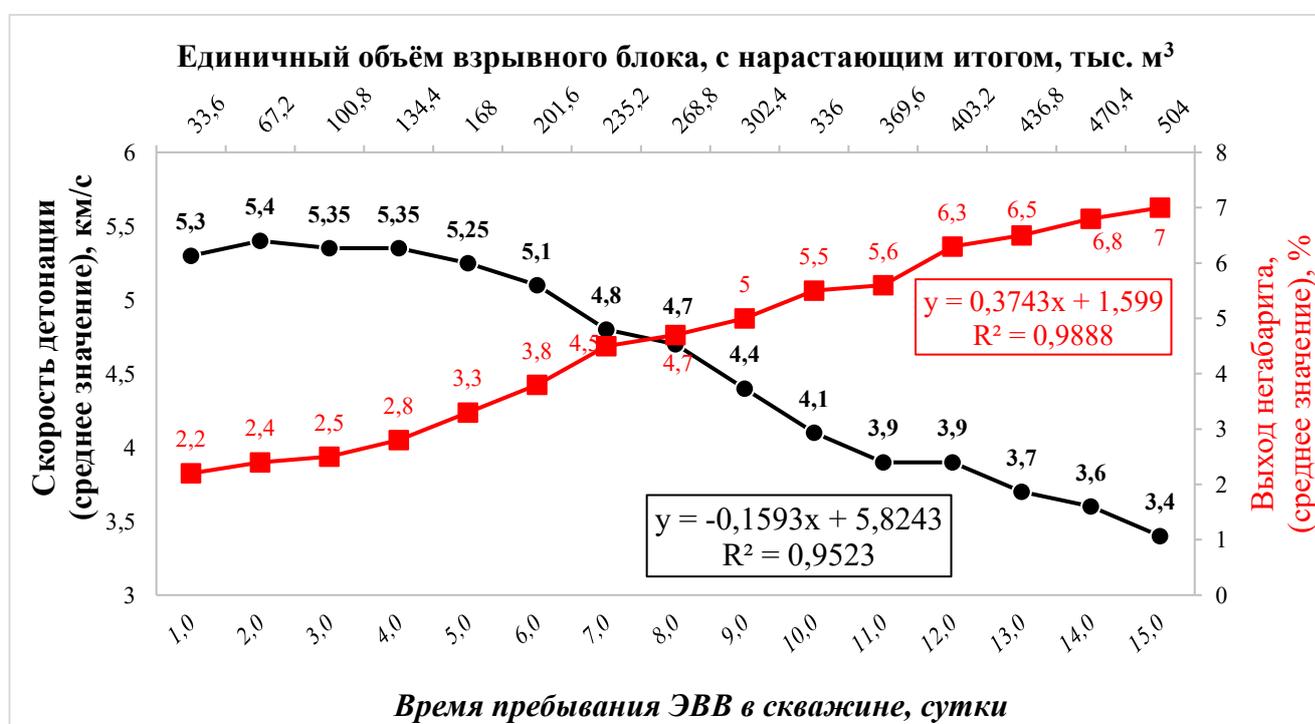


Рисунок 1.16 – График зависимости скорости детонации и выхода негабарита от времени нахождения ЭВВ в скважине и единичного объема взрывного блока

1.6 Выводы по главе 1

1. В настоящей главе исследованы вопросы адаптации параметров БВР к изменению объема зарядной полости в указанных выше условиях и с учетом увеличения единичного объема массового взрыва. В процессе исследования выявлена проблема негативного влияния обрушения (осыпания) взрывных скважин на эффективность и безопасность БВР в условиях прерывистого распространения многолетней мерзлоты в зоне мерзлых горных пород и межмерзлотных вод, заключающаяся в существенных отрицательных последствиях от колебаний объема зарядной полости, а именно: увеличении безопасных расстояний по разлету кусков ВГМ и сейсмическому воздействию; повышении удельного расхода ВВ и снижении выхода взорванной горной массы с 1 м бурения; образовании неровностей по подошве уступа после выемки ВГМ; снижении качества формирования заряда из наливного ЭВВ и повышении процента выхода негабарита. При этом с ростом единичного объема взрывного блока наблюдается усиление перечисленных негативных явлений.

2. Выявлены закономерности процесса обрушения стенок взрывных скважин различной высоты (11 и 17 м), заключающиеся в установленной его зависимости от высоты столба и времени обрушения стенок скважин и от долей скважин, подверженных данному процессу. Анализ полученных данных показал: вероятность обрушения стенок на высоту более двух метров у 17-метровых скважин вдвое выше, чем у 11-метровых; частота случаев обрушения стенок на высоту от семи метров и выше (непосредственно после извлечения буровой штанги из скважины) у 17-метровых скважин в шесть раз превышает аналогичную частоту для 11-метровых скважин. Данные результаты обосновывают целесообразность осуществления взрывной отбойки горных пород 10-метровыми уступами в условиях зоны мерзлых пород.

3. Обоснованы принципы применения максимального фактического значения диаметра заряда для расчета безопасных расстояний от воздействия взрыва с учетом максимально возможного значения объема зарядной полости.

4. Перспективы развития угольных месторождений Дальневосточного федерального округа, как с точки зрения обеспечения энергетической безопасности региона, так и в контексте роста экспорта угля в страны Азиатско-Тихоокеанского региона, в значительной степени связаны с освоением месторождений осадочного генезиса [67], расположенных в условиях криолитозоны. Эксплуатация таких месторождений сопряжена с рядом технологических проблем, требующих научного обоснования. Одной из наиболее актуальных задач является совершенствование технологий БВР, что обусловлено спецификой геологических условий и климатическими особенностями криолитозоны. Для повышения эффективности одного из основных технологических процессов, а именно подготовки массива горных пород к выемке буровзрывным способом, настоящим исследованием необходимо решить ряд ключевых задач по обеспечению устойчивости проектных параметров БВР в условиях роста единичного объема взрывного блока в зоне мерзлых горных пород.

2 АНАЛИЗ ЗАВИСИМОСТИ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ОТ ИЗМЕНЕНИЯ ОБЪЕМА ЗАРЯДНОЙ ПОЛОСТИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ НАЛИВНОГО ЭМУЛЬСИОННОГО ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

2.1 Проблематика качества зарядов взрывчатых веществ

В процессе проведения настоящего исследования выявлено закономерное ухудшение детонации скважинного заряда из наливного эмульсионного ВВ при продолжительном его пребывании в скважине (сутки и более) в условиях зоны мерзлых горных пород, что препятствует увеличению единичного объема ВГМ. Данный вопрос требует особого внимания, учитывая, что потребление изготавливаемых на местах ведения горных работ наливных ЭВВ в России, в том числе на ДВ, за последние четверть века, возросло с 5 до 61% от общего объема расходуемых ВВ (рисунок 1.2), при тенденции увеличения доли расхода ЭВВ.

Значительный вклад в изучение вопросов, связанных с разработкой, внедрением и эффективным использованием ЭВВ, внесли такие исследователи, как С.А. Горинов, В.А. Соснин, Е.В. Колганов, Ванг Ксюгуанг, А.В. Старшинов, И.Ю. Маслов, Е.А. Петров, Е.И. Жученко, Ю.В. Варнаков, и др.

2.1.1 Обзор исследований качества промышленных взрывчатых веществ

В настоящее время существует обширный перечень взрывчатых веществ, характеризующихся значительным разнообразием в отношении химического состава, физико-химических параметров и взрывных характеристик [108].

Очень важно правильно выбрать промышленные ВВ (ПВВ) для применения на конкретном месторождении, и не менее значимо обеспечение его нормативных характеристик при формировании скважинного заряда и необходимом времени нахождения ВВ в скважине до момента взрыва. А для это в первую очередь необходим квалифицированный профильный персонал и высокая культура

безопасности производства [6, 58], что предусматривается стратегией развития Дальнего Востока.

Важнейшим свойством ВВ является их способность к детонации [10, 180, 295]. Детонация представляет собой цепную химическую реакцию, распространяющуюся в данном ВВ с определенной скоростью, постоянной для данных параметров заряда скоростью, превышающей скорость звука в этом взрывчатом веществе. Стационарная детонация вдоль цилиндрического заряда ВВ считается самораспространяющимся процессом. При сжатии на фронте ударной волны происходит скачкообразное изменение состояния вещества – давления, плотности, температуры [7]. Детонация инициирует во взрывчатом веществе сверхзвуковую ударную волну, которая распространяется с огромной скоростью. Энергия, выделяемая в результате химической реакции, поддерживает эту ударную волну, делая процесс детонации стабильным. Поэтому скорость детонации (СД) фактически является скоростью, с которой эта ударная волна движется в ВВ. Первостепенное значение для производства и науки имеет возможность поддержания ее устойчивости, именно в скважинном заряде, на необходимом уровне, для качественной подготовки массива горных пород к выемке с помощью БВР.

На скорость детонации влияют многие факторы, к которым относится, в частности, тип взрывчатого вещества, его плотность, диаметр заряда, степень его герметизации в скважине, температура и условия инициирования.

СД современных ПВВ изменяется от 1500 м/с для простейших взрывных смесей АС-ДТ (ANFO) в шпурах малого диаметра и некоторых предохранительных ВВ, до 6700 м/с и более для детонирующих шнуров и мощных промежуточных детонаторов (ПД). Основная часть используемых в настоящее время промышленных ВВ на ОГР имеет СД в диапазоне от 3000 до 6000 м/с [278 - 281].

Плотность ВВ является одним из наиболее важных свойств, обязательно учитываемых при проектировании взрыва. Плотность большинства ПВВ находится в диапазоне значений порядка 0,8–1,6 г/см³.

Согласно теории, М. Кука, СД зависит от количества вещества, которое реагирует на фронте детонации. С увеличением диаметра заряда увеличивается протяжённость фронта детонации и количество прореагированного вещества, вызывающего соответствующий рост скорости детонации [7]. Наибольшие скорости детонации взрывчатых смесей АС-ДТ близки к их идеальным скоростям, и поэтому они в меньшей степени зависят от диаметра заряда, при дальнейшем его относительном увеличении.

Гранулы ВВ воспламеняются в точках на поверхности или внутри гранул и при горении уменьшаются [108]. Скорость горения гранул ВВ зависит от числа и места этих воспламенительных точек. Установлено, что ВВ инициируется преобразованием механической энергии в тепловую, которая концентрируется в небольших областях, называемых «горячими пятнами (точками)». В твердых ВВ эти горячие точки могут быть образованы на поверхности гранул – адиабатическим сжатием заключенного в них воздуха [7, 108, 303]. Экспериментально доказано, что твердые частицы ВВ могут воспламеняться расширяющимися продуктами взрыва позади фронта детонационной волны, которые прорываются в нереагирующий материал в виде непрерывных струй [10]. Частицы ВВ, окруженные продуктами взрыва, загораются со скоростью, зависящей от температуры и давления окружающих газов [7].

Увеличение плотности гранул аммиачной селитры влечет за собой сокращение объема внутригранульной пористости. Это, в свою очередь, снижает количество потенциальных точек воспламенения, что приводит к уменьшению скорости разложения и детонационной способности. По этой причине, смеси ANFO, приготовленные с использованием плотных гранул, демонстрируют низкую детонационную способность в зарядах малого диаметра. Однако, применение пористых гранул аналогичного размера и состава позволяет достичь хороших детонационных характеристик в смесях АС-ДТ [69, 281].

Основываясь на предположении, что скорость детонации ВВ изменяется так же, как энергия числа точек воспламенения, получена приближенная

экспериментальная зависимость СД от размера гранул аммиачной селитры для взрывчатых смесей ANFO [10]:

$$\frac{CД}{CД_1} \approx 0,85 + 0,15 \times \frac{D_{гр1}}{D_{гр}}, \quad (2.1)$$

где СД и СД₁ – скорости детонации при диаметрах гранул соответственно при диаметрах D_{гр} и D_{гр1}.

Анализ показывает, что 85% точек воспламенения образуется внутри гранул независимо от их размера и 15% точек возникает на поверхности гранул.

Плотность ВВ определяет вместимость скважины или шпура (Δ – линейную плотность ВВ) – массу заряжаемого ВВ, приходящуюся на единицу длины. При значительном увеличении плотности ВВ его чувствительность может быть снижена или полностью потеряна [10, 134, 155]. При слишком сильном уплотнении ВВ, превышающем критическую плотность, даже высокомогущный ПД теряет способность к инициированию этого ВВ. Это явление, например, может принимать вид «холостого сжатия» смеси АС-ДТ в случаях, когда волна механического напряжения от взрыва предыдущего заряда производит сжатие смеси ANFO в соседней скважине до уровня уплотнения [10], превышающего «критическую плотность», не позволяющую инициировать переуплотненную смесь ПД, взрывааемым с неправильно выбранным замедлением.

Каждое ВВ характеризуется предельной или идеальной СД, известной под названием гидродинамической скоростью детонации [10].

В зависимости от типа ВВ увеличение диаметра заряда до определенного предела влияет на скорость развития детонации. Увеличению диаметра соответствует повышение СД вплоть до достижения гидродинамической скорости – максимально возможной СД взрывчатого вещества.

На рисунке 2.1 представлены графики, иллюстрирующие изменение СД в зависимости от диаметра скважинного заряда (d_{зар}) для некоторых типичных ВВ.

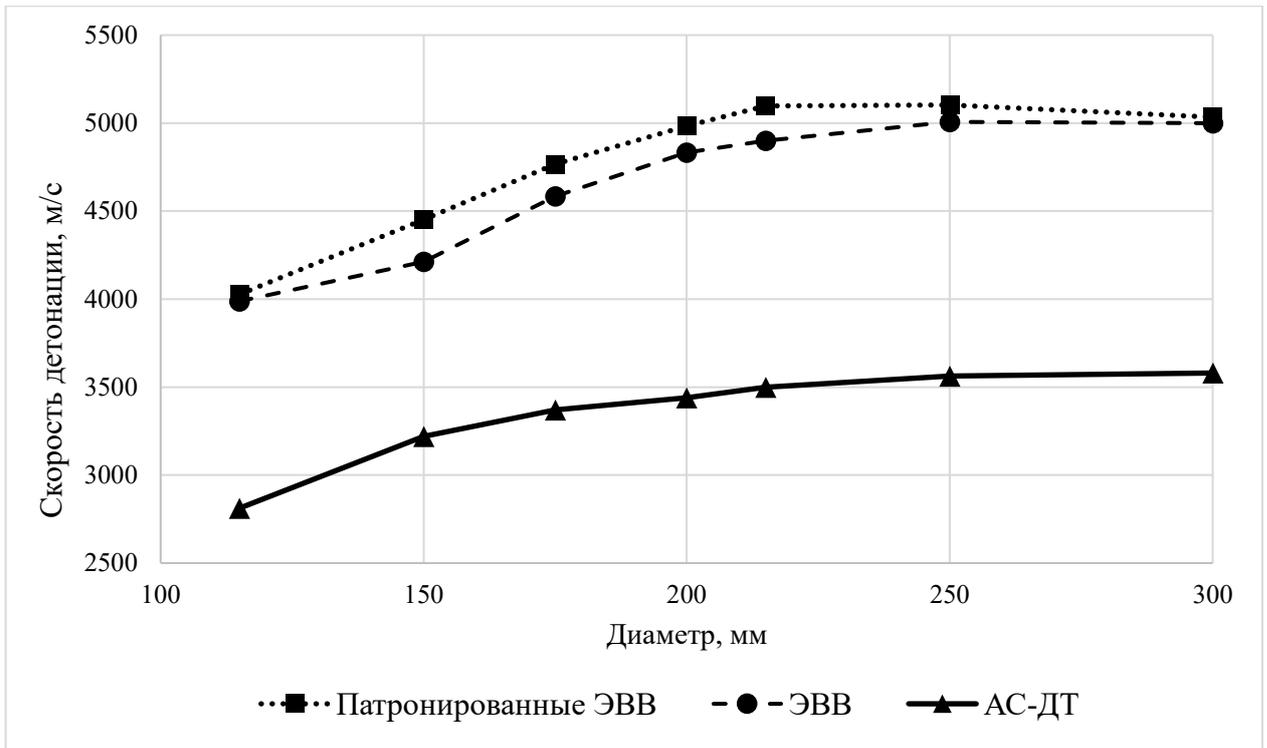


Рисунок 2.1 – Зависимость скорости детонации скважинных зарядов ВВ от $d_{зар}$

Снижение СД цилиндрических зарядов ВВ с уменьшением $d_{зар}$ связано с радиальным расширением вещества и энергетическими потерями [317].

Зависимость измерения СД от $d_{зар}$, полученная М. Куком [126], имеет вид:

Для твердых гранулированных ВВ

$$CД = CД_{и} \sqrt{1 - (1 - d_э/\alpha_0)^3}, \quad (2.2)$$

Для жидких ВВ

$$CД = CД_{и} \times (d_э/\alpha_0)^{\frac{3}{5}}, \quad (2.3)$$

где $CД_{и}$ – идеальная скорость детонации;

α_0 – ширина зоны химической реакции, см;

$d_э$ – эффективный диаметр заряда, см.

Эффективный диаметр заряда с учетом краевого эффекта

$$d_э = d_{зар} - \alpha_k , \quad (2.4)$$

где $d_{зар}$ – диаметр заряда ВВ, соответствующий СД;

α_k – коэффициент, учитывающий влияние краевого эффекта, для твердых ВВ $\alpha_k = 0,6$ см, для жидких ВВ $\alpha_k = 0,5$ см.

Краевой эффект скорости детонации заключается в том, что вследствие частичного бокового разлёта продуктов детонации из зоны химической реакции энергия в этой зоне реализуется не полностью, что приводит к некоторому снижению скорости процесса [290, 300].

Ширина зоны химической реакции α_0 идентична некоторому минимальному эффективному диаметру заряда ВВ ($\alpha_0 = d_з - 0,6$), при котором СД является идеальной ($СД = СД_и$).

Формул расчета СД достаточно много, более подробно они описаны в работе [155].

В связи со сложностью теоретического определения СД в большинстве случаев ее определяют эмпирически в промышленных условиях на специализированных полигонах, а также непосредственно на взрывном блоке карьера [127-129, 157].

СД определяют путем измерения времени, необходимого детонационной волне для прохождения в продольном направлении фиксированного расстояния в колонке заряда ВВ. В настоящее время применяются несколько методов измерения СД, основные из которых - интервальный (измеряется средняя СД на заданном интервале колонки заряда между установленными датчиками) и непрерывный (СД измеряется по всей заданной длине колонки заряда).

Совершенствование буровой техники оказывает большое влияние на развитие ВВ и технологию БВР. В мире и России в последние полвека, главным образом на ОГР, наблюдается тенденция постоянного увеличения диаметра взрывных скважин [27]. Применение скважин большого диаметра создало благоприятные технические и экономические условия для использования дешевых простейших взрывчатых смесей [33, 34, 97, 244].

Соответствующий уровень инициирующего импульса должен возбуждать во взрывчатом веществе максимальную скорость детонации [40, 41, 288]. Несоответствующее инициирование зарядов в совокупности с низким качеством приготовления ВВ может приводить к слишком медленному нарастанию СД, к низкоскоростной детонации, переходящей в дефлаграцию с последующим затуханием (рисунок 2.2, 2.3).

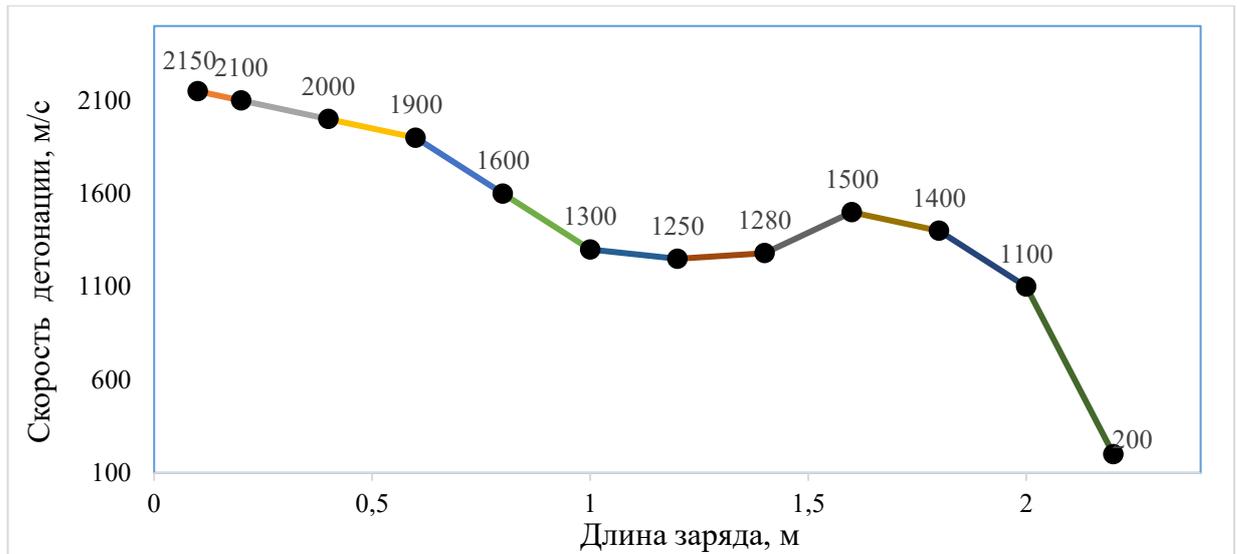


Рисунок 2.2 – График обрыва детонации скважинного заряда

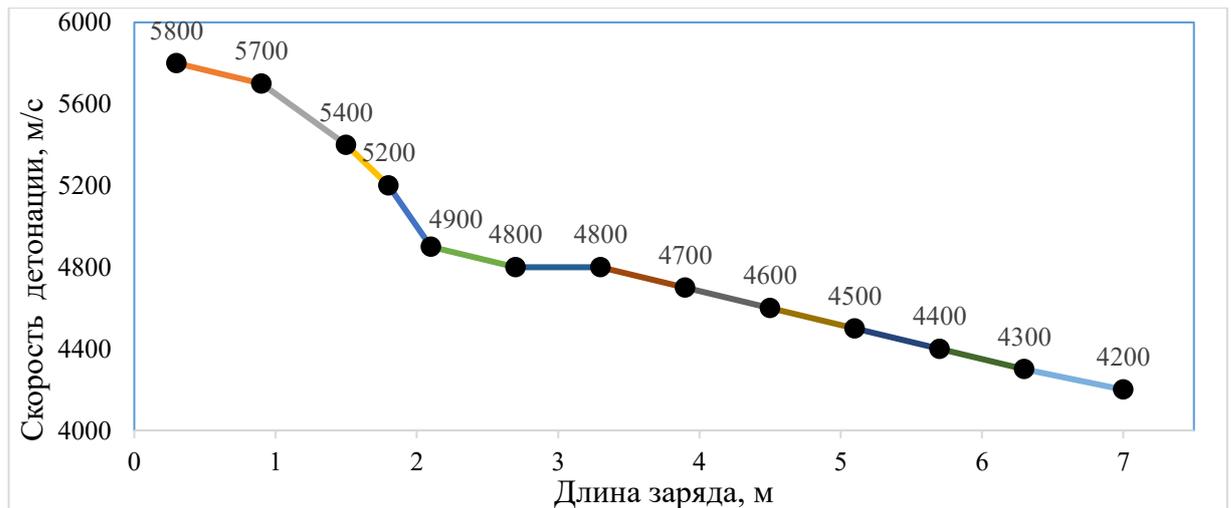


Рисунок 2.3 – График затухания детонации скважинного заряда

СД и плотность ВВ оказывают существенное влияние на величину давления на фронте детонационной волны [155, 156, 283, 294]. Детонационное давление (ДД)

вызывает при взрыве больше не смещение, а измельчение среды в ближайшей зоне от заряда и характеризует бризантные свойства ВВ. Величина ДД прямо связана с уровнем механического напряжения во взрываемой среде – одним из важнейших параметров, определяющих интенсивность ее дробления [42, 148, 288]. Кроме того, для обеспечения надежного и эффективного инициирования важно обеспечить превышение ДД детонатора над детонационным давлением инициируемого основного заряда ВВ [65]. Среднее давление газообразных продуктов взрыва (ГПВ) теоретически составляет примерно 45% от ДД. Эффективная величина давления ГПВ зависит от плотности заряжания скважин ВВ.

Указанные выше важнейшие характеристики ВВ, напрямую влияют на качество (устойчивость детонации) скважинного заряда [40, 41, 288].

В России за последние четверть века произошел стремительный переход с потребления ВВ заводского изготовления на простейшие взрывчатые вещества местного изготовления, как для сухих, так и для обводненных скважин [159, 192]. И если, для заводских ВВ, основные проблемы качества заключаются в соблюдении нормативных условиях хранения и проектных требований к параметрам БВР, то относительно ВВ изготавливаемых на местах, к перечисленному добавляется необходимость в обеспечении качества ПВВ при изготовлении [6, 58, 192] на горных предприятиях. Что влечет за собой повышенные требования к квалификации персонала, имеющего отношение к обращению с ВМ на горно-добывающих предприятиях [205].

Исследования качества ПВВ посредством измерения скорости детонации скважинных зарядов и плотности ВВ, проведенные автором за последнее десятилетие на горных предприятиях Дальнего Востока, показало, что, среди исследуемых ВВ, значения их скорости детонации и плотности, относительно соответствующих значений входящих в нормативный диапазон, составили в среднем: 99% - для ВВ заводского изготовления (Граммонит 79/21; Эмуласт АС-30ФП; Эмульсолит П-А-20); 95% для простейших ВВ местного приготовления (Гранулит М, Гранулит ПС) и 81% для ЭВВ местного изготовления по техническим условиям (ТУ) разных разработчиков. Соответствующее снижение качественных

характеристик ВВ прямо влияет на снижение качества ВГМ и производительности ЭАК [95, 99, 191], а также на увеличение стоимости кубометра взорванной горной массы, что особенно важно для относительно удаленных (от поставщиков компонентов для изготовления ВВ) горно-добывающих предприятий Дальневосточного региона [54].

С учетом изложенного и принимая во внимание анализ современного состояния БВР можно полагать, что основная проблема качества ВВ заключается в подготовке квалифицированных кадров для обращения с взрывчатыми материалами (ВМ), грамотной организации процесса изготовления компонентов ВВ на местах ведения горных работ и качественном формировании скважинных зарядов ВВ из соответствующих полуфабрикатов, особенно в условиях зоны мерзлых пород.

2.1.2 Краткий обзор методов оценки качества эмульсионных взрывчатых веществ

Ускорение научно-технического прогресса, повышение эффективности угледобывающей промышленности в значительной мере зависят от дельнейшего совершенствования буровзрывных работ. Одно из ведущих мест в мире по масштабам применения, развитию техники и технологии взрывной отбойки занимает в настоящее время Россия.

За последние 25 лет производительность взрывных работ на российских угольных разрезах значительно возросла благодаря активному применению эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) (рисунок 2.4). Популярность ЭВВ обусловлена не только их доступной ценой, но и возможностью автоматизации процессов приготовления и заряжания, а также обеспечением качественного дробления и безопасностью использования [142, 238]. Тем не менее, ЭВВ представляют собой сложные составы, требующие серьезного научно-технического подхода на всех этапах производства [159].

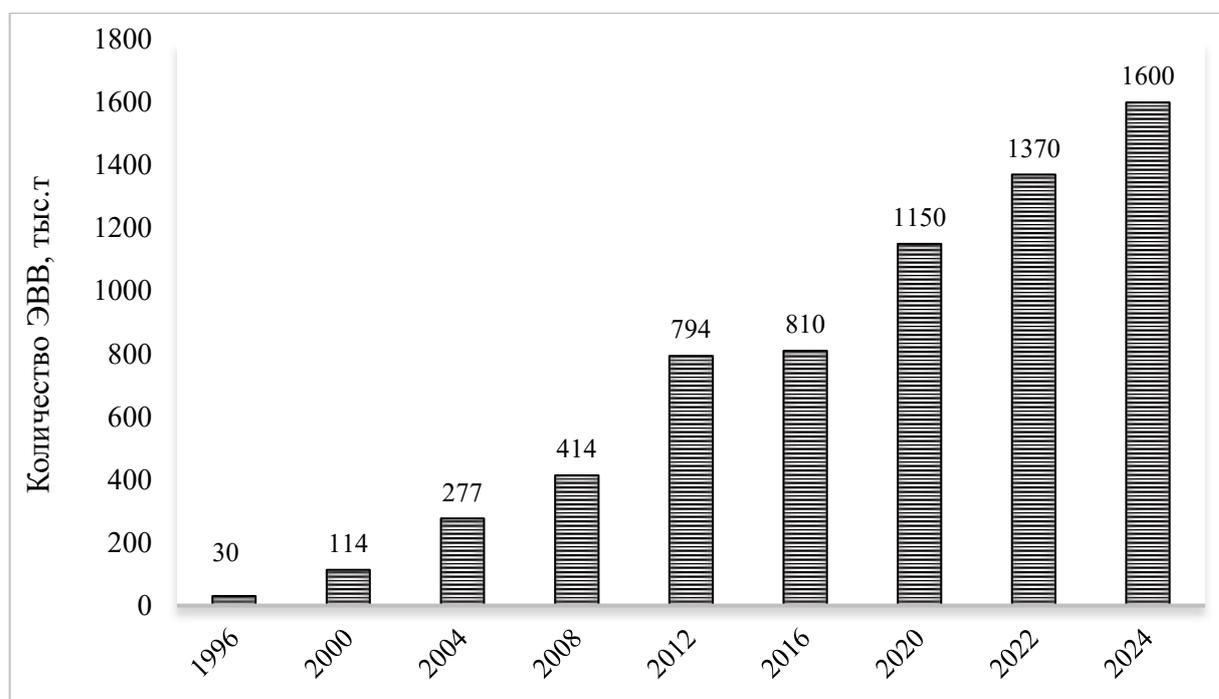


Рисунок 2.4 – График изменения объемов изготовления ЭВВ на местах работ

Эмульсионные ВВ обычно относят к категории водоустойчивых ПВВ на основе эмульсий типа «вода в масле», изготавливаемых на основе технологий эмульгирования [114-117, 124, 159, 322], где дисперсной фазой является водный раствор неорганического окислителя, преимущественно аммиачной селитры, представленный в виде микроскопических капель. Непрерывной фазой служит жидкое горючее, обычно органическое топливо (минеральные масла, дизельное топливо и их смеси). Соотношение окислителя к горючему в эмульсии близко к 10:1, при этом оптимальное содержание окислителя находится в диапазоне 60-80%, а воды – 8-16%. Содержание жидкого горючего обычно составляет 3-7%. Эмульсионная структура, характеризующаяся высокой межфазной поверхностью и малым размером частиц окислителя, обеспечивает интенсивный контакт между окислителем и горючим и их однородное распределение по объему ЭВВ. Это придает ЭВВ особые свойства, которые не могут быть достигнуты простым механическим смешиванием компонентов.

ЭВВ получается непосредственно в скважине, путем формирования скважинного заряда с помощью смесительно-зарядной машины (СЗМ), через зарядный рукав которой поступает смесь из полуфабрикатов (ПФ),

приготавливаемых из невзрывчатых компонентов (НК) на специальных стационарных или передвижных установках [181, 255, 322]. Примерный алгоритм производства ПФ для ЭВВ-70 (с добавкой сухой фазы – 30% гранул селитры) представлен на рисунке 2.5.

Использование эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) позволило найти компромисс между безопасностью в обращении и высокой чувствительностью к детонации. Микроскопическая структура ЭВВ, где горючее образует тонкую пленку на частицах окислителя, обеспечивает высокую водостойкость и позволяет применять технологию «заряжения вслед бурением» [108, 256]. Кроме того, ЭВВ экологически безопасны благодаря сбалансированному составу и минимальному воздействию на окружающую среду, включая горные породы и грунтовые воды.

№№	НК (исходный хим. материал)	Содержание НК в ЭВВ 70	Пр (промпро дукт)	Содержание Пр в эмульсии, %	Содержание НК в Пр	ПФ (полуфабрикат)	Содержание ПФ в ЭВВ 70, %	Содержание НК в ПФ
	1	2	3	4	5	6	7	8
1	Масло промышленное И-20А	4,5	ТС (топливная смесь)	8	85	ЭМУЛЬСИЯ	68	6,4
2	Эмульгатор полимерный	0,86			15			1,5
3	ГАС (гладкая аммиачная селитра)	79,46	ГРО (горячий раствор окислителя)	92	82			77
4	Кислота сульфаминовая или лимонная	0,023			0,05			0,033
5	Тиомочевина	0,023			0,05			0,033
6	Уротропин	0,00004			0,001			0,0001
7	Вода	13,185			17,9			15,034
8								
9	Нитрит натрия	0,08	Нитрит натрия			ГГД (газогенерирующая добавка)	0,8	10
10	Тиоцианат натрия	0,004	Тиоцианат натрия					0,5
11	Этиленгликоль	1,79	Этиленгликоль					40
			Вода					49,5
12	Кислота уксусная	0,08	Кислота уксусная			ПК (подкисляющая добавка)	0,8	10
			Тиоцианат натрия					0,05
			Этиленгликоль					40
			Вода					49,95
			Этиленгликоль			СР (смачивающий раствор)	2,3	50
			Вода					50
			ГАС			28,1		

Рисунок 2.5 – Пример алгоритма производства полуфабрикатов для ЭВВ-70

В целом, использование эмульсионных взрывчатых веществ показало значительные преимущества по сравнению с другими типами ПВВ [108, 188]. Ключевые достоинства ЭВВ заключаются в следующем:

- *Превосходная водостойкость*: ЭВВ сохраняют свои свойства в воде на протяжении длительного времени (до 10-30 суток, даже в условиях проточной воды), что позволяет проводить зарядку скважин сразу после бурения.

- *Регулируемая мощность*: Мощность ЭВВ можно гибко настраивать в широком диапазоне (от 650 до 1400 ккал/дм³) путем изменения плотности или добавления специальных энергетических компонентов.

- *Высокая безопасность*: ЭВВ обладают крайне низкой чувствительностью к механическим и тепловым воздействиям, что обеспечивает повышенную безопасность при их использовании.

- *Экологичность и эффективность*: Производство ЭВВ является экологически чистым и безотходным. Процесс зарядки скважин полностью механизирован, а выделение вредных веществ при взрыве сведено к минимуму.

В последнее время наблюдается существенное подорожание тротила, ключевого ингредиента водостойчивых взрывчатых веществ заводского изготовления, таких как гранулотол. Вследствие роста цен на тротил возросли цены на граммониты и порошкообразные аммониты. Указанные факторы значительно повышают актуальность применения ЭВВ, изготовленных на местах ведения горных работ [43, 132, 205].

Несмотря на значительные преимущества эмульсионных взрывчатых веществ, их детонационные характеристики осложняются нестационарностью структуры детонационной волны, обусловленной неоднородностью и многокомпонентностью ЭВВ. Это приводит к возникновению неустойчивых режимов детонации с пульсирующим характером, что делает неприменимым классический подход к моделированию детонационных процессов, используемый для гомогенных конденсированных взрывчатых веществ [65].

Опыт применения скважинных зарядов ЭВВ, сенсibilизированных газовыми порами, показал, что в процессе детонации возможно ее непредсказуемое прерывание или переход в режим низкоскоростной детонации. Затухающие процессы в скважинных зарядах ЭВВ зафиксированы в процессе измерения скорости детонации скважинных зарядов сотрудниками ИГД ДВО РАН и работниками горно-добывающих предприятий за период 2016-2025 гг. на карьерах и разрезах ДФО и Сибири (рисунок 2.3, 2.4), что также подтверждается работами многих исследователей (С.А. Гориновым, К.К. Шведовым, В.В. Лавровым, Е.И.

Жученко, И.Ю. Масловым, И.А. Добрыниным, С.Н. Жариковым, В.А. Кутуевым и др.).

Измерения скорости детонации (СД) в скважинных зарядах на ОГР, выполненные автором, выявили, что в некоторых случаях детонация в вертикальных столбах зарядов ВВ может распространяться в стационарном режиме. Однако наблюдаемый феномен противоречит существующим теоретическим моделям, поскольку уменьшение плотности ЭВВ с увеличением высоты столба заряда должно приводить к изменению скорости детонации.

В процессе проведения исследований комплекса проблем, связанных с качеством изготовления и применения эмульсионных ВВ, установлены основные причины, оказывающие влияние на снижение устойчивости детонации скважинного заряда ЭВВ – это уровень квалификации персонала, связанного с обращением с ВМ, несоблюдение норм технологического процесса изготовления полуфабрикатов и нарушение техники формирования скважинного заряда. Что приводит к завышенному выходу негабарита, простоям работы экскаваторно-автомобильного комплекса, отказам скважинных зарядов и т.п., в целом к снижению эффективности и безопасности процесса подготовки горной массы к выемке.

Таким образом, в настоящее время вопросы, связанные с качеством ЭВВ, направленные на повышение устойчивости прохождения детонационной волны по скважинному заряду и качеству ВГМ, остаются во многом неясными и нерешенными.

Анализ аналитических исследований в области применения ВВ показывает, что основные проблемы качества ВВ в настоящее время связаны в большей степени с применением наливных ЭВВ на местах ведения горных работ, формирующих скважинный заряд, от которого напрямую зависит качество ВГМ и, соответственно, объем массового взрыва. Однако до настоящего момента отсутствуют методы повышения качества данных ВВ, позволяющие учитывать в полном объеме (комплексно) факторы, оказывающие влияние на снижение качества ЭВВ.

2.2 Изучение особенностей применения эмульсионных взрывчатых веществ на горно-добывающих предприятиях

Ключевым принципом создания ЭВВ является формирование системы, где растворённый окислитель представляет собой дисперсную фазу, в то время как непрерывная фаза образована жидким или расплавленным гидрофобным горючим [114 - 117]. Благодаря использованию ВВ на основе эмульсионной матрицы удалось преодолеть давнюю проблему создания рецептур ПВВ, обладающих одновременно высокой чувствительностью к детонационному импульсу и повышенной безопасностью в обращении за счет сниженной чувствительности к механическим и тепловым воздействиям.

Главное отличие технологии производства ЭВВ от существующих методов, используемых отечественной промышленностью, заключается в способе получения эмульсионных составов. В отличие от традиционных технологий, предусматривающих измельчение и грануляцию компонентов, метод получения ЭВВ основан на смешивании жидких невзрывчатых компонентов с использованием поверхностно-активных веществ без проведения операций механической обработки [145].

Технология производства эмульсионных ВВ на едином технологическом оборудовании позволяет реализовать следующие возможности:

1. Решение приоритетной задачи для горно-добывающей промышленности – внедрение водоустойчивых ВВ. Это предполагает использование смесительно-зарядных машин (СЗМ) для производства и зарядания ВВ непосредственно на открытых горных работах, а также применение патронированных водоустойчивых ВВ.

2. Регулирование реологических свойств эмульсий. Это обеспечивает выпуск ВВ в патронах различной конфигурации, производство зарядов с заполнением всего сечения заряда на месте применения.

3. Создание комбинированных и смесевых составов. Технология позволяет использовать матричную эмульсию в качестве основы для добавления

различных компонентов, утилизации маточных растворов окислителей и переработанных нефтепродуктов.

4. Использование доступной и недорогой сырьевой базы. Это делает эмульсионные ВВ одними из самых экономически выгодных с точки зрения технико-экономической эффективности.

5. Полная автоматизация и механизация производственного процесса. Технология предусматривает управление процессом с использованием компьютерных систем.

Широкое использование ВВ данного типа вызвало существенные преобразования в сфере их производства и применения, включая продвижение ВВ для горно-добывающей промышленности на российском рынке. Российские и зарубежные исследователи внесли значительный вклад в развитие данной области. Тем не менее важно подчеркнуть, что для более широкого внедрения требуется дальнейшее совершенствование номенклатуры ЭВВ и технологий их использования.

Результаты исследований, проведенных автором на предприятиях горно-добывающей промышленности Дальнего Востока и Сибири в период с 2010 по 2024 гг., свидетельствуют о том, что несмотря на указанные выше преимущества ВВ на основе эмульсии перед другими типами ВВ, применение именно наливных ЭВВ в горном деле вызывает определенные вопросы их качества, тогда как, существенных проблем с применением патронированных ЭВВ не было выявлено. Изменение качества ЭВВ оказывает прямое влияние на качество ВГМ и, как следствие, на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса (ЭАК).

Исследования автора свидетельствуют о том, что проблемы качества наливных ЭВВ преимущественно связаны именно с человеческим фактором, на всех этапах изготовления ВВ [6, 58, 159]. В таблице 2.1 отражены основные причины снижения качества наливных ЭВВ на основании результатов наблюдений на угольных разрезах Дальневосточного региона, осуществляющих добычу угля открытым способом в зоне мерзлых горных пород. Статистика (таблица 2.1)

указывает на то, что низкое качество скважинного заряда из ЭВВ в основном обусловлено проблемами при его формировании в скважине по причине фактора колебаний объема скважинной полости в зоне мерзлых горных пород.

Таблица 2.1 – Основные причины снижения качества наливных ЭВВ

Причина снижения качества наливных ЭВВ	%*
Закупка некачественных компонентов или несоответствующих ТУ, в т.ч. аммиачной селитры и эмульгатора	5
Нарушение условий хранения компонентов для изготовления ЭВВ	7
Нарушение процесса изготовления компонентов ЭВВ на местном заводе, в т.ч.:	2
промпродукта (топливная смесь, раствор окислителя);	
полуфабрикатов (эмульсионная матрица - ЭМ, газогенерирующая - ГГД и подкисляющая - ПК добавки)	
Неудовлетворительное техническое состояние узлов смесительно-зарядной установки (СЗУ)	4
Нарушение процентного содержания полуфабрикатов (ЭМ, ГГД, ПК, селитра, ДТ) в составе ЭВВ, получаемое при их смешивании в СЗМ	5
Формирование скважинного заряда от устья скважины	8
Не соответствие скорости поднятия зарядного рукава при формировании заряда диаметру скважины из-за колебаний объема зарядной полости	65
Не соответствие параметров промежуточного детонатора (масса, габариты, состав) для обеспечения необходимого импульса инициирования заряда	2
Осуществление забойки непосредственно на верхнюю часть скважинного заряда	2

*процент от общего количества выявленных нарушений по всем посещаемым предприятиям относительно конкретной позиции

Учитывая изложенные обстоятельства, разработка и обоснование комплексных инженерно-технических решений, направленных на поддержание качественных характеристик скважинного заряда, сформированного из ЭВВ наливного типа в условиях объекта исследования, приобретает особую важность.

2.3 Производство натуральных измерений, связанных с качеством взрывчатых веществ

Для уточнения влияния фактора изменения объема зарядной полости на качество формирования ЭВВ проведены исследования, включающие следующие натурные измерения:

1. Скорости детонации наружного заряда ВВ ($C_{Днар.з}$);
2. Скорости детонации промежуточного детонатора ($C_{Дпр.дет}$);
3. Скорости детонации скважинного заряда ВВ ($C_{Дскв.з}$);
4. Уровня воды в скважинах ($H_{вод.скв}$);
5. Диаметра скважины (d);
6. Кислотности воды в скважине;
7. Плотности ВВ ($\rho_{вв}$);
8. Плотности селитры (ρ_c);
9. Плотности эмульсионной матрицы ($\rho_{эм}$);
10. Выхода негабарита (V_n);
11. Производительности экскаватора ($P_{экс}$);
12. Других параметров, связанных с качеством ВВ.

2.3.1 Факторы изменения диаметра взрывной скважины

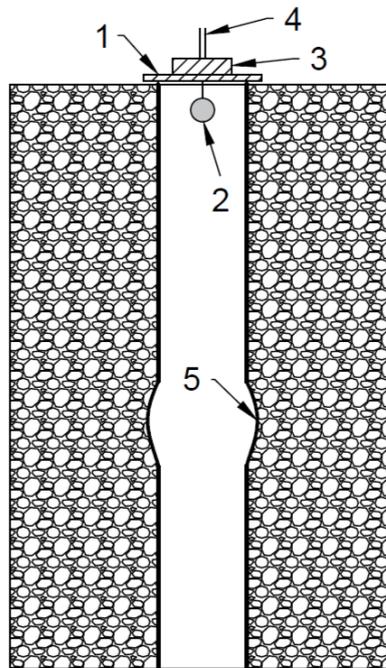
На расчет диаметра взрывных скважин заметное влияние оказывают физико-механические свойства горных пород (ФМС-ГП) [268] чем породы менее прочные, тем выше коэффициент разбуривания скважины ($k_{разб}$), что подтверждается результатами натуральных измерений фактического диаметра, проведенных в процессе настоящего исследования на горных предприятиях ДФО, без учета участков скважины с локальным нарушением объема зарядной полости. При этом коэффициент разбуривания (без учета зон обвалов стенок скважин), превышающий 1,08 составил около 3,5% от количества всех измерений (таблица 2.2), учитывая,

что на каждом горном предприятии измерению подлежало от 100 до 1000 и более измерений диаметра скважин в зависимости от периода исследований.

Таблица 2.2 – Взаимосвязь между $k_{разб}$ и ФМС-ГП (без учета зон обвала (осыпания) стенок скважин)

Категория пород (по М.М. Протодяконову)	Коэффициент крепости - f	Фактический усредненный коэффициент разбухания скважины - $k_{разб}$ – без учета зон обрушения стенок скважин
X-VIIa	0,3-0,8	1,08-1,05
VII-Va	1,0-3,0	1,06-1,04
V-IV	4,0-6,0	1,04-1,03
IIIa-III	8,0-10,0	1,03-1,02
II	11,0-15,0	1,02-1,01

Измерения диаметра скважин в процессе исследований проводились специальными приборами – каверномерами. На рисунке 2.6 приведена схема устройства каверномера.



1 – металлическая пластина основание; 2 – герметичный шар-датчик (0,7 кг) на гибком тросике; 3 – блок управления с приводом; 4 – антенна; 5 – выемка от разрушения (осыпания) стенки скважины.

Рисунок 2.6 – Схема устройства каверномера

Работа указанного прибора основана на измерении изменений параметров высокочастотных электромагнитных колебаний метрового диапазона в замкнутом пространстве скважины зарядного поля.

Алгоритм работы прибора заключается в следующем (рисунок 2.6):

1. Несущая пластина 1 прибора крепится в устье скважины таким образом, чтобы ее центр совпадал с осью скважины. Сферический датчик, соединенный с пластиной тросом, удерживается в прижатом к ней положении.

2. Прибор активируется нажатием кнопки "Пуск", сохраняя в модуле памяти номер скважины, введенный пользователем.

3. Шар-датчик 2 на гибком тросике опускается в скважину со скоростью примерно 1 м/с.

4. В процессе перемещения по вертикальной оси скважины подвижный элемент (шар-датчик) осуществляет сканирование стенок скважин, анализируя взаимосвязь параметров глубины и ширины. Полученные данные передаются в режиме реального времени на блок управления 3, расположенный на несущей пластине (платформе), расположенной над устьем скважины.

5. Сигнал, принимаемый блоком управления, заносится в оперативную память прибора с фиксацией параметров по мере движения шара-датчика.

6. По достижении нижней точки скважины шар-датчик останавливается, прибор фиксирует остановку и через 1,5 секунд шар-датчик поднимается обратно вверх скважины до начальной пусковой точки движения;

7. При достижении максимальной высоты, соответствующей нулевой отметке, движение шарообразного датчика прекращается. После этого активируется звуковое оповещение, и устройство переключается в режим ожидания.

8. После завершения измерений прибор демонтируется с текущей скважины и перемещается к следующей. В очередной скважине прибор устанавливается по центру ее устья, оператор вводит соответствующий порядковый номер скважины на дисплее блока управления и запускает процедуру измерения параметров очередной скважины.

9. Предел измерения глубины скважины относительно верхней точки измерения вводится специалистом вручную на блоке управления.

10. Данный прибор обеспечивает возможность проведения обследования до ста скважин (глубиной до 12 м) в час.

11. По окончании измерений необходимого количества скважин оператор включает на блоке управления режим передачи данных на базовый ноутбук по радиоканалу в радиусе 1 км.

12. Программное обеспечение компьютера предоставляет данные измерений в удобном для анализа формате, включающем таблицы и графики по каждой скважине.

13. На каждом очередном блоке производится калибровка прибора путем сравнения средних значений скважинных диаметров, полученных с одной стороны автоматически от прибора, а с другой, посредством расчетного способа. Суть расчетного способа заключается в определении среднего диаметра по известным параметрам - высоте и массе сформированного заряда ЭВВ в полиэтиленовый рукав увеличенного диаметра относительно диаметра скважины. При этом к расчету принимается высота сформированного скважинного заряда до наступления газогенерации, зафиксированная в момент окончания заряжания, вычисленная как разница между общей глубиной скважины и высотой свободной от ВВ ее части. Таким образом, исходя из заданного объема и высоты заряда ВВ определяется средний диаметр зарядной полости. Калибровка прибора производится на трех скважинах относительно одного взрывного блока.

Коэффициент разбуривания скважины рассчитывался с учетом изменения ее диаметра по высоте размещения скважинного заряда, т.е. с учетом всех имеющихся неровностей и вывалов стенок скважин. В итоге к учету принимался усредненный $k_{разб}$ относительно высоты скважинного заряда.

Из наблюдений установлено, что обвалы стенок скважин встречаются в основном на сопряжениях разных по характеристикам горных пород и в большей степени в обводненных скважинах.

От диаметра скважины напрямую зависит вместимость ВВ на один метр скважины и соответственно скорость поднятия зарядного рукава. В таблице 2.3 отражены результаты расчета скорости подъема зарядного рукава ($v_{под.зар.рук}$) при формировании скважинного заряда ЭВВ с помощью смесительно-зарядной машины.

Таблица 2.3 – Расчет скорости подъема зарядного рукава

Диаметр заряжаемой скважины, мм	Рекомендуемая производительность насоса, кг/с	Скорость подачи ЭВВ в скважину, см ³ /с	Кол-во ЭВВ кг/1 м	Скорость подъема слоя ЭВВ в скважине, см/с	Рекомендуемая скорость подъема зарядного рукава, см/с
102	1,33	1031,0	10,5	12,62	≤12
110	1,33	1031,0	12,3	10,85	≤10
115	1,67	1294,6	13,4	12,47	≤12
120	1,67	1294,6	14,6	11,45	≤11
130	2,5	1938,0	17,1	14,61	≤14
142	2,5	1938,0	20,4	12,24	≤12
150	2,5	1938,0	22,8	10,97	≤10,5
160	3,33	2581,4	25,9	12,85	≤12
170	3,33	2581,4	29,3	11,38	≤11
180	3,33	2581,4	32,8	10,15	≤9,5
190	3,33	2581,4	36,6	9,11	≤8,5
200	4,17	3232,6	40,5	10,29	≤10
214	4,17	3232,6	46,4	8,99	≤8,5
220	4,17	3232,6	49,0	8,51	≤8
230	4,17	3232,6	53,6	7,78	≤7
240	4,17	3232,6	58,3	7,15	≤6,5
250	4,17	3232,6	63,3	6,59	≤6
260	4,17	3232,6	68,5	6,09	≤5,5
270	4,17	3232,6	73,8	5,65	≤5
280	4,17	3232,6	79,4	5,25	≤5
290	4,17	3232,6	85,2	4,90	≤4,5
300	4,17	3232,6	91,1	4,58	≤4

Опускание и подъем зарядного шланга (рукава) в скважине при зарядании эмульсионного ВВ осуществляется с помощью шлангового барабана. Скорость подъема зарядного рукава регулируется в зависимости от производительности винтового насоса при формировании заряда в скважинах соответствующего

диаметра. Перед заряданием взрывник сообщает водителю-оператору СЗМ информацию о количестве ВВ, необходимом для формирования предварительного и основного зарядов, и дает команду на опускание зарядного шланга в заряжаемую скважину и формирование предварительного заряда (подушки) на высоту расположения промежуточного детонатора (ПД) в нижней части скважины, предусмотренную конструкцией заряда. Далее оператор включает шланговый барабан на опускание зарядного шланга до дна скважины, контролируя процесс опускания по изгибу шланга у устья скважины. Затем приподнимается зарядный шланг на 0,2 метра от забоя (дна) скважины и запускается процесс формирования предварительного заряда скважины при подъёме зарядного шланга. Далее процесс зарядания прерывается для установки ПД, после чего аналогично формируется основной заряд.

В таблице 2.4 представлены результаты значения фактической скорости поднятия зарядного рукава ($v_{под.зар.рук}$) относительно фактического усредненного значения диаметра скважины ($d_{уср}$) с учетом зависимости (рисунок 2.7) $d_{зар.уср}$ от объема зарядной полости ($V_{зар.пол}$) по данным натурных измерений на угольных разрезах Дальневосточного региона в зоне мерзлых пород при диаметре шарошечного долота 216,0 мм.

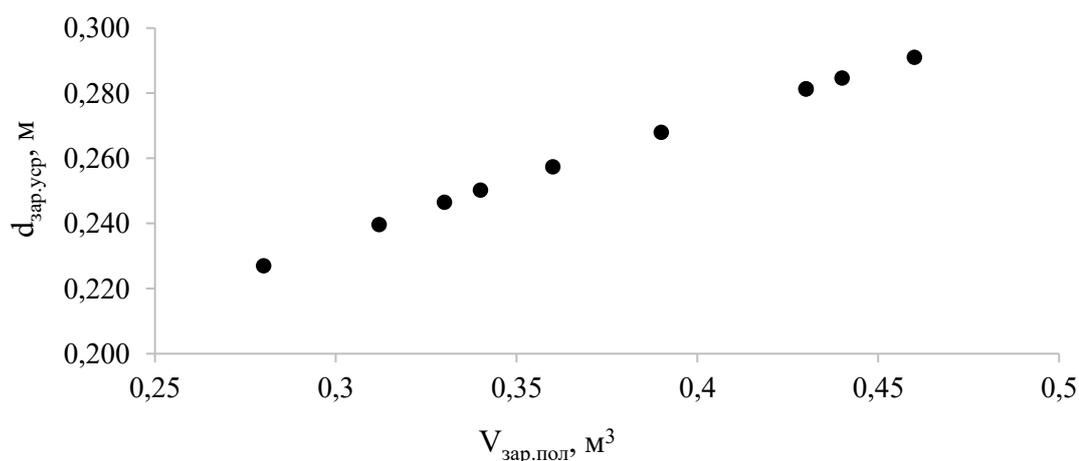


Рисунок 2.7 – График зависимости $d_{зар.уср}$ от $V_{зар.пол}$

Таблица 2.4 – Фактические значения скорости поднятия рукава и диаметра взрывных скважин

$V_{зар.пол}$ факт, м ³	$d_{уср}$, факт, мм	$U_{под.зар.рук}$, факт, см/с	$U_{под.зар.рук}$, норма, см/с
0,28	227	8	≤ 8
0,312	240	7	$\leq 6,5$
0,33	246	8	$\leq 6,5$
0,36	257	7,5	$\leq 6,5$
0,34	250	8	$\leq 6,0$
0,39	268	7	$\leq 5,0$
0,43	281	7,5	$\leq 5,0$
0,44	285	8	$\leq 5,0$
0,43	281	7	$\leq 5,0$
0,46	291	7	$\leq 4,5$

Анализ данных, представленных в таблице 2.4, а также визуализация процентного соотношения числа скважинных зарядов и объема зарядной полости на разрезах «Правобережный», «Буреинский» и «Эльга» (Рисунок 1.13), демонстрируют, что в 61% случаев при формировании скважинных зарядов наблюдается отклонение от нормативной скорости подъема зарядного рукава.

Основной причиной данной проблемы является отсутствие у персонала, ответственного за процесс формирования скважинного заряда из наливного ЭВВ, достоверной информации о фактическом объеме и диаметре скважинной полости, что, в свою очередь, обуславливает необходимость проведения измерений $V_{зар.пол}$ на системной основе в зоне мерзлых пород.

Превышение нормативной скорости подъема зарядного рукава обуславливает неравномерное формирование колонки заряда из наливного ЭВВ, что негативно отражается на процессе детонации эмульсионного заряда, приводит к снижению качества взорванной горной массы (повышению процента выхода негабарита) и, в конечном итоге, к уменьшению единичного объема взрывного блока.

2.3.2 Измерение скорости детонации зарядов взрывчатых веществ и промежуточных детонаторов

Исследование влияния колебаний объема зарядной полости на детонацию ЭВВ требует проведения натурных измерений. Для этой цели осуществлен анализ сравнительных измерений скорости детонации: скважинных зарядов из наливных и патронированных ЭВВ; наружных зарядов из наливных ЭВВ; промежуточных детонаторов разных марок.

Скорость детонации (СД) является ключевым показателем эффективности взрывчатого вещества. Она напрямую связана с удельной энергией взрыва и степенью "жесткости" образующихся взрывных газов, которая характеризуется показателем политропы (k). Чем выше значение k , тем "жестче" газы и тем больше СД [2, 18, 31, 64, 127]. Если при инициировании взрыва происходит недостаточно полное разложение взрывчатого вещества, то скорость распространения волны детонации оказывается соответственно меньше своего нормального значения [203].

Измерения СД на постоянной основе помогают в определении основной проблемы, с которой сталкиваются горняки, заключающейся в обеспечении контроля качества скважинных зарядов. Это, в свою очередь, оптимизирует БВР и повышает рентабельность предприятия [57].

Применяемое измерительное оборудование

Для измерения СД зарядов ВВ и промежуточных детонаторов (ПД) в процессе исследования применялись приборы: измеритель скорости детонации VoD-305 и измеритель временных интервалов ИВИ-4.

Принцип работы VoD-305 (рисунок 2.8) основан на методе импульсной рефлектометрии. Прибор подает в коаксиальный кабель заданной длины высокочастотный сигнал с частотой дискретизации 256 кГц (3,9 мкс или 0,0000039 сек) и фиксирует время прохождения соответствующего отраженного сигнала от конца измерительного кабеля. Учитывая скорость и время прохождения сигнала,

автоматически рассчитывается длина кабеля ($S = v \times t$). Посредством детонации заряда уменьшается длина кабеля, при этом скорость сокращения длины кабеля ($v_{\text{сокр.к}}$) соответствует фактической скорости детонации заряда ВВ (СД) в каждой точке на отрезке сокращения кабеля. Средняя скорость сокращения кабеля ($v_{\text{сокр.ср.}}$) равна отношению расстояния между начальной и конечной точкой детонации к соответствующему времени прохождения отраженных сигналов и рассчитывается по формуле (2.5)

$$v_{\text{сокр.к}} = \frac{S_1}{t_1} \quad (2.5)$$

Соответственно, мгновенная скорость на отрезке прохождения детонационной волны определяется дифференцированно. Прибор позволяет измерить скорость детонации нескольких скважинных зарядов на взрывном блоке, расположенных последовательно. VoD-305 оснащен GPS-приемником для привязки к местности по координатам, а также местному времени. Маркировка 305 означает максимальную длину применяемого коаксиального кабеля.



Рисунок 2.8 – Измеритель скорости детонации VoD-305

Для обеспечения достоверности результатов измерения СД проводились с использованием прибора ИВИ-4 в качестве дублирующего метода. Принцип работы прибора ИВИ-4 (рисунок 2.9) заключается в измерении временных интервалов между сигналами, инициируемыми подключенными датчиками.

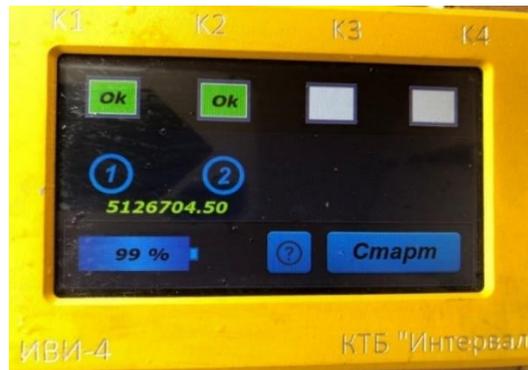


Рисунок 2.9 – Измеритель временных интервалов ИВИ-4

Датчики от данного прибора, установленные по длине колонки заряда ВВ на заданном расстоянии друг от друга, срабатывают на замыкание поочередно посредством воздействия детонационной волны скважинного заряда. Датчики подключаются через высокочастотные разъемы ВНС посредством коаксиального кабеля. В процессе измерения счетчик непрерывно инкрементируется. По сигналам на канальных входах содержимое счетчика переносится в соответствующий регистр. В качестве сигнала на входе воспринимается перепад напряжения (фронт). Прибор вычисляет интервалы между срабатываниями каналов, результаты выводятся на дисплей. Декларируемая изготовителем погрешность измерения времени ± 50 мс $\pm 0,001\%$.

Кроме дублирующей функции относительно измерений СД, прибор ИВИ-4 использовался для измерения времени задержки капсулей-детонаторов применяемых средств инициирования (СИ) в целях определения фактического интервала времени между срабатыванием скважинных зарядов ВВ. Для этого на испытательном полигоне карьера (разреза) устанавливали финишный (световой) датчик (рисунок 2.10) в коробку, исключающую проникновение света, с одной стороны и стартовый датчик (рисунок 2.11) – с другой. Далее отходили на безопасное расстояние и производили инициирование посредством стартового устройства.



Рисунок 2.10 – Финишный датчик



Рисунок 2.11 – Стартовый датчик

Полученный результат выводился на дисплей прибора (рисунок 2.9) в мкс (микросекундах). Для перевода в мс полученный результат необходимо разделить на 1000.

Пример: $T_{\text{задержки}} = 5126704,50/1000 = 5126,704 \text{ мс}$.

Далее фактический результат сравнивался с номинальным значением конкретной марки СИ, к примеру, RIONEL LP – 10 (таблица 2.5).

Таблица 2.5 – Номинальные значения срабатывания детонаторов СИ

СИ	Номинальное время срабатывание детонатора, мс	ТУ	Допустимые пределы времени срабатывания, мс
RIONEL LP - 10	1000	7287-001-43908744-2002	950-1090

Для видеофиксации кислородного баланса ВВ, а также дублирования измерения интервала межскважинных замедлений применялась видеоаппаратура: видеочамера Sony DSC-RX0M2 (рисуноки 2.12, 2.13) и квадрокоптер Autel Robotics Evo II Pro V3 (рисунок 2.14).



Рисунок 2.12 – Видеокамера Sony
DSC-RX0M2



Рисунок 2.13 – Видеокамера Sony
DSC-RX0M2 в рабочем состоянии

Основные характеристики видеокамеры Sony DSC-RX0M2 и квадрокоптера Autel Evo II Pro V3 представлены в таблицах 2.6 и 2.7.

Таблица 2.6 – Характеристика видеокамеры Sony DSC-RX0M2

Разрешение видеосъемки	Ultra HD 4K
Максимальное разрешение видеосъемки	3840x2160
Матрица	21 Мп
Частота кадров	100 кадров в сек (1 кадр в 10мс)
Рабочая температура	0 до +40

Квадрокоптер Autel Evo II Pro V3 (рисунок 2.14) снимает видео высокой четкости в максимальном разрешении 6К. Управление устройством осуществляется с пульта дистанционного управления. На полном заряде Autel Robotics Evo II Pro V3 выдерживает 40 минут полета. Устройство развивает скорость до 72 км/ч горизонтально и 8 км/ч вертикально, дальность полета – до 25 км. Съемка видео производится с разрешением 1920×1080 с частотой 120 кадров в секунду.



Рисунок 2.14 – Квадрокоптер Autel Evo II Pro V3

Таблица 2.7 – Характеристика квадрокоптера Autel Evo II Pro V3

Разрешение видеосъемки	6К
Максимальное разрешение видеосъемки	5472x3076
Матрица	20 Мп
Частота кадров	120 кадров в сек (1 кадр в 8,3мс)
Рабочая температура	-10 до +40

Измерения скорости детонации промежуточных детонаторов

Измерению скорости детонации на ОГР ДФО подвергались ПД, характеристики которых приведены в таблице 2.8.

Таблица 2.8 – Номинальная скорость детонации измеряемых ПД

Наименование	№ ТУ/ГОСТ	Скорость детонации по ТУ/ГОСТ, м/с
ПТ-П 500	7288-036-07511608-2000	7500
ПТ-П 750		
Нитронит® П марки «С» Ø-60-0,8 кг	7276-019-58995878-2015	5900-6100
Нитронит® П марки «С» Ø-60-1 кг		
Аммонит 6-ЖВ	ГОСТ 21984-76	3600-4800
ТГЭ-П500 КД	7288-002-07511206-2015	7100
ТГЭ-П830 КД		7100
Сибирит ПД-60/0,5	3602-042-05608605-2018	5300-5700
Сибирит ПД-80/1,0		
НПГМ-П-П-М-60	20.51.11-016-37945333-2017	4100
ВЭЛ 60/800ТГ100	РП 7276-004-11028496-2020	7650-7800
ПДП 70/750-100	РП 7276-005-11028496-2019	7500

Исходные параметры измерений скорости детонации промежуточных детонаторов ($C_{Дпр.дет}$) оформлялись в табличной форме, пример которой приведен в таблице 2.9.

Таблица 2.9 – Параметры при измерении $C_{Дпр.дет}$ на карьере «Маломыр»

Наименование	Измерение №1	Измерение №2
ПД	Нитронит П-«С»-60-0,8	НПГМ-П-П-М-60
Диаметр патрона, м	0,6	0,6
Длина патрона, м	0,21	0,32
Количество ПД, шт	3	6
Длина, м	0,63	1,9
№ партии	217	153

Для измерения $C_{Дпр.дет}$ производилась укладка патронов (рисунок 2.15) или шашек (рисунок 2.16) в одну линию, торцом к торцу, в виде гирлянды. По длине собранной конструкции монтировался коаксиальный кабель с дальнейшим подсоединением к измерительным приборам VoD-305 и ИВИ-4. Далее проводилось измерение $C_{Дпр.дет}$ по факту инициирования гирляндного заряда из ПД.



Рисунок 2.15 – Пример монтажа измерительных датчиков от разных приборов (ИВИ-4 и VoD-305) к заряду эмульсионного ПД



Рисунок 2.16 – Пример монтажа измерительных датчиков от разных приборов к гирлянвному заряду ПД из шашек ТГЭ 850

Пример результатов измерений $СД_{пр.дет}$ в графическом виде приведен на рисунке 2.17.

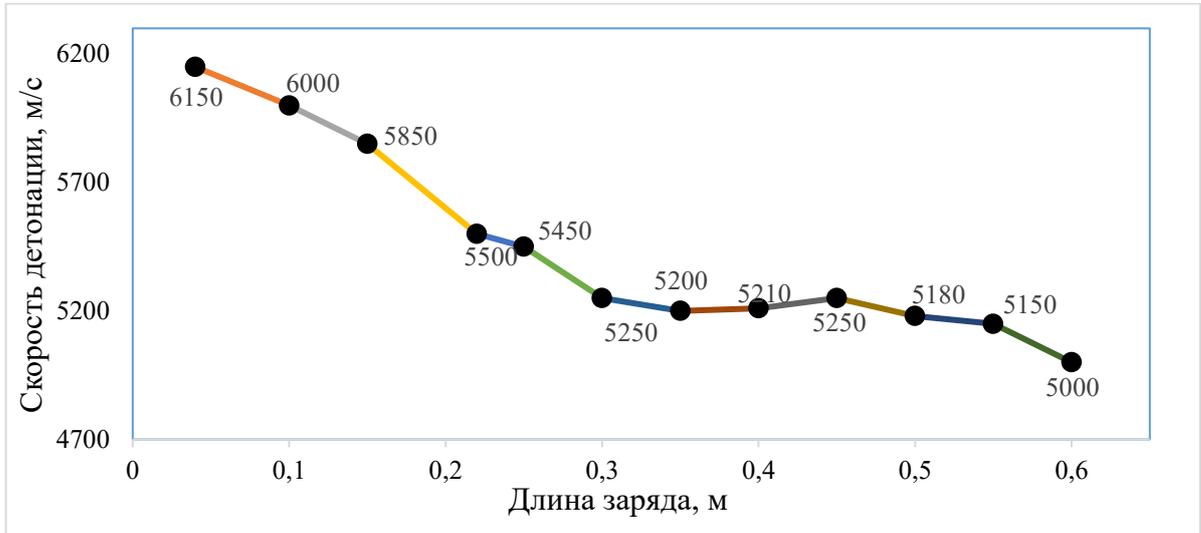


Рисунок 2.17 – График скорости детонации промежуточного детонатора

Непосредственно после взрывания гирлянд из ПД проводились измерения параметров воронки взрыва (глубина, высота) с фотофиксацией. Результаты измерений $СД_{пр.дет}$ оформлялись в табличном (таблица 2.10) и графическом виде (рисунок 2.18) для проведения системного анализа.

Таблица 2.10 – Параметры измерения $СД_{пр.дет}$ на разрезе «Эльгинский»

№ п/п	Наименование ПД	Значение скорости детонации по ТУ	Фактическое среднее значение скоростей детонации на измеренном интервале по длине заряда, м/с
1	ПД Нитронит П-«С»-60-0,8	5900-6100	5907
2	НПГМ-П-П-М-60	4100	4670
3			4783
4			4632

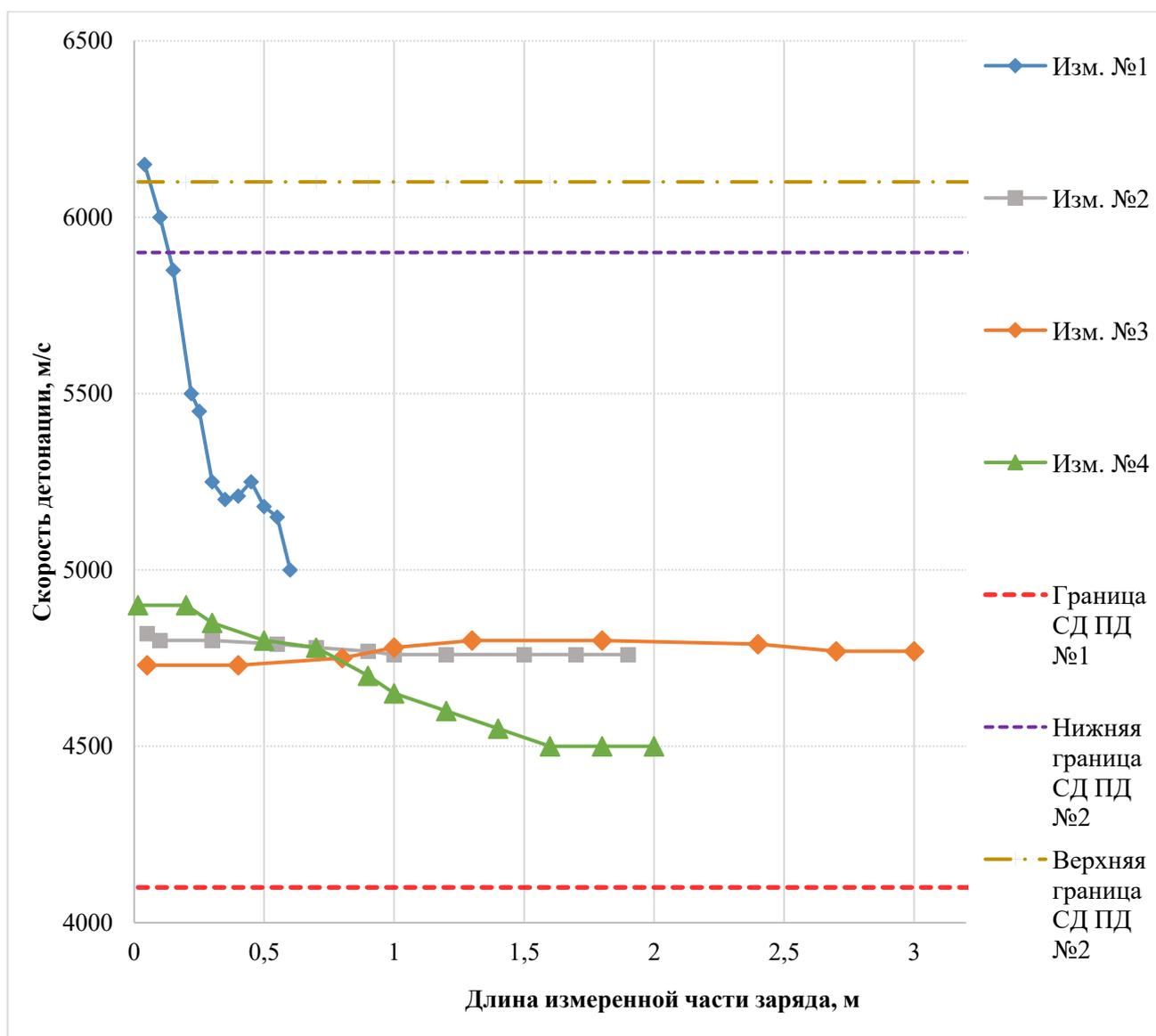


Рисунок 2.18 – Сводный график скоростей детонации ПД

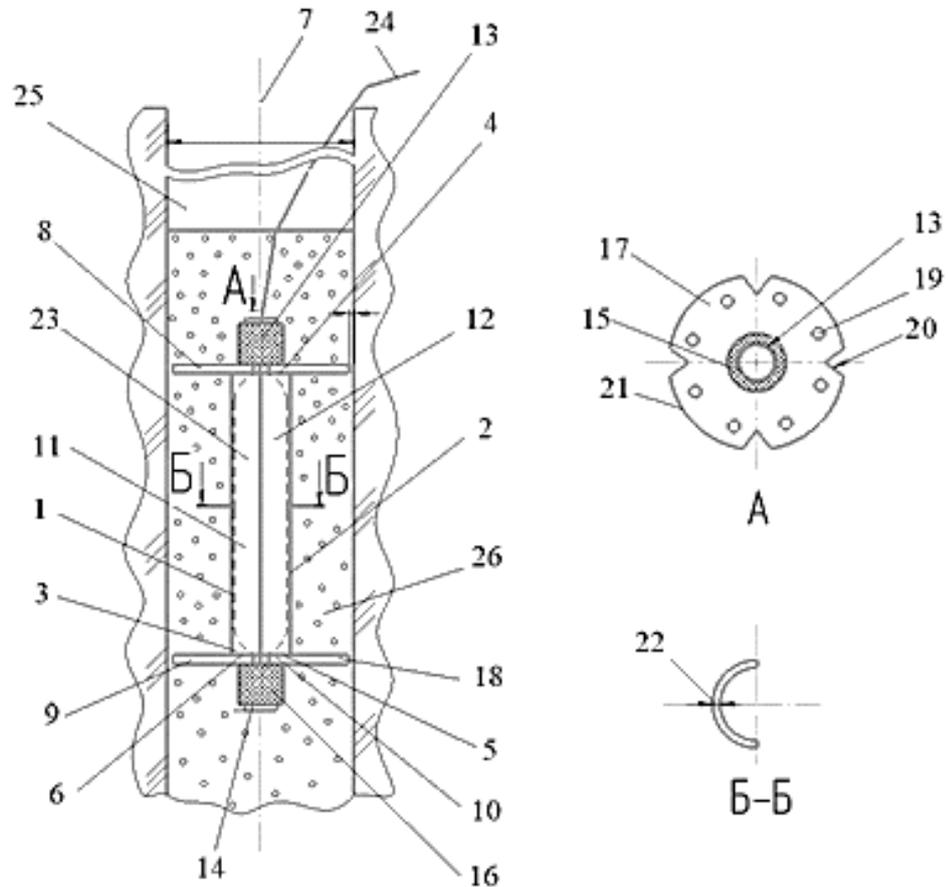
В таблице 2.11 отражены результаты около 1000 измерений $СД_{пр.дет}$ за период исследования 2018–2024 гг. на карьерах (разрезах) Дальневосточного региона. Из них видно, что СД эмульсионных ВВ в среднем на 28% ниже относительно тротилсодержащих ВВ. Следует отметить, что средняя измеренная скорость детонации 2,7% эмульсионных ПД от общего количества измерений за указанный период составила 3786 м/с.

Анализ показывает, что эмульсионные ПД отличаются меньшей скоростью детонации по сравнению с тротилсодержащими ВВ. Однако эмульсионные ПД имеют преимущества в виде более низкой стоимости и повышенной безопасности при эксплуатации и обращении.

Таблица 2.11 – Результаты измерений скорости детонации зарядов ПД

Наименование	Скорость детонации, м/с		
	по ТУ/ГОСТ	Среднее значение по результатам 50 измерений каждой марки ПД	\bar{x}
Эмульсионные ПД (5 марок)	4500-6100	5112	5112
ПТ-П 500	7500	7734	7032
ПТ-П 750			
Аммонит 6-ЖВ	3600-4800	4620	
ТГЭ-П500 КД	7100	7350	
ТГЭ-П830 КД	7100	7140	
ВЭЛ 60/800ТГ100	7650-7800	7663	
ПДП 70/750-100	7500	7687	

Также в ходе исследований эмпирическим методом выявлены многочисленные факты самопроизвольного поднятия эмульсионного ПД по высоте колонки заряда, что негативно отражается на качестве взрыва. С учетом данного факта, в целях повышения эффективности и безопасности применения промежуточных детонаторов разработано автором и прошло успешную апробацию специальное устройство – контейнер (патент №214622 от 15.05.2022 г.) для надежной фиксации ПД на заданной высоте и по центру оси скважинного заряда из ЭВВ [200]. Схема устройства представлена на рисунке 2.19.



- 1 - контейнер; 2 - защитный корпус; 3 - полый цилиндр; 4,5 - выступы; 6 - торец цилиндра;
 7 - перпендикулярная ось; 8,9 - центрирующие элементы; 10 - наружная сторона;
 11,12 - вертикальные части; 13,14 - элементы меньшего радиуса; 15,16 - упругие элементы;
 17,18 - диски; 19 - отверстия; 20 - пазы; 21 - периметр дисков; 22 - толщина стенок;
 23 - эмульсионный боевик; 24 - ударно-волновая трубка; 25 - скважина;
 26 - скважинный заряд.

Рисунок 2.19 – Схема специального устройства - контейнера для защиты и фиксации эмульсионного боевика (патент RU 214622 U1 от 12.05.2022)

Измерения скорости детонации наружных зарядов ВВ

В целях сравнительного анализа измерений СД наружных и скважинных зарядов на испытательных полигонах ОГР ДФО проводились измерения скорости детонации наружных зарядов ($СД_{нар.з}$), состоящих из ВВ, приведенных в таблице 2.12.

Таблица 2.12 – Номинальная $СД_{нар.з}$

Наименование	№ ТУ/ГОСТ	Скорость детонации по ТУ/ГОСТ, м/с
"НПГМ" тип "А" марка "70"	7276-001-37945333-2014	5000
"НПГМ" тип "А" марка "75"		5100
"НПГМ" тип "А" марка "100"		5400
Нитронит® марки Э-70	7276-003-58995878-2004	4900-5600
Нитронит® марки Э-100		4900-5800
Гранулит марки "М"	ГОСТ 21987-76	2500-3800
Гранулит марки "РП-1"	7276-028-11692478-2002	3000-3500
Гранулит марки "РП-2"		2800-3200
Гранулит марки "РП-3"		3500-4000
Эмуласт АС-30ФП	7276-014-16359200-2004	4400-4600
Риофлекс 7000	7276-011-58472318-2005	4000-5100

Для измерения $СД_{нар.з}$ заряд ЭВВ формировался в полиэтиленовый рукав с одновременным измерением плотности ЭВВ (рисунок 2.20). С одного из торцов заряда устанавливался боевик. От боевика монтировался коаксиальный измерительный кабель по всей длине заряда к прибору VoD-305. Также к боевику и противоположному ему концу заряда монтировались датчики от дублирующего прибора ИВИ-4. Пример параметров измерения наружного заряда ЭВВ представлен в таблице 2.13.

Таблица 2.13 – Параметры при измерении $СД_{нар.з}$ на карьере

Параметры	Наружный заряд (НЗ)
Дата	17.05.2024
ПД*	Ø-60-0,8 кг
ЭВВ*	ЭВВ-70
Диаметр, мм	250
Длина заряда, м	6
Масса заряда, кг	300
Плотность ЭВВ, г/см ³	1,02 (через 15 мин)
Средняя скорость детонации, м/с	3794

*Для исключения конфликта интересов марка ПД и ЭВВ не указывается.

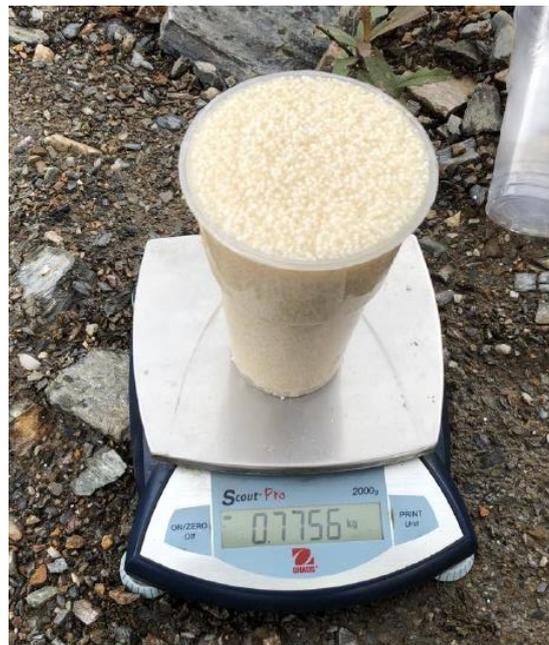


Рисунок 2.20 – Фото формирования наружного заряда ЭВВ и измерение его ПЛОТНОСТИ

Производство взрыва наружного заряда (НЗ) сопровождалось видеосъемкой посредством квадрокоптера или видеокамеры в целях фиксации кислородного баланса ВВ. На рисунке 2.21 отражено развитие взрыва НЗ с видеофиксацией нарушения кислородного баланса ЭВВ.



Рисунок 2.21 – Фото развития взрыва наружного заряда на площадке карьера

После взрыва НЗ измерялись параметры воронки взрыва (рисунок 2.22), а результаты измерения $СД_{нар.з}$ отражались в табличном (таблица 2.14) и

графическом (рисунок 2.23) виде, далее – в сводном графике по аналогии с графиком $СД_{пр.дет}$ (рисунок 2.18)



Рисунок 2.22 – Измерение параметров воронки взрыва НЗ из ЭВВ

Таблица 2.14 – Параметры измерения $СД_{нар.з}$ на разрезе «Правобережный»

Наименование НЗ	Значение скорости детонации по ТУ	Фактическое среднее значение скоростей детонации на измеренном интервале по длине заряда, м/с
ЭВВ-70 №1	5000	4904
ЭВВ-70 №2	4900-5600	4403
ЭВВ-70 №3	5000	5067

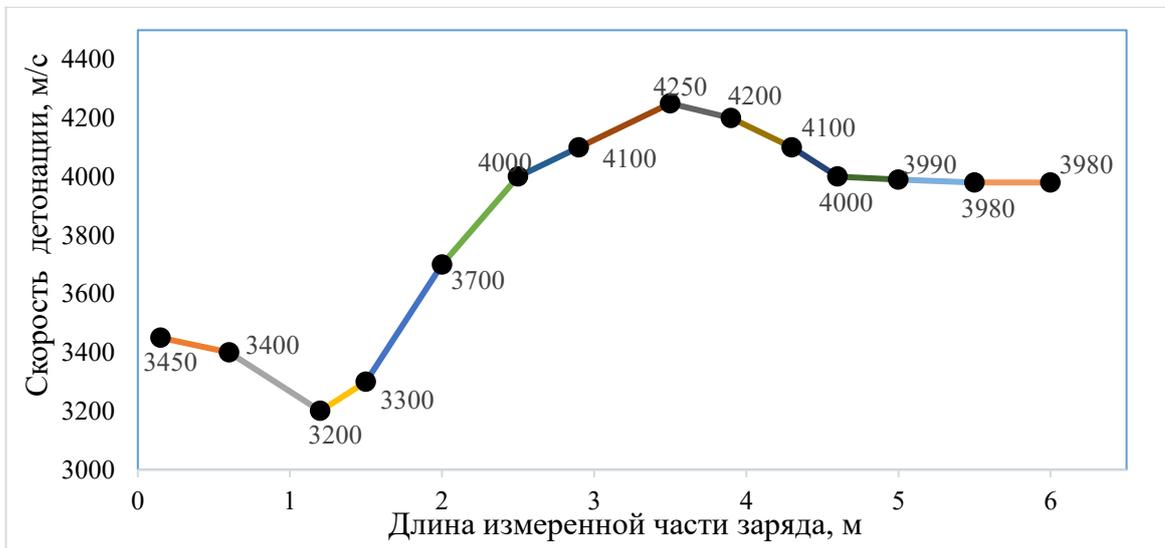


Рисунок 2.23 – График скорости детонации НЗ из ЭВВ

В таблице 2.15 отражены результаты измерений $СД_{нар.з}$ за период исследования 2018-2024 гг. на карьерах (разрезах) Дальневосточного региона.

Таблица 2.15 – Результаты измерений $СД_{нар.з}$

Наименование	Скорость детонации, м/с	
	по ТУ/ГОСТ	Среднее значение по результатам 50 измерений каждой марки ВВ
"НПГМ" тип "А" марка "70"	5000	5010
"НПГМ" тип "А" марка "75"	5100	5103
"НПГМ" тип "А" марка "100"	5400	5412
Нитронит® марки Э-70	4900-5600	5131
Нитронит® марки Э-100	4900-5800	5243
Гранулит марки "М"	2500-3800	3965
Гранулит марки "РП-1"	3000-3500	3804
Гранулит марки "РП-2"	2800-3200	3546
Гранулит марки "РП-3"	3500-4000	4115
Эмуласт АС-30ФП	4400-4600	4568
Риофлекс 7000	4000-5100	4001

Анализ полученных данных показывает, что $СД_{нар.з}$ из эмульсионных ВВ и АС-ДТ входит в нормативный диапазон скоростей согласно ТУ и ГОСТ. Однако для полноценной сравнительной оценки качества ЭВВ целесообразно проведение измерений скорости детонации именно скважинных зарядов из наливных ЭВВ, в дополнение к описанным выше измерениям $СД_{нар.з}$ и $СД_{пр.дет.}$. Так как условия формирования скважинного заряда (СЗ) отличаются от НЗ наличием таких основных негативных факторов, как обводненность и изменение объема скважинной полости.

Измерения скорости детонации скважинных зарядов ВВ

В целях обеспечения достоверности экспериментальных данных параллельно с измерением $СД$ промежуточных детонаторов и наружных зарядов проводились измерения скорости детонации скважинных зарядов ($СД_{скв.з}$).

Таблица 2.12 содержит список ВВ и их номинальные $СД$, использованные при формировании скважинных зарядов (СЗ) в ходе проведенных исследований. Данные ВВ идентичны тем, которые применялись при измерении $СД_{нар.з}$.

В качестве примера ниже приводится описание одного измерения скорости детонации трех СЗ, произведенного 19.11.2024 г. на «Эльгинском» разрезе (Якутия), на экспериментальном блоке №498 (таблица 2.16) горизонта +1060-1050.

Таблица 2.16 – Проектные параметры взрывного блока № 498

Показатели	Блок № 498, горизонт +1060 –1050
Дата монтажа кабеля с формированием заряда	12.11.2024г.
Дата взрыва	19.11.2024г.
Горизонт	1060-1050
Коэффициент крепости по Протодяконову	8
Глубина скважин, м	11
Диаметр скважин, м	216
Объём взрываваемой горной массы, м ³	235800
Взорвано скважин, шт.	996
ЭВВ –100*	311819
Эмульсионные ПД, кг	811,2
Скважинные СИ	ДИН-С-1000
Поверхностные СИ	ДИН-П-17, ДИН-П-42
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,326
Сетка обуривания скважин, м×м	5,0 x 5,0

*конкретная марка ЭВВ не указывается для исключения конфликта интересов

Измерению подлежали три скважинных заряда ЭВВ, формирование которых осуществлено 12.11.2024 г. Фактические параметры скважинных зарядов приведены в таблице 2.17.

Таблица 2.17 – Фактические параметры скважинных зарядов

Параметры / заряд	Заряд №1		Заряд №2		Заряд №3	
Глубина скважины, м	11		11,5		11	
Длина заряда, м	6,5		7,5		6,5	
Масса заряда, кг	328		348		328	
Интервал замедления между скважинами, факт мс	–	22,6		40,4		–
Диаметр скважины	216					
Тип ЭВВ	ЭВВ-100					
Плотность ЭВВ, г/см ³	1,11					
ПД	Ø-60-0,8 кг					

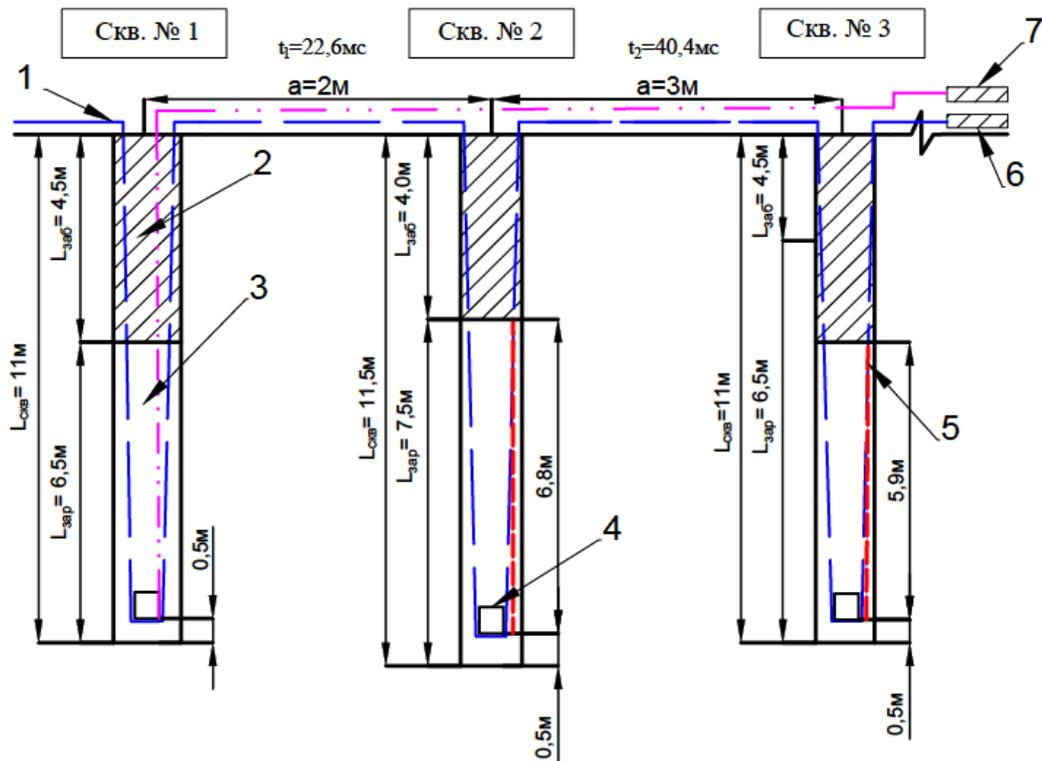
Расположение исследуемых скважинных зарядов в плане, фото и схема монтажа измерительного кабеля в скважины приведены на рисунках 2.24–2.26.



Рисунок 2.24 – Схема расположения скважин блока № 498, гор. +1060 –1050



Рисунок 2.25 – Фото монтажа измерительного кабеля на блоке № 498,
гор. +1060 –1050



1 - коаксиальный кабель к VoD-305; 2 - забойка; 3 - заряд ЭВВ – 100; 4 - боевик;
 5 - фактический измеренный интервал СД; 6 - прибор VoD-305; 7 - прибор ИВИ-4 с системой измерительных кабелей и датчиков; t_1 , t_2 – фактическое замедление между скважинными зарядами.

Рисунок 2.26 – Схема монтажа измерительного кабеля

Для чистоты эксперимента параллельно с основным оборудованием VoD-305 был задействован второй прибор ИВИ-4, оснащённый датчиками, устанавливаемыми на первой взрывающейся скважине по высоте колонки заряда, параллельно с измерительным кабелем первого прибора.

Результаты измерений скорости детонации скважинных зарядов ($СД_{скв.з}$) по блоку №498, гор. +1060–1050 приведены в экспортированном отчёте с прибора VoD-305 (рисунок 2.27) и на графике (рисунок 2.28).

$СД_{скв.з}$ №1 не зафиксирована по возможной причине подбоя смежным скважинным зарядом из-за нарушения проектного межскважинного интервала времени либо последовательности взрывания зарядов, из-за превышения

суммарной номинальной погрешности замедления детонаторов скважинной и поверхностной сети.

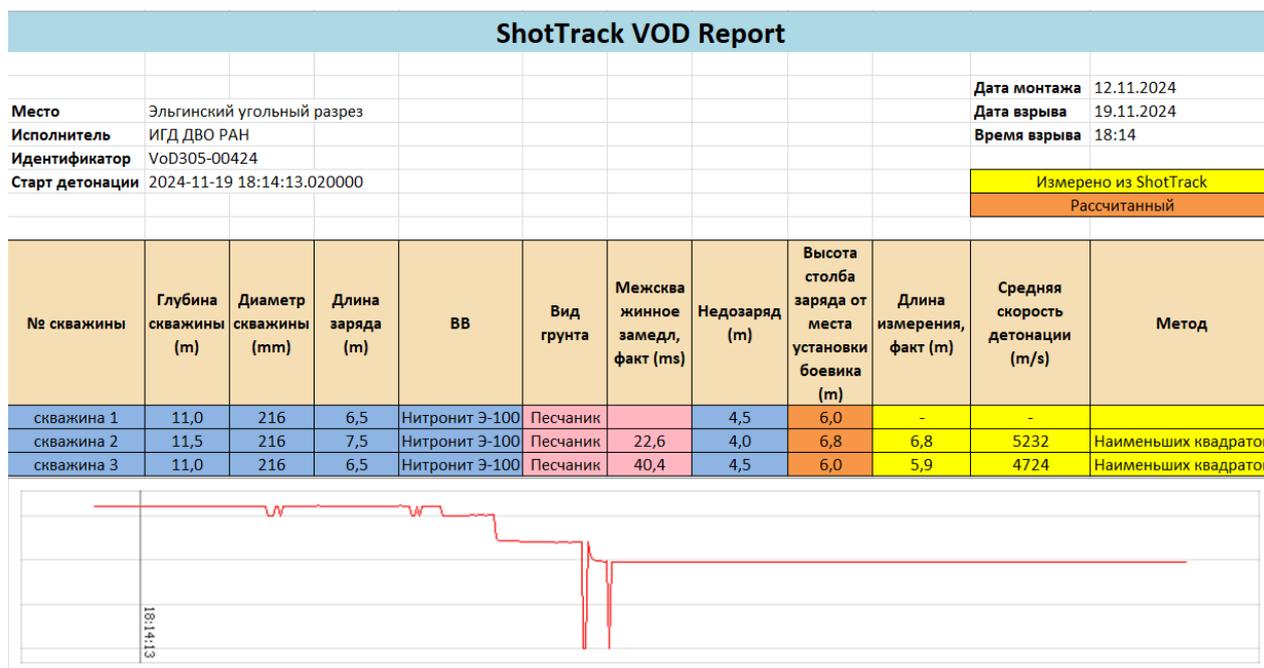


Рисунок 2.27 – Экспортированный отчет с прибора VoD-305 по блоку № 498

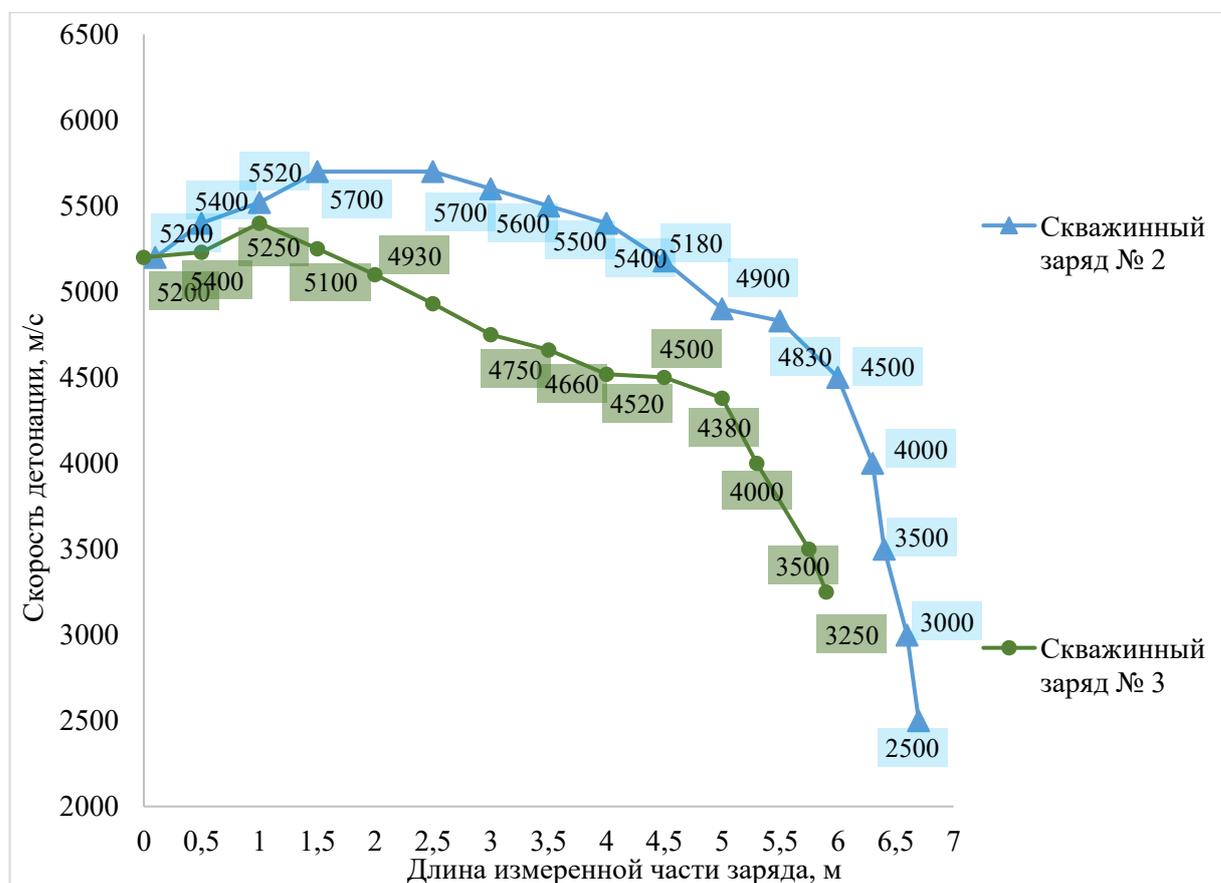


Рисунок 2.28 – Сводный график измерений СД_{СКВ.З} блока № 498

В таблице 2.18 отражены результаты около 1000 измерений $СД_{скв.з}$ за период исследования 2018–2024 гг. на карьерах (разрезах) Дальневосточного региона.

Таблица 2.18 – Результаты измерений $СД_{скв.з}$

Наименование	Скорость детонации, м/с		
	по ТУ/ГОСТ	Среднее значение по результатам 50 измерений каждой марки ВВ	\bar{x}
ЭВВ-70 и ЭВВ-75	4900-5100*	3924*	3840
ЭВВ-100	4900-5600*	3756*	
Гранулиты	2500-4000*	3853*	3853
Эмуласт АС-30ФП	4400-4600	4596	4596

*Приведены средние значения без конкретизации наименования ВВ для исключения конфликтов интересов.

Следует отметить, что измерения средней СД (промежуточных детонаторов, наружных и скважинных зарядов), выполненные с использованием приборов VoD-305 и ИВИ-4 за период проведения исследований, демонстрируют сопоставимые результаты [40, 288].

В результате проведенных измерений (около 1000) выявлено:

- 95% и более наружных удлиненных зарядов ЭВВ соответствуют техническим условиям по показателям плотность, полнота и скорость детонации;
- Скорость детонации у 97% и более скважинных зарядов из патронированных ЭВВ входит в нормативный диапазон, что обеспечивается качественным заводским изготовлением и наличием полимерной оболочки.

В то же время у более чем 57% скважинных зарядов из наливных ЭВВ фактическая скорость детонации ниже нормативной на 22–45%. При этом в 86% из 100% измерений закономерно отмечалось постепенное затухание детонации скважинного заряда (рисунок 2.29), в 14% измерений – ее обрыв.



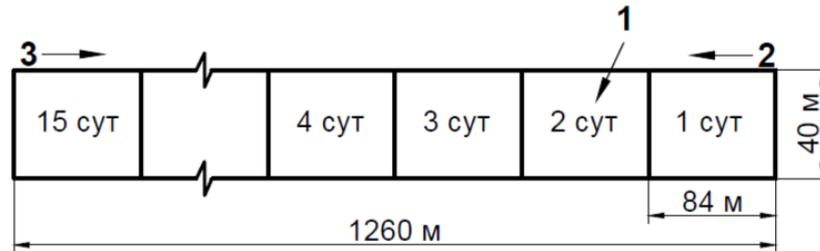
Рисунок 2.29 – График с постепенным затуханием скорости детонации скважинного заряда ЭВВ

Исследование показало, что неконтролируемое изменение объема зарядных полостей оказывает отрицательное воздействие на скорость детонации зарядов из наливного эмульсионного взрывчатого вещества.

2.3.3 Влияние качества заряда их наливных эмульсионных взрывчатых веществ на объем массового взрыва

Учитывая результаты измерений $СД_{скв.з.}$ эмульсионных ВВ, проведены дополнительные исследования по определению зависимости выхода негабарита и производительности экскаватора ($П_{экс}$) от времени пребывания ЭВВ в обводненных (более 3 м) скважинах на разрезах АО «Ургалуголь». Исследования проводились посредством взрывания 5 экспериментальных блоков в примерно одинаковых горно-геологических условиях 10-метрового уступа в зоне мерзлых горных пород. Основные исходные данные по экспериментальному блоку представлены в таблице 2.19. Ширина взрывного блока (ВБ) составляла 40 м, а длина ВБ – 1260 м. За сутки два буровых станка марки DML-1200 обуривали часть блока в объеме ВГМ – 33,6 тыс. м³. Далее зарядание скважин ЭВВ производилось вслед за бурением при помощи смесительно-зарядной машины (СЗМ) с производительностью 27 тонн в сутки. После проведения взрыва границы каждой части ВГМ блока объемом 33,6 тыс. м³, соответствующей суточному объему зарядания скважин ЭВВ,

маркировались маркшейдерами с помощью вешек для возможности фиксации среднесуточной $\Pi_{\text{экс}}$ на соответствующем участке взрывного блока (ВБ) (рисунок 2.30). Направление отработки ВБ экскаватором Komatsu PC-1250 обратно направлению производства бурения и заряжания данного блока.



- 1 - часть ВБ, соответствующая суточному объему бурения и заряжания скважин;
2 - направление бурения, заряжания; 3 - направление отработки ВБ экскаватором.

Рисунок 2.30 – Схема разделения взрывного блока на части

Таблица 2.19 – Исходные данные для проведения эксперимента

Наименование	Ед. изм.	Данные
Крепость породы по шкале проф. М.М. Протодяконова, среднее значение	—	5,2
Диаметр скважины	мм	216
Выход ГМ с 1 м	м ³	28
Производительность буровой установки DML-1200	м/сут	700
Буровая установка DML-1200	шт	2
Наименование ВВ	—	ЭВВ-70
Наименование ПД	—	ТГЭ-750
Плановая суточная производительность экскаватора Komatsu PC-1250	м ³ сут	10300
Средства инициирования ИСКРА в т.ч.:	—	—
Искра-П-109	мс	109
Искра-П-67	мс	67
Искра-С-1000	мс	1000
Высота уступа	м	10
Перебур	м	2
Удельный расход	кг/м ³	0,79
Объем взрывного блока	тыс. м ³	504,0

В ходе проведенных исследований в расчет $\Pi_{\text{экс}}$ не включены периоды, затраченные на проведение ремонтных работ. Результаты исследований зависимости $\Pi_{\text{экс}}$ Komatsu PC-1250 от времени пребывания ЭВВ в скважине отражены в таблице 2.20 и на графике (рисунок 2.31).

Таблица 2.20 – Зависимость среднесуточной $\Pi_{\text{экс}}$ от времени зарядания взрывных блоков

Объем блока с нарастанием, тыс. м ³	Время пребывания ВВ в скважинах, сутки	Номер экспериментального блока					$\Pi_{\text{экс}} \bar{x}$ по части блока, тыс. м ³
		1	2	3	4	5	
		Среднесуточная производительность экскаватора, тыс. м ³					
33,6	1	11,3	11,34	11,25	10,9	11,1	11,18
67,2	2	11,25	11,3	11,28	10,7	11,3	11,17
100,8	3	11,2	10,9	11,1	10,5	11,28	11,00
134,4	4	11,17	10,5	10,7	10,1	11,1	10,71
168	5	11,14	10,2	10,1	9,9	11,1	10,49
201,6	6	11,1	9,97	9,6	9,5	11	10,23
235,2	7	10,5	9,5	9,4	9,2	10,8	9,88
268,8	8	10,4	9,1	8,9	8,5	10,5	9,48
302,4	9	10,2	8,66	8,5	8,1	9,9	9,07
336	10	10	8,1	7,9	8	9,6	8,72
369,6	11	9,7	7,7	7,5	7,6	9,8	8,46
403,2	12	9,23	7,2	7,1	7,3	9,5	8,07
436,8	13	8,99	6,8	6,5	7	9,2	7,70
470,4	14	8,45	6,4	6,1	6,9	9	7,37
504	15	7,01	6,1	5,9	6,7	8,7	6,88
	$\Pi_{\text{экс}} \bar{x}$ по блоку, тыс. м ³	10,11	8,92	8,79	8,73	10,26	—

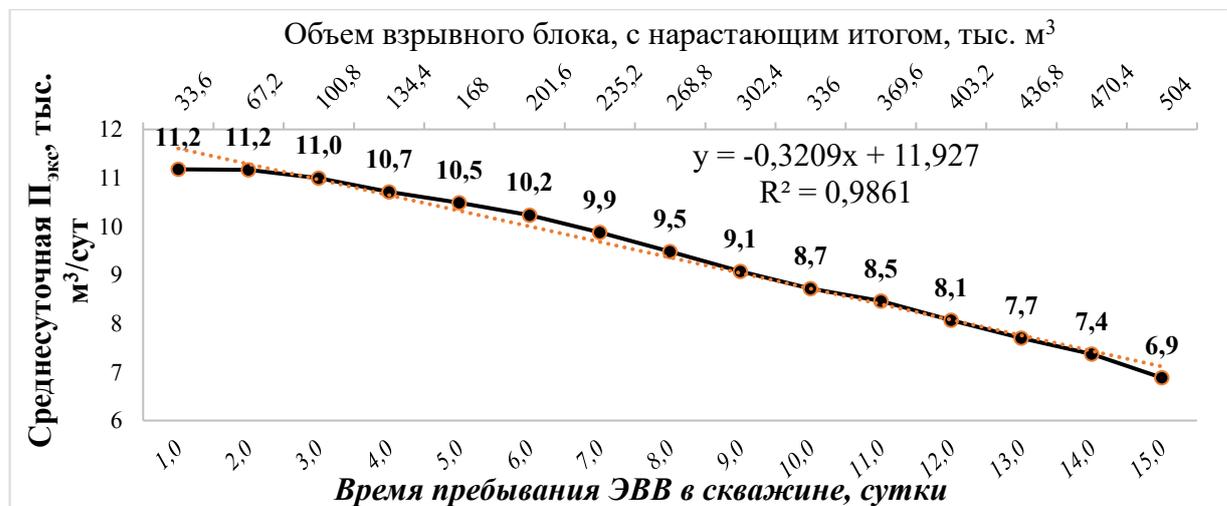


Рисунок 2.31 – Зависимость среднесуточной $\Pi_{\text{экс}}$ Komatsu PC-1250 от времени пребывания ЭВВ в скважине

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что при нахождении ЭВВ в скважинах в период 1 – 15 суток наблюдается сокращение среднего значения суточной производительности экскаватора до 67% от запланированной. При этом среднее значение среднесуточной производительности за аналогичный период снижается до 91%. Уменьшение значений производительности экскаватора коррелирует с повышением значения процента выхода негабарита соответственно от 2 до 7% за аналогичный период. На графике (рисунок 2.32) отражена зависимость скорости детонации заряда ЭВВ и процента выхода негабарита от времени нахождения ЭВВ в скважине и увеличения единичного объема взрывного блока.

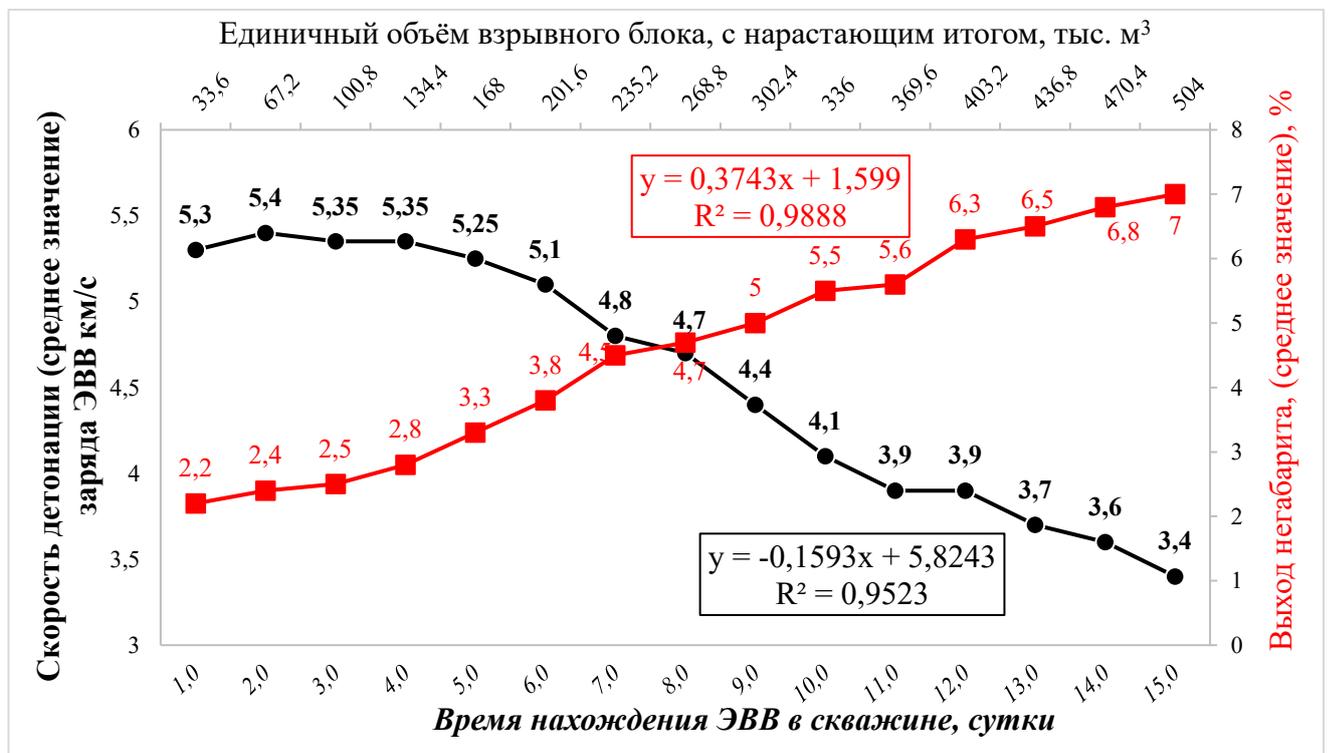


Рисунок 2.32 – Зависимость скорости детонации заряда ЭВВ и процента выхода негабарита от времени нахождения ЭВВ в скважине и увеличения единичного объема взрывного блока

Оценка выхода негабаритных кусков производилась с применением линейного метода (метод Розиваля) (рисунок 2.33). Данный метод [251], предназначенный для определения доли негабаритной фракции (кусков, размеры

которых превышают предельно допустимые значения), основан на расчете отношения объема таких кусков к общему объему взорванной горной массы по формуле (2.6). Его применение в условиях карьеров обусловлено необходимостью оценки качества взрывных работ, поскольку выход негабаритных кусков оказывает прямое влияние на производительность погрузочно-транспортного комплекса, временные затраты на вторичное дробление и расход взрывчатых веществ и средств инициирования.

$$V_H = \frac{\sum l_H}{\sum L} \times 100\%, \quad (2.6)$$

где $\sum l_H$ - суммарная длина крупных негабаритных кусков, м;
 $\sum L$ - общая длина линии, м.



Рисунок 2.33 – Замеры размеров гранулометрического состава горной массы по развалу взрыва (разметка ленты через 1 метр) на разрезах АО «Ургалуголь»

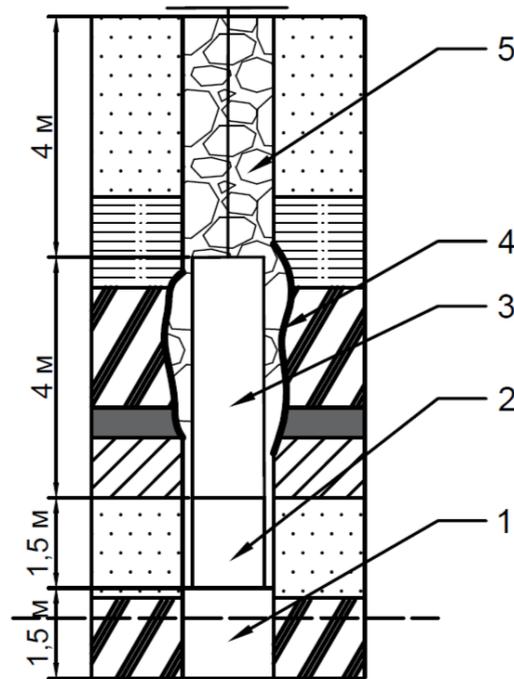
Проведённое исследование, включающее натурные измерения скорости детонации наружных и скважинных зарядов, фиксацию среднесуточной производительности экскаватора и процента выхода негабарита, подтверждает взаимосвязь между качеством скважинных зарядов из наливных ЭВВ и неконтролируемым изменением объема зарядной полости. При длительном

нахождении ЭВВ в скважине (более суток) наблюдается закономерное ухудшение его детонационных свойств. Это явление приводит к уменьшению единичного объема взрывного блока, что негативно отражается на общей эффективности и безопасности ведения горных работ.

2.4 Разработка метода обеспечения устойчивости проектных параметров скважинного заряда из наливных эмульсионных взрывчатых веществ

Совокупность выявленных негативных последствий от фактора дисперсии объема зарядной полости обосновывает необходимость в поиске и разработке соответствующих методов для разрешения данной проблемы. Однако найденные решения имеют в большей степени «экзогенный» характер и относятся к деятельному слою многолетней мерзлоты. К примеру, приведенное выше исследование Б.Н. Заровняева на примере Нерюнгринского угольного месторождения в части повышения использования взрывных скважин в условиях островной многолетней мерзлоты деятельного (сезонно-талого) слоя, где особые осложнения в эксплуатации взрывных скважин возникали из-за образования в них ледяных пробок, уменьшения полезного сечения, затруднения процесса заряжания вследствие обледенения гранул ВВ зимой, что приводило к непотопляемости ВВ и закупорке скважины со стороны устья.

В результате обширного анализа по проблеме исследования выработаны следующие инновационные технические и технологические решения. Предложена инновационная конструкция рассредоточенного заряда (рисунок 2.34), гарантирующая сохранение его проектных параметров в условиях объекта исследования. Данная конструкция отличается от аналогов использованием полимерного рукава, диаметр которого соответствует проектному диаметру заряда по его длине, и инертного промежутка, выполненного из полый пластиковой трубы того же диаметра, обеспечивающей дополнительную функцию – аккумуляцию горной породы от обрушения стенок скважины.



1 - нижний заряд из ПЭВВ; 2 - инертный промежуток из полый пластиковой трубы; 3 - верхний заряд, сформированный в специальном полимерном рукаве заданного диаметра, соответствующего проектному диаметру заряда; 4 - участок с нарушенной целостностью стенок скважины; 5 - забойка.

Рисунок 2.34 – Инновационная конструкция скважинного рассредоточенного заряда, гарантирующая сохранение своих проектных параметров в условиях зоны мерзлых полускальных пород

Процесс заряжания осуществляется в три этапа. По завершении бурения скважины на I этапе станок перемещается к точке бурения следующей. Одновременно с началом отвода станка производится формирование нижнего заряда вручную из патронированных эмульсионных взрывчатых веществ (ПЭВВ) высотой 1,5 метра. Для обеспечения безопасности боевик располагается выше уровня перебура. Затем на нижний заряд опускается пластиковая труба высотой 1,5 метра. Первый этап заряжания занимает в среднем 3,2 минуты. После чего заряд консервируется на время, пока буровой станок завершит бурение очередной скважины и удалится на расстояние 10 метров и более от частично заряженной скважины. Далее, не позднее одного часа после I этапа, II этапом формируется

верхний заряд из наливного ЭВВ механизированным способом посредством смесительно-зарядной машины в устройство из полимерного рукава, обеспечивающее заданные параметры заряда (диаметр и длина). Вертикальное позиционирование заряда в рукаве обеспечивается снизу жестким опорным элементом, соединенным с креплением (устанавливаемым на устье скважины) посредством гибкой подвески, что обеспечивает фиксацию заряда по заданной высоте. На третьем, заключительном этапе производится забойка. В целях повышения точности одновременного срабатывания нижнего и верхнего зарядов обязательно применение средств инициирования (СИ) аналогов «Искра-Т» либо электронной системы инициирования (ЭСИ).

Внедрение предложенного технологического решения (метода параметрической устойчивости заряда ВВ (МПУЗ)) обеспечивает возможность адаптации проектных параметров скважинного заряда к условиям зоны мерзлых полускальных пород, что способствует повышению эффективности и безопасности БВР, в частности снижению удельного расхода ВВ и сокращению опасных расстояний по поражающим факторам (разлет фрагментов ВГМ и сейсмическое воздействие).

В целях апробации нового метода (МПУЗ) на разрезах Дальнего Востока проведены дополнительные научно-исследовательские работы с учётом практического применения данного метода посредством проведения натурных измерений, описание которых приводится выше.

Для обеспечения достоверности натурные измерения проводились при унифицированных параметрах и материалах, включая диаметр и высоту скважинного заряда, а также ВВ и СИ. В таблице 2.21 отражены результаты измерений $СД_{скв.з}$ за период исследования 2019–2024 гг.

Таблица 2.21 – Результаты измерений $СД_{скв.з}$

Наименование	Ед. изм	Скорость детонации ЭВВ-70
Скорость детонации ЭВВ согласно ТУ, м/с	м/с	5000
Диапазон значений $СД_{скв.з}$ по результатам 50 измерений:	—	—
<i>до применения МПУЗ</i>	м/с	3055-5100
<i>по факту применения МПУЗ</i>	м/с	4250-5538
$\bar{x} СД_{скв.з}$ До применения МПУЗ	м/с	3987
$\bar{x} СД_{скв.з}$ по факту применения МПУЗ	м/с	4983

Одновременно с проведением измерений $СД_{скв.з}$ были выполнены исследования зависимости $П_{экс}$ и процента выхода негабарита от времени пребывания наливных ЭВВ в скважине в условиях объекта исследования.

Результаты исследований зависимости $П_{экс}$ (Komatsu PC-1250) и процента выхода негабарита от времени пребывания эмульсионных ВВ в скважине по факту внедрения метода параметрической устойчивости заряда из наливного ЭВВ отражены на графике (рисунок 2.35).

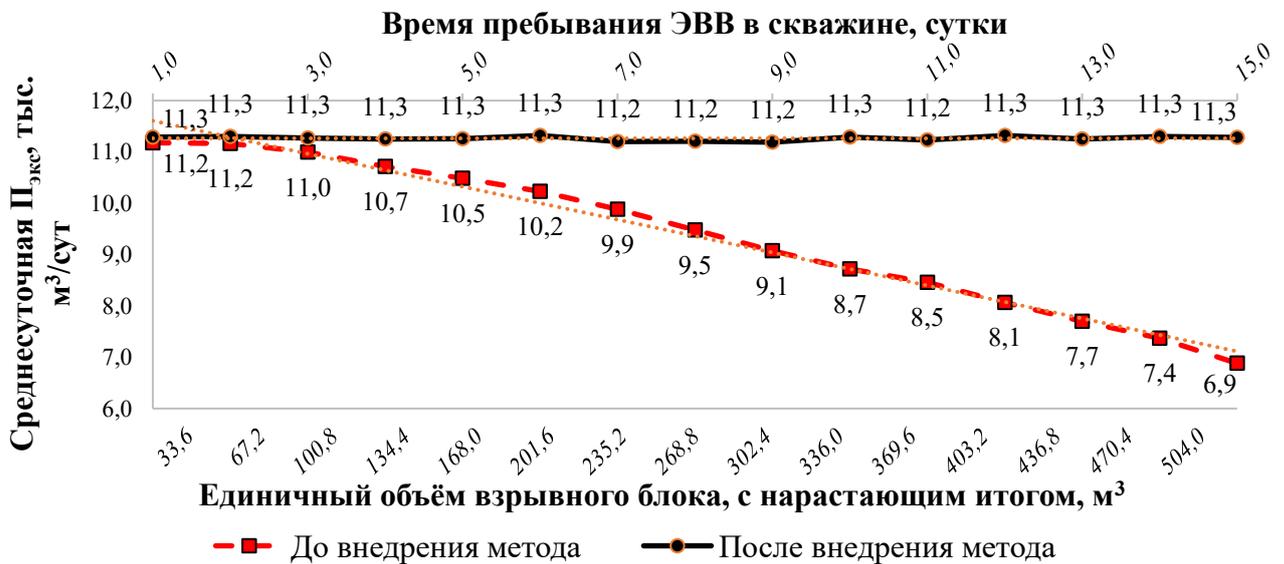


Рисунок 2.35 – Зависимость значений среднесуточной $П_{экс}$ Komatsu PC-1250 и процента выхода негабарита от времени пребывания ЭВВ в скважине и единичного объема взрывного блока

Анализ полученных данных свидетельствует о том, что колебания среднесуточной $P_{\text{экс}}$ в пределах 11,32–11,19 тыс. м³/сут незначительны, а процент выхода негабаритного куска не превысил 1,5%, что подтверждает эффективность предложенного метода параметрической устойчивости заряда ВВ в зоне мерзлых полускальных пород.

2.5 Выводы по главе 2

1. По результатам исследований, включающих натурные измерения и анализ процессов обращения с ВВ, установлено, что ключевой причиной, негативно влияющей на качество наливных эмульсионных ВВ, является человеческий фактор, заключающийся в отсутствии надлежащего контроля за параметрами скважин (объемом и диаметром).

2. Установлена взаимосвязь между изменением скорости детонации скважинного заряда наливного эмульсионного ВВ и условиями его применения на стадиях изготовления ВВ и формирования скважинного заряда, обуславливающая необходимость контроля качества на соответствующих этапах при применении технологий стабилизации параметров заряда для обеспечения устойчивой детонации и гарантии требуемого качества взорванной горной массы при увеличении объема взрывного блока.

3. Обоснованы принципы проведения измерений скорости детонации скважинных зарядов эмульсионных ВВ в комплексе с измерениями скоростей детонации наружных удлиненных зарядов и промежуточных детонаторов, обеспечивающие более полную оценку качества наливных эмульсионных ВВ относительно существующих нормативных методов контроля.

4. Стабилизация базовых проектных параметров БВР (сетки скважин и конструкции заряда) в зоне мерзлых полускальных пород достигается поэтапным заряданием рассредоточенного полым цилиндром скважинного заряда из эмульсионных ВВ: патронированных – в нижней и наливных – в верхних частях заряда. Формирование нижнего заряда и устройства рассредоточения

осуществляется непосредственно вслед за бурением, а верхнего заряда – в специальный полимерный рукав проектного диаметра. Внедрение нового технологического решения позволяет стабилизировать скорость детонации ЭВВ до нормативных значений и снизить выход негабарита с 7 до 1,5%.

5. Запатентовано и прошло успешную апробацию специальное устройство – контейнер (патент № 214622 от 15.05.2022 г.), предназначенное для обеспечения надежной фиксации боевика из патронированного ЭВВ на заданной высоте по центральной оси скважинного заряда из наливного эмульсионного ВВ, что в совокупности с применением МПУЗ гарантирует устойчивую детонацию эмульсионного заряда.

3 ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ВЗРЫВНОЙ ПОДГОТОВКИ МНОГОЛЕТНЕМЕРЗЛЫХ ГРАВИЙНО-ГАЛЕЧНИКОВЫХ ПОРОД НА УГОЛЬНЫХ РАЗРЕЗАХ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА

3.1 Анализ проблем дезинтеграции многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород

Отличительной чертой взрывного воздействия на многолетнемерзлые гравийно-галечниковые породы (МГГП) является их последующее относительно быстрое смерзание после взрыва. Связующим веществом в данных геологических образованиях выступает лед, который подвергается частичной деградации (таянию) под влиянием продуктов детонации и последующему замерзанию при воздействии низких температур окружающей среды. Именно эта специфическая характеристика МГГП создает препятствие для результативного применения стандартных методик, включая метод параметрической устойчивости заряда ВВ, в процессе взрывной подготовки мерзлых горных пород к выемке. На рисунке 3.1 в качестве примера приводится зависимость глубины повторного смерзания ($L_{\text{смерз}}$) от среднесуточной температуры воздуха ($t_{\text{ср.сут}}$) и времени на разрезе «Правобережный».

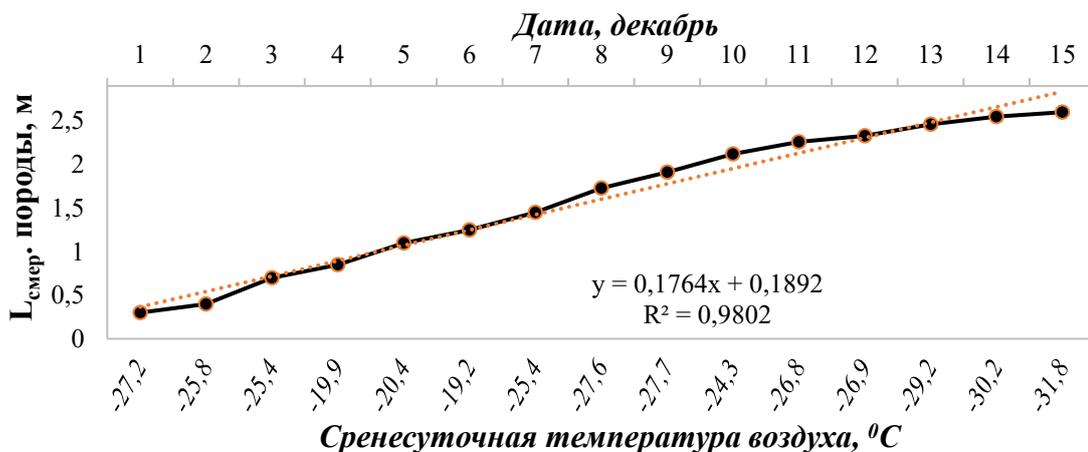


Рисунок 3.1 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГГП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

В данной работе рассматривается слой МГГП, который является частью зоны мерзлых горных пород и находится ниже поверхностного, подверженного сезонным изменениям деятельного слоя. В исследуемом слое мерзлых гравийно-галечниковых пород остается проблема обрушения (осыпания) стенок скважин. Однако для снижения влияния негативного фактора вторичного смерзания требуется совершенствование метода параметрической устойчивости применительно к МГГП.

Основным эффективным методом борьбы с фактором повторной смерзаемости МГГП является снижение объема одновременно взрываваемой горной массы до необходимого уровня, достаточного, чтобы глубина смерзания ВГМ не успела достичь критического значения.

Поверхностно-активные вещества (ПАВ, эффект Ребиндера) [218] нашли применение в борьбе со смерзанием горных пород. Однако их относительно высокая стоимость в условиях увеличения масштабов взрывной подготовки мерзлых горных пород к выемке является сдерживающим фактором повсеместного внедрения ПАВ [273].

Результаты исследований свидетельствуют о том, что эффективность бурения скважин по МГГП значительно уступает таковой относительно бурения по коренным породам. Это обусловлено совокупностью факторов: повышенным износом шарошечных долот, превышающим двукратный показатель; увеличенным более чем на 50% удельным расходом ВВ; ограниченным объемом проведения БВР в зимне-весенний период из-за таяния верхнего слоя мерзлоты; малым объемом единовременно взрыхляемой массы горных пород в связи с её быстрым смерзанием после взрыва (от 1 до 10 суток, в зависимости от температуры воздуха); нецелесообразностью БВР на двух и более уступах, поскольку за время выемки взорванной горной массы (ВГМ) верхнего уступа ВГМ нижележащего уступа укатывается автосамосвалами; увеличенным разлетом кусков ВГМ ввиду необходимости поднятия заряда ВВ как можно ближе к устью скважины для обеспечения требуемого качества дробления верхней части взрываемого горного массива; снижением производительности экскаватора (таблица 3.1).

Таблица 3.1 – Эффективное время работы экскаватора Komatsu PC1250 (обратная лопата) при традиционном способе взрывной подготовки МГП на разрезе «Буреинский»

Месяц. Год	Половина месяца	Эффективное время работы экскаватора*, сут	Среднесуточная производительность экскаватора, тыс. м ³ /сут	Объем ВГМ, тыс. м ³
ноя.11	1	14	10,9	153,2
	2	8	10,3	82,3
дек.11	1	2	8,2	16,5
	2	1	7,9	7,9
январь.12	1	1	8,0	8,0
	2	0	8,0	0,0
февр.12	1	2	8,3	16,6
	2	2	9,1	18,1
\bar{x}		3,8	8,8	37,8

*под эффективным временем работы экскаватора подразумевается время работы экскаватора с расчетной плановой производительностью экскаватора относительно конкретного угольного разреза – 10,3 тыс. м³/сутки.

Исследования показывают, что максимальное сопротивление взрывному разрушению мерзлых пород естественной влажности наблюдается в температурной зоне от минус 1°С до минус 3°С. В данном интервале температур, наряду с увеличением вязкости, происходит усиление структурных связей грунта за счет адгезии льда, что приводит к повышению его прочности [208]. Дальнейшее понижение температуры, сопровождающееся ростом хрупкости, влечет за собой снижение сопротивляемости разрушению. Существенной характеристикой мерзлых пород являются их выраженные реологические свойства, проявляющиеся в значительном превосходстве мгновенной прочности над длительной прочностью, что имеет первостепенное значение при оценке разрушения породы взрывом [144].

Структура верхних слоёв горных пород (четвертичных отложений) Ургальского каменноугольного месторождения характеризуется последовательным чередованием первого растительного (состоящего из мари и торфа) [208, 273] и второго гравийно-галечникового мерзлого слоя со средней мощностью соответственно 0,5-1,5 м и 3-15 м каждый.

Результаты исследований на указанном месторождении свидетельствуют о наличии двух подходов взрывной подготовки к выемке МГГП. Выбор конкретного подхода обусловлен объемами добычи и показателем вскрыши. Первый подход используется при годовом объеме добычи, не превышающем 1,5 млн тонн, и коэффициенте вскрыши до 5. Второй подход применяется при годовом объеме добычи, превышающем 1,5 млн тонн, и коэффициенте вскрыши, равном или большем 5.

Первый метод разработки многолетнемерзлых пород (ММП) предполагает независимое его осуществление от процесса БВР продолжительностью в три этапа из-за временной возможности естественного оттаивания уступа [92, 93, 184, 298]. Подробное описание каждого из трех этапов представлено в таблице 3.2, а визуализация последовательности работ во времени – на диаграмме Ганта (рисунок 3.2). При этом следует отметить: начало оттаивания МГГП осуществляется с момента снятия растительного слоя при наличии положительной температуры окружающей среды.

Таблица 3.2 – Этапы разработки ММП

Метод разработки ММП	Наименование операции	Этап	Время начала, месяц	Продолжительность, месяцев
1	Выемка растительного слоя при помощи его зачистки бульдозером и последующей выемки и транспортировки ЭАК*	1	4	3
	Оттаивание слоя МГГП	2	5	4
	Выемка многолетнемерзлых пород (ММП)	3	8	4
2	БВР	4	1	5
			11	1

*ЭАК – экскаваторно-автомобильный комплекс

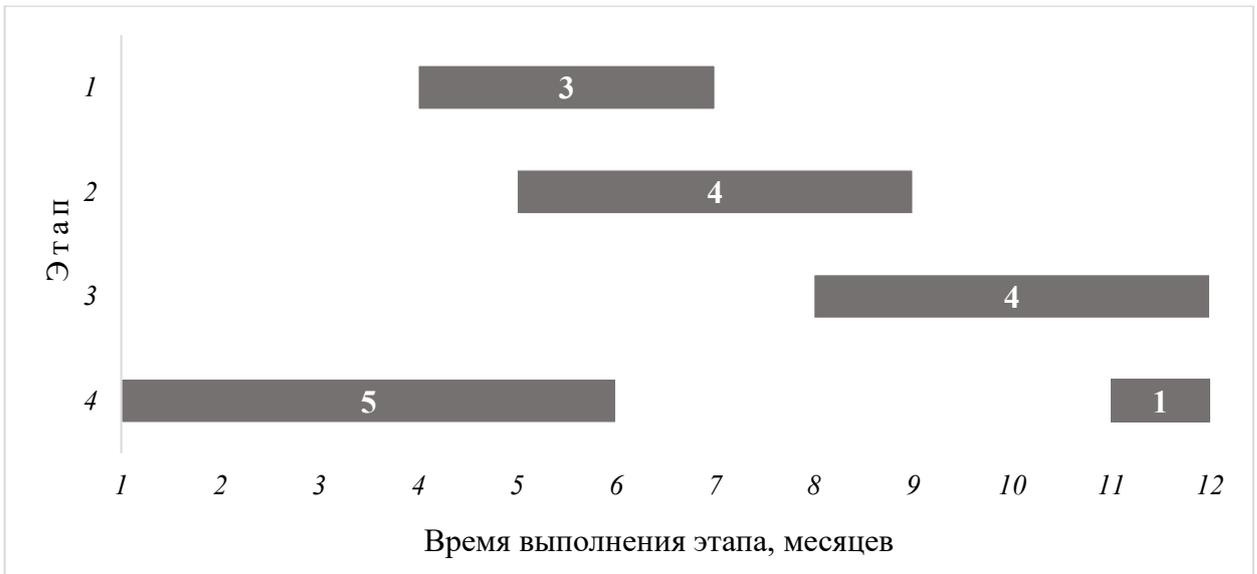


Рисунок 3.2 – Диаграмма времени выполнения этапов разработки ММП

Второй метод разработки имеет ключевое отличие от первого: при годовой производительности разреза более 1,5 млн т и коэффициенте вскрыши 5 и более, он предполагает 4 этапа, включающие БВР при разработке ММП (рисунок 3.2).

3.1.1 Зависимость глубины оттаивания многолетнемерзлого гравийно-галечникового слоя горных пород от времени

При проектировании массового взрыва по ММП необходимо учитывать зависимость единичного объема взрывного блока ($V_{\text{е.в.б}}$) не только от технологических и горно-геологических факторов, но также и от метеорологических условий, таких как температура воздуха и количество осадков в теплый период года.

Многолетний анализ данных с Ургальского месторождения отражает зависимость глубины оттаивания МГГП от продолжительности теплого периода года. Эта зависимость представлена на графике (рисунок 3.3). Глубина оттаивания горной породы фиксировалась при помощи ее экскавации от уровня дневной поверхности до отметки горизонта, определяемой возможностью черпания экскаватором Komatsu PC1250 (обратная лопата). Следует отметить, что график на рисунке 3.3 демонстрирует средние показатели глубины оттаивания горных пород,

основанные на пятилетнем периоде наблюдений. Это связано с тем, что фактические значения могут незначительно варьироваться в зависимости от специфических горно-геологических и климатических условий. Важно отметить, что оттаивание МГГП наступает с момента отработки деятельного слоя.

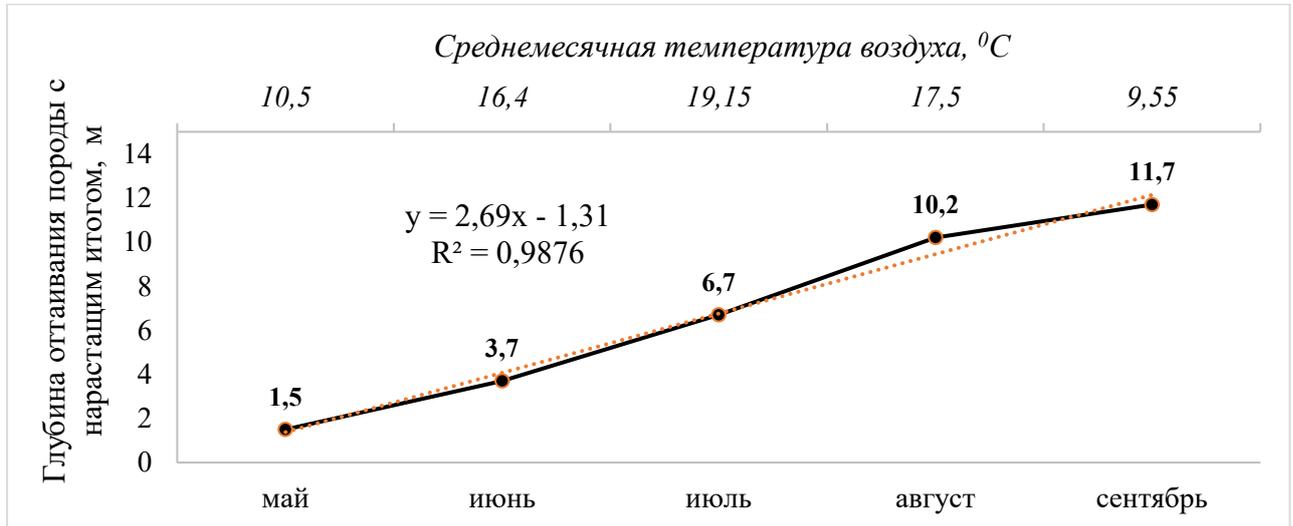


Рисунок 3.3 – Зависимость глубины оттаивания слоя МГГП от времени с нарастающим итогом, с учетом температурного фактора

Разработка слоя МГГП начиная с июля, по достижении высоты уступа 5 метров, осуществляется с помощью экскаватора Komatsu PC300 (обратная лопата). В сентябре, когда высота уступа достигла 10 метров, работы продолжают с использованием более мощного экскаватора Komatsu PC1250 аналогичного типа вплоть до середины декабря.

Выемка МГГП на данном месторождении осуществлялась без использования БВР по достижении уровня годового объема вскрышных работ – 7,5 млн м³.

3.1.2 Влияние климатических и технологических факторов на параметры буровзрывных работ в условиях мерзлых горных пород Ургальского угольного месторождения

Фактор обводненности скважин взрывных блоков по МГТП

При проектировании БВР по МГТП, помимо физико-механических и технологических аспектов, важным фактором является учёт степени обводненности скважин, которая определялась посредством натуральных измерений. Фактор степени обводненности скважин оказывает существенное влияние не только на параметры БВР, включая выбор ВВ, но и на время смерзаемости ВГМ мерзлого горного массива.

Учитывая постепенное заполнение скважины грунтовыми водами, измерения уровня зеркала воды производились взрывным персоналом ежечасно в каждой пробуренной скважине взрывного блока (ВБ) посредством специальной рулетки, снабженной металлическим стаканом на конце. Данный стакан соединяется с рулеткой таким образом, что его открытая часть обращена вниз, в направлении дна скважины, и когда он касается зеркала воды, образуется звук – «хлопок», сигнализирующий рабочему о необходимости фиксации уровня воды в специальном журнале.

Многолетний анализ данных наблюдений показывает, что с момента удаления буровой штанги из скважины время наполнения грунтовой водой варьируется от часа до суток. Наблюдается неравномерное и беспорядочное заполнение различных скважин водой, высота столба которых варьируется от одного метра до десяти и более. В некоторых случаях скважины остаются сухими более суток и далее заполняются водой до 1 метра по высоте столба скважины. На рисунке 3.4 представлен анализ измерений с указанием среднего процента обводненности скважин, пробуренных по МГТП за период 2015-2020 гг.

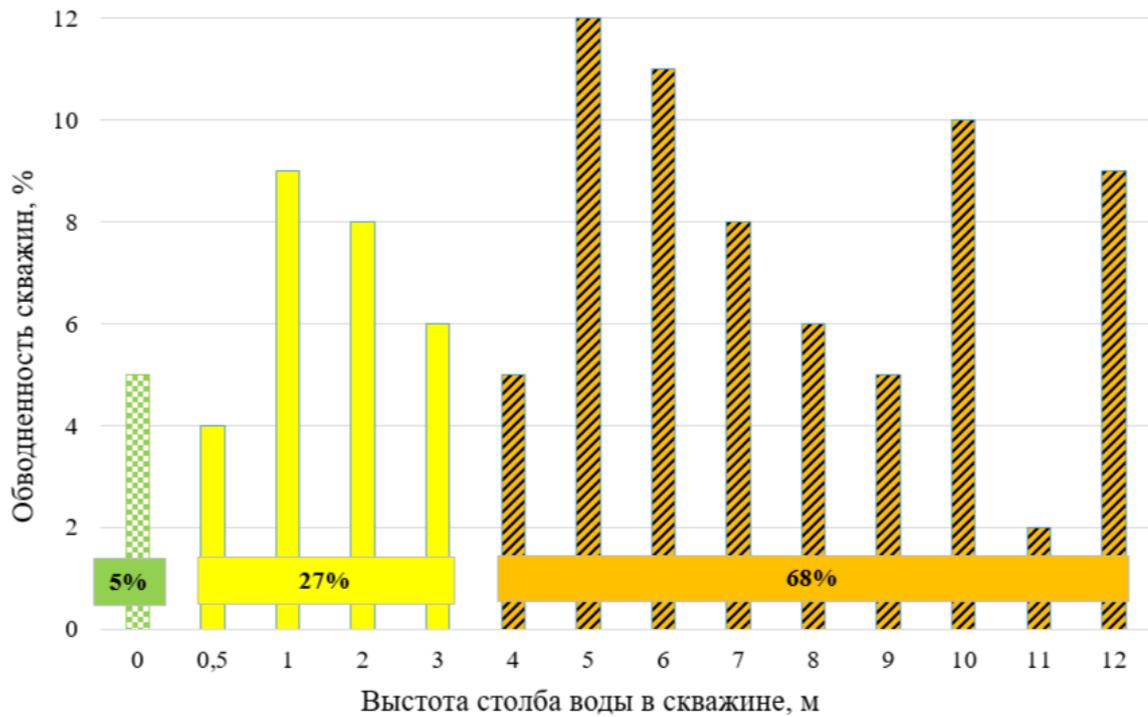


Рисунок 3.4 – Анализ обводненности скважин по МГТП

Расчет параметров БВР по МГТП

На основании представленного выше анализа выбирался соответствующий степени обводненности (68%; 27%; 5%) метод взрывания (таблица 3.3), указанный ниже в зависимости от наполнения скважины водой:

- I-й метод с применением сплошного заряда из водоустойчивого ВВ – НППМ-70, формируемого в полипропиленовый рукав»;
- II-й метод с применением сплошного заряда из неводоустойчивого ВВ – Гранулит М, формируемого в полиэтиленовый рукав;
- III-й метод с применением рассредоточенного воздушным промежутком заряда, нижняя и верхняя части которого сформированы соответственно из водоустойчивого и неводоустойчивого ВВ.

Таблица 3.3 – Расчет параметров БВР при разных параметрах традиционных методов разработки МГПП

Параметры БВР	Усл. обозн. (символ)	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода		
			I	II	III
Объем взрывного блока (ВБ)	ОВБ	м ³	95000	95000	95000
Ширина взрывного блока	В _{вб}	м	30	30	30
Длина взрывного блока	Л _{вб}	м	200	200	200
Время выемки ВБ	Т _{вб}	сут	8,64		
Средняя фактическая производительность экскаватора Komatsu PC1250 (обратная лопата)	П _{экс}	м ³ /сут	11000	11000	11000
Выход горной массы с одного метра бурения	g	м ³	30	30	30
Удельный расход ВВ (факт)	q	кг/м ³	1,15	0,84	0,60
Высота уступа	Н _{уст}	м	10	10	10
Глубина скважины	L	м	12	12	12
Длина перебура	l _{пер}	м	2	2	2
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6
Расстояние между рядами скважин	b	м	6	6	6
Диаметр скважины (проект)	d	м	0,215	0,215	0,215
Плотность заряжения ВВ Гранулит М (линейная)	Δ	кг/м ³	–	850	850
Плотность заряжения ЭВВ НППМ 70 (линейная)	Δ	кг/м ³	1170	–	1170
Вместимость ВВ в 1 м скважины , в т. ч.:	P	кг/м	–	–	–
в 1 м скважины Гранулит М	P	кг/м	–	30,8	30,8
в 1 м скважины ЭВВ НППМ 70	P	кг/м	42,5	–	42,5
Длина скважинного заряда, в т.ч.:	l _з	м	9,8	9,8	7,8
верхнего заряда (Гранулит М)	l _{з.верх}	м	–	–	2,6
нижнего заряда (ЭВВ НППМ-70)	l _{з.низ}	м	9,8	–	3,2
нижнего заряда (Гранулит М)	l _{з.низ}	м	–	0,0	–
инертного промежутка	l _{ин.пр}	м	–	–	2
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l _н	м	2,2	2,2	2,2
Масса скважинного заряда, в т.ч.:	m	кг	415,75	300,75	216,5
верхнего заряда (Гранулит М)	m _{вз}	кг	–	–	80
нижнего заряда ЭВВ (НППМ-70)	m _{нз}	кг	415	–	135
нижнего заряда ЭВВ (Гранулит М)	m _{нз}	кг	–	300	–
промежуточного детонатора ТПП-750	m _{пд}	кг	0,75	0,75	1,5

Таблица 3.4 отражает удельный расход ВВ для 3-х традиционных методов БВР с учетом доли ВГМ каждого из них, подготовленной к выемке в общем объеме.

Таблица 3.4 – Расчет общего удельного расхода ВВ при разработке МГТП

Параметры БВР	усл. обозн. (символ)	ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода		
			I	II	III
Доля объема горной массы, разрушенной взрывом при помощи конкретного метода, в общем объеме ВГМ	—	%	68,0%	27,0%	5,0%
		м ³	64600	25650	4750
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	1,15	0,84	0,60
Условный общий объем ВГМ	V _{вгм}	м ³	95000		
Расход ВВ	—	кг	74290	21546	2850
Общий расход ВВ	—	кг	98686		
Общий удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,96		

Зависимость глубины смерзания ВГМ от температуры воздуха при традиционном методе взрывной подготовки МГТП

В ходе исследования влияния температуры на смерзаемость ВГМ осуществлён мониторинг среднесуточных значений температуры атмосферного воздуха на разрезах (рисунок 3.5). Измерения проводились стационарными термометрами, установленными на разрезах, с фиксацией данных посредством диспетчерской службы открытых горных работ.

	Дата, ноябрь 2011 г														
Время	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	температура воздуха, °С														
0-00	-1	4	-1	0	-5	-8	-8	-7	-5	-3	-1	-6	-5	-8	-14
3-00	-2	4	-3	-3	-8	-10	-10	-8	-7	-6	-3	-6	-7	-8	-16
6-00	-3	4	-6	-5	-10	-13	-13	-12	-9	-11	-6	-7	-8	-11	-16
9-00	-2	3	-6	-7	-12	-12	-13	-14	-11	-11	-7	-6	-8	-13	-17
12-00	0	4	-1	-4	-7	-9	-8	-9	-6	-6	-3	-5	-7	-10	-15
15-00	0	3	4	-1	0	-1	-1	-1	1	2	1	-2	-6	-8	-10
18-00	2	1	2	-2	0	0	0	-3	1	2	-1	-3	-6	-9	-12
21-00	2	0	1	-3	-4	-5	-5	-4	-1	-1	-4	-4	-7	-11	-15
24-00	4	-1	0	-5	-8	-8	-7	-5	-3	-1	-6	-5	-8	-14	-19
\bar{x}	0,0	2,4	-1,1	-3,3	-6,0	-7,3	-7,2	-7,0	-4,4	-3,9	-3,3	-4,9	-6,9	-10,2	-14,9

Рисунок 3.5 – Пример фиксации среднесуточной температуры воздуха на разрезе

Для определения глубины смерзания ($L_{\text{смерз}}$) взорванного массива МГПП использовался метод послойного удаления пород экскаватором от поверхности взрыва. Измерение прекращалось при достижении слоя, еще не подверженного повторному смерзанию, определяемого по возможности черпания экскаватора Komatsu PC-1250 (обратная лопата).

На графиках (рисунки 3.6-3.13) показана зависимость $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) взорванной горной массы МГПП от среднесуточной температуры воздуха ($t_{\text{ср.сут}}$) при традиционных БВР в холодный период 2011–2012 гг. При этом значение зафиксированной $L_{\text{смерз}}$ за первые сутки относится к дате, следующей за днем проведения массового взрыва. Смерзание МГПП более 15 суток не зафиксировано по технологическим и экономическим причинам, связанным с возможностями разреза, ограниченными объемами ВГМ по МГПП. Аналогичные эмпирические наблюдения проводились в последующие 2012-2020 годы.

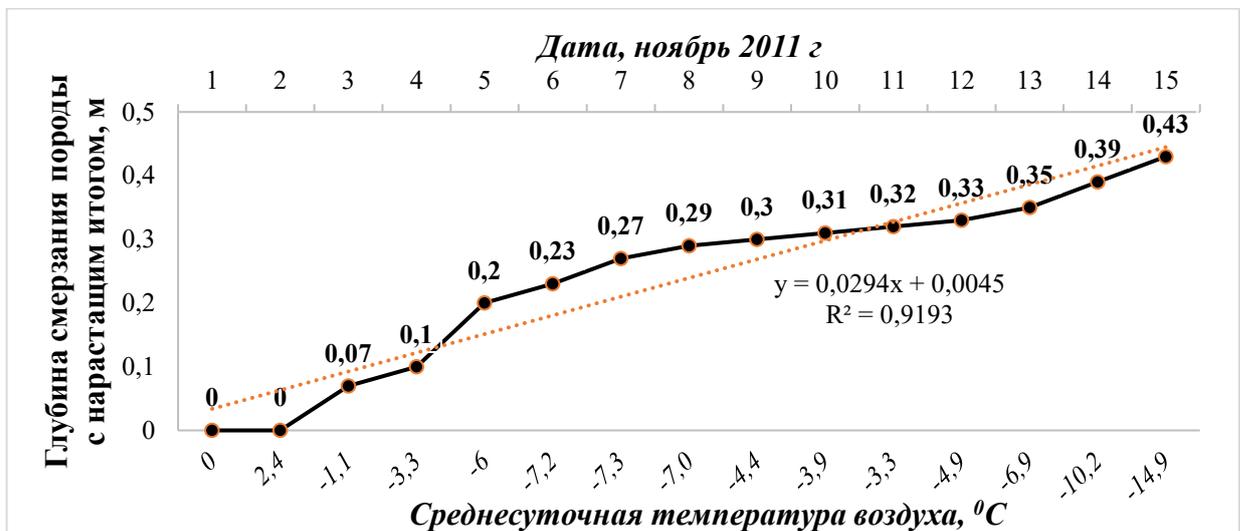
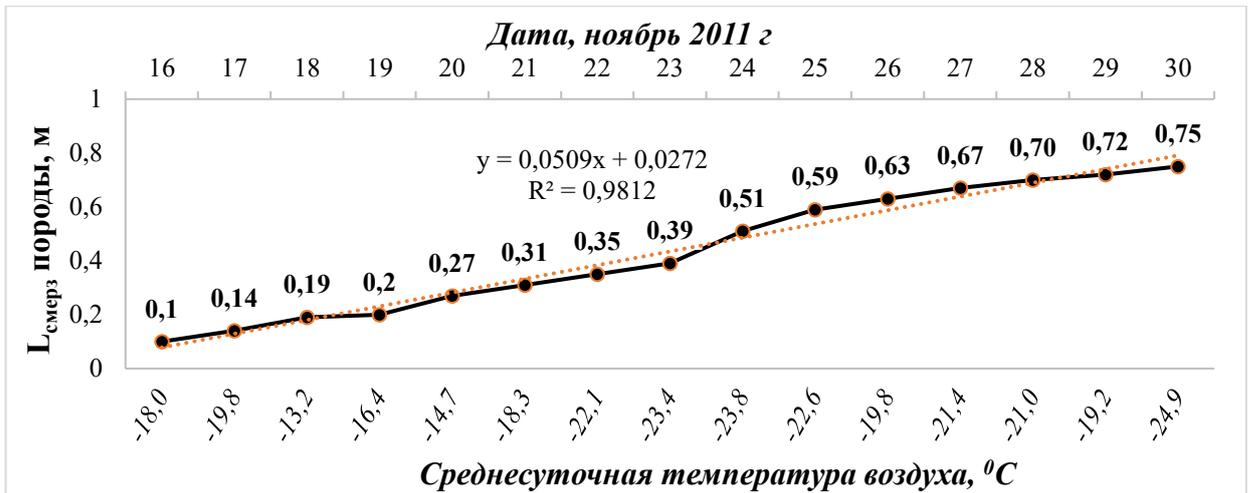
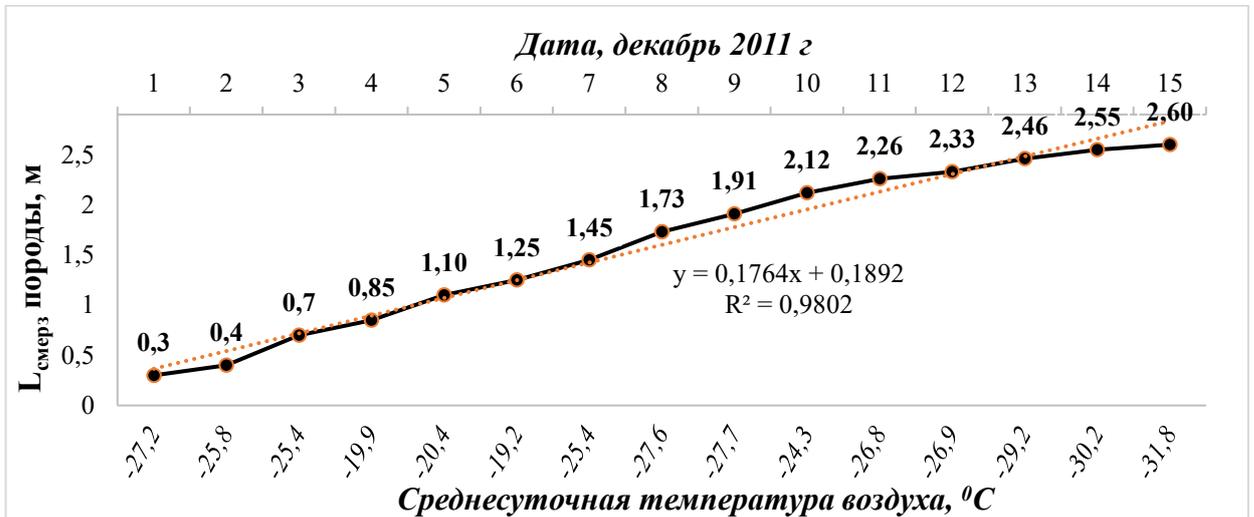
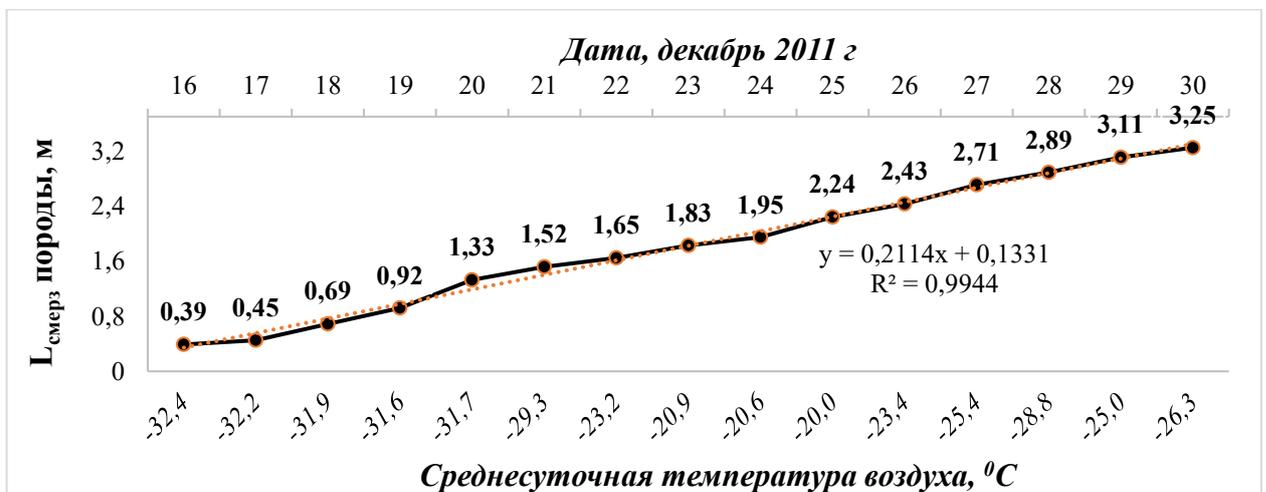


Рисунок 3.6 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГПП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

Рисунок 3.7 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГГП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, мРисунок 3.8 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГГП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, мРисунок 3.9 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГГП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

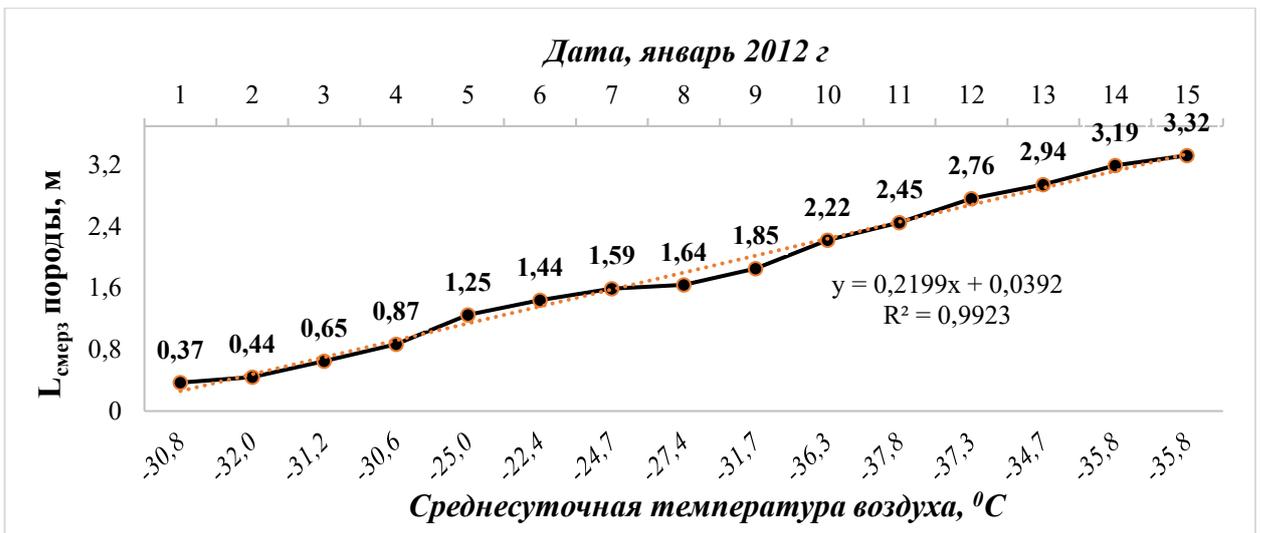


Рисунок 3.10 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГПП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

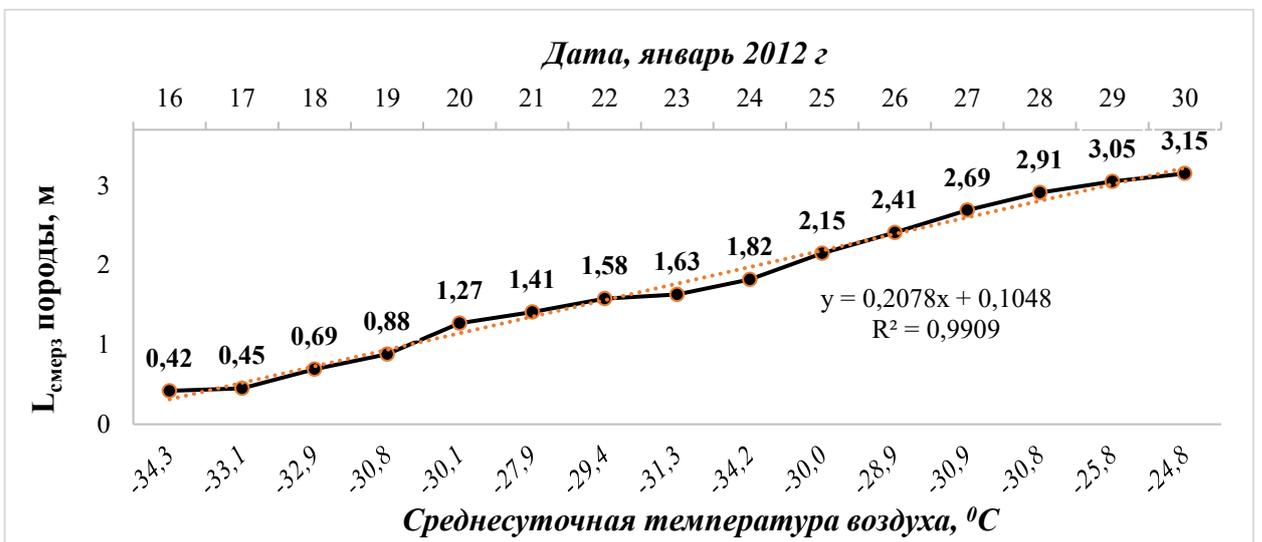


Рисунок 3.11 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГПП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

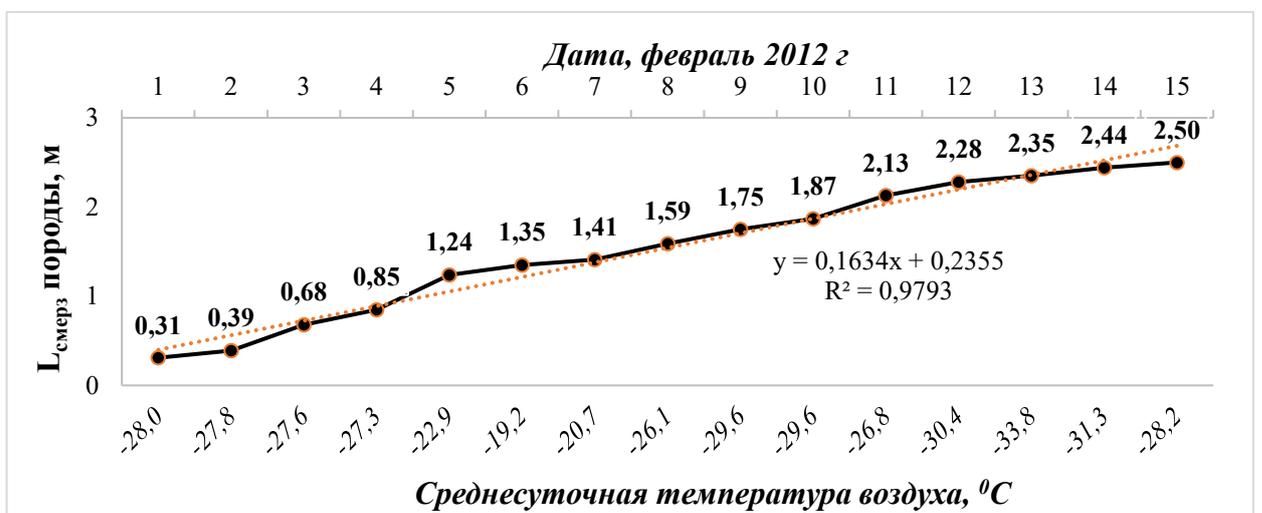


Рисунок 3.12 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГПП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

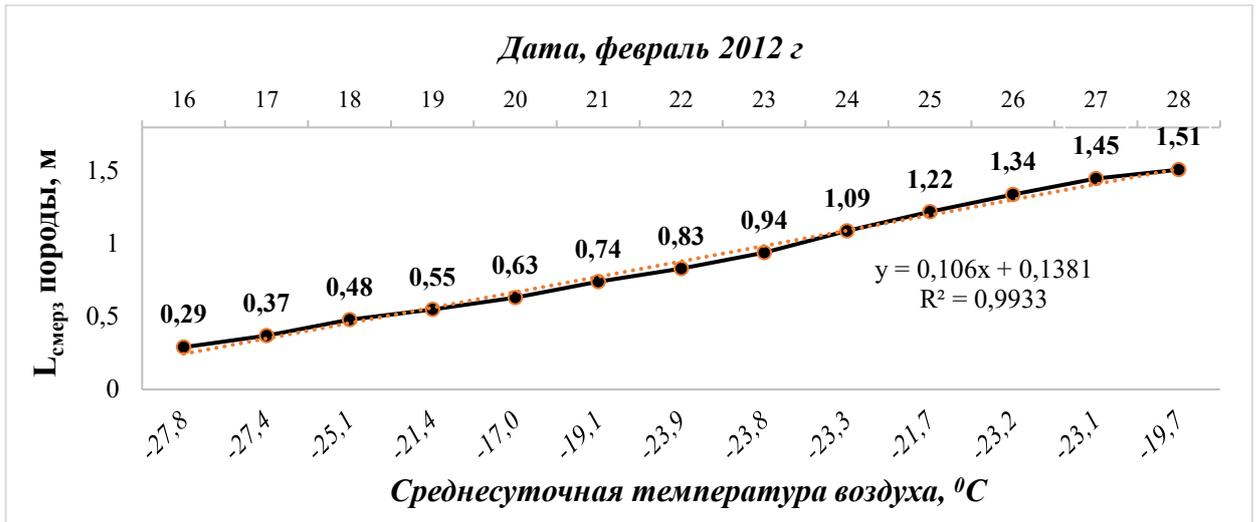


Рисунок 3.13 – Изменение $L_{\text{смерз}}$ МГГП от $t_{\text{ср.сут}}$ с нарастающим итогом, м

Анализ представленных графиков демонстрирует тесную корреляцию между глубиной смерзания ВГМ и средней суточной отрицательной температурой воздуха, а также временем воздействия низких температур. Коэффициент детерминации R^2 , варьирующийся в пределах от 0,9183 до 0,9944, свидетельствует о высокой степени этой зависимости. Снижение $t_{\text{ср.сут}}$ приводит к увеличению $L_{\text{смерз}}$ с течением времени, негативно отражаясь на эффективности работы экскаватора.

Зависимость производительности экскаватора от глубины смерзания взорванной горной массы МГГП

Для определения оптимальной величины единичного объёма массового взрыва по подготовке к выемке многолетнемерзлых горных пород требуется наблюдение за эффективностью работы экскаватора при разработке ВГМ МГГП с учётом глубины ее промерзания. Соответствующие исследования проведены в холодный период года, с ноября по февраль включительно.

На графиках (рисунки 3.14 - 3.21) представлены графики зависимости средней производительности экскаватора ($P_{\text{экс.ср}}$) Komatsu PC-1250 (обратная лопата) от глубины (с нарастающим итогом) смерзания взорванной горной массы МГГП (традиционным методом БВР), без учета простоев, вызванных плановыми и аварийными ремонтами экскаваторов. При этом установленное среднее значение

$P_{\text{экс.ср}}$ за первые сутки относится к дате, следующей за днем организации массового взрыва.

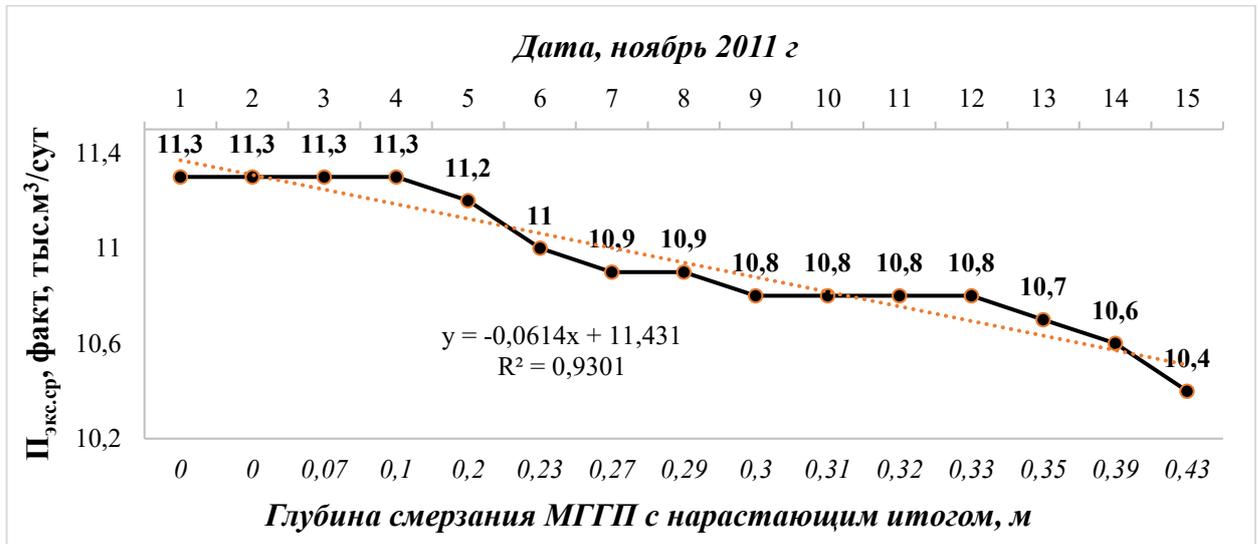


Рисунок 3.14 – $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) промерзания МГГП, тыс. м³/сут

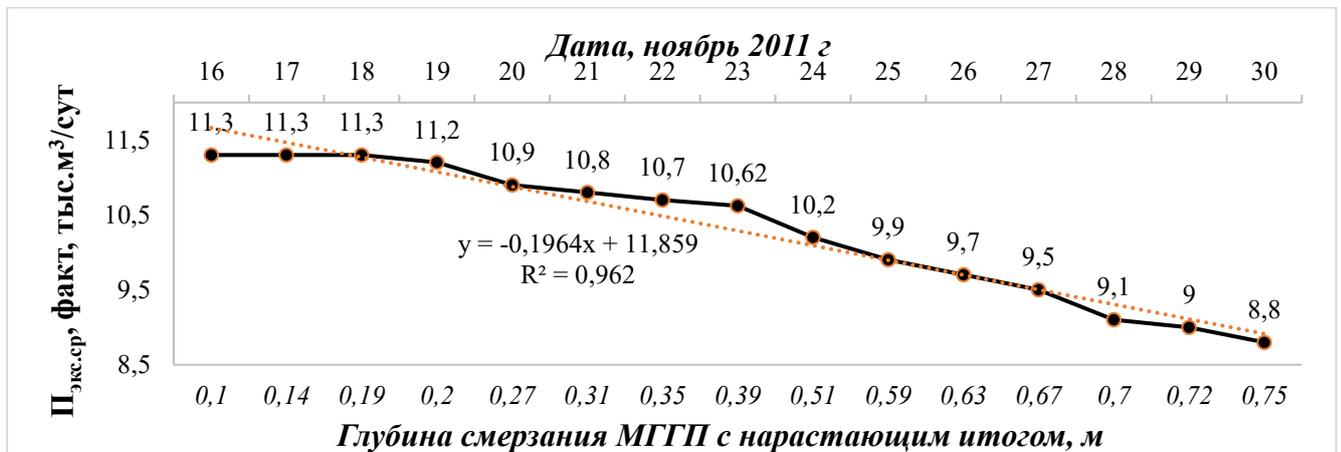


Рисунок 3.15 – $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) промерзания МГГП, тыс. м³/сут

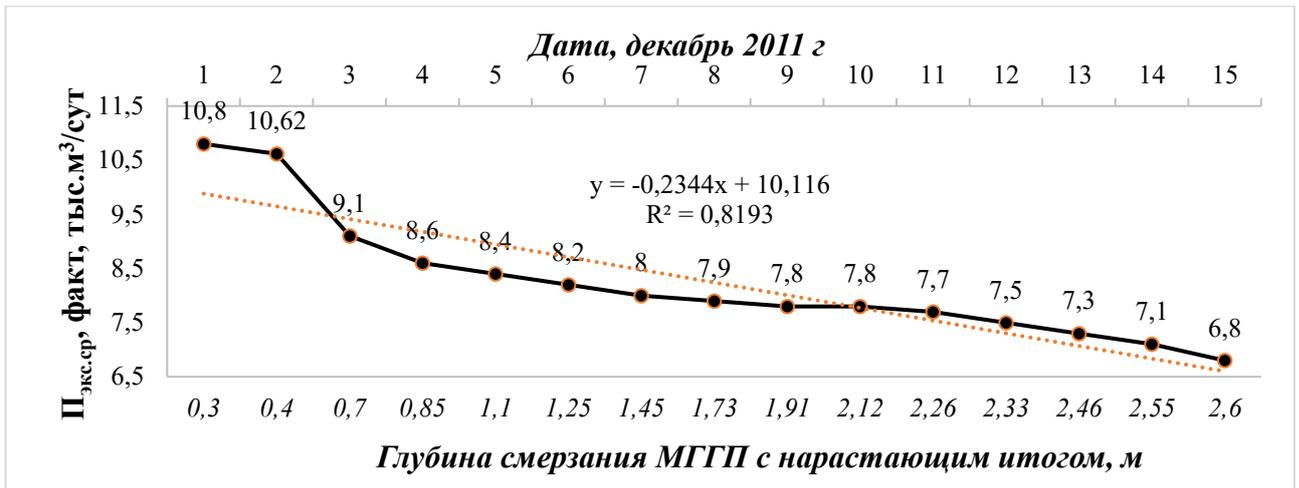


Рисунок 3.16 – П_{экс.ср} от L_{смерз} (с нарастающим итогом) промерзания МГГП, тыс. м³/сут

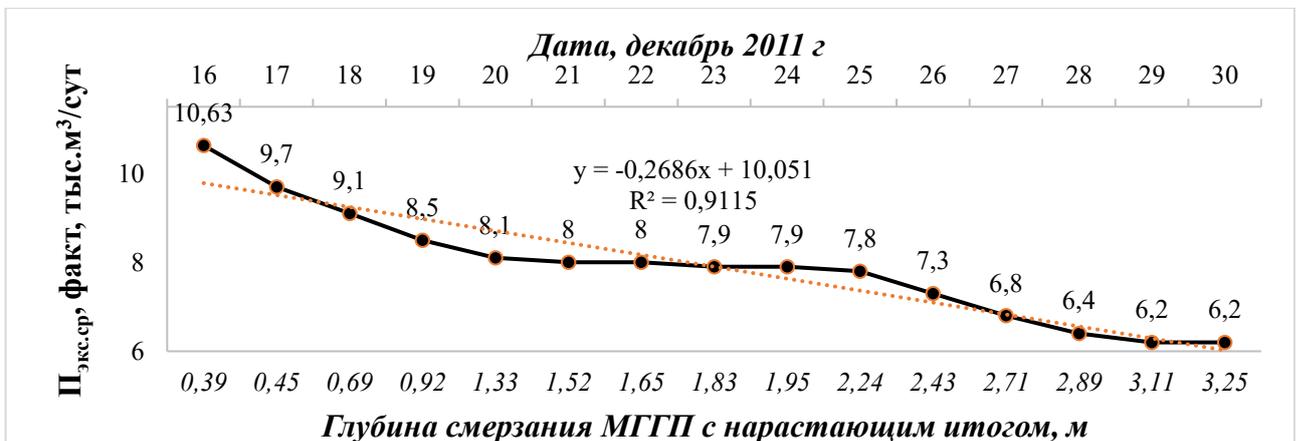


Рисунок 3.17 – П_{экс.ср} от L_{смерз} (с нарастающим итогом) промерзания МГГП, тыс. м³/сут

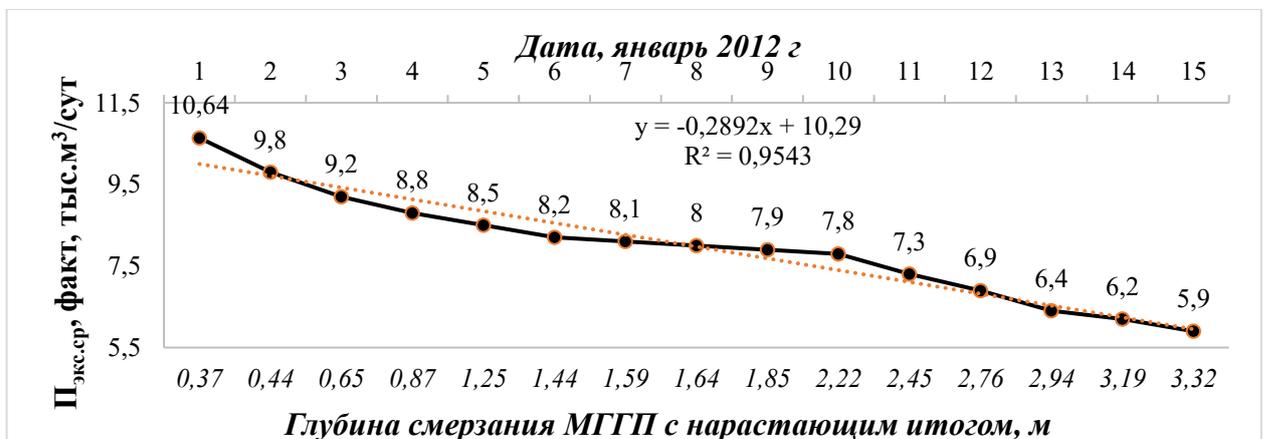


Рисунок 3.18 – П_{экс.ср} от L_{смерз} (с нарастающим итогом) промерзания МГГП, тыс. м³/сут

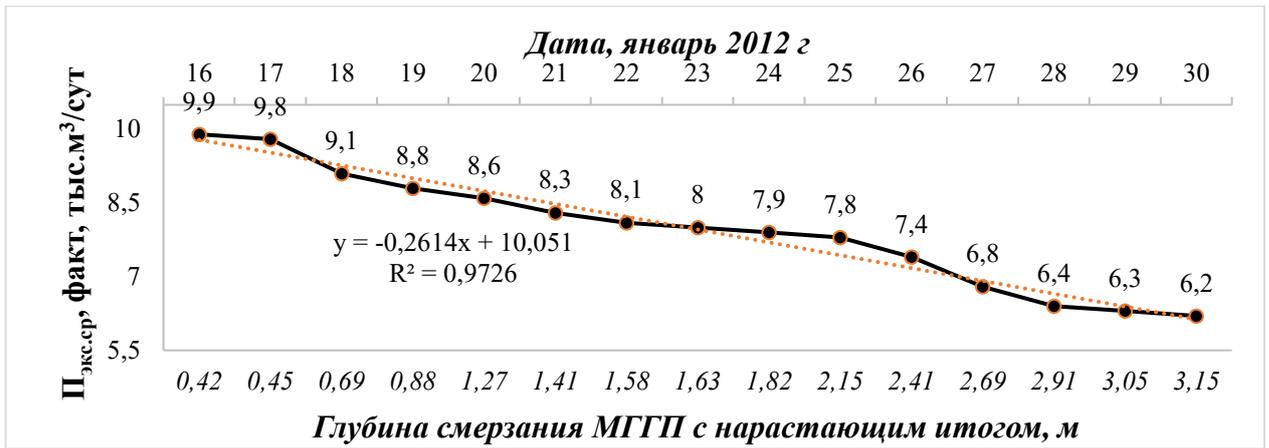


Рисунок 3.19 – $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) промерзания МГП, тыс. м³/сут

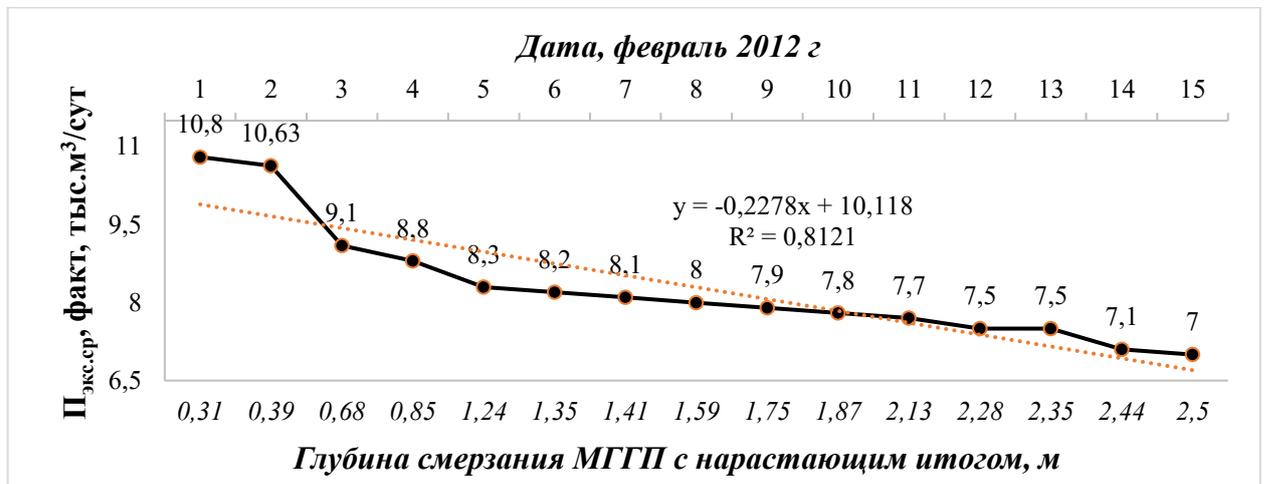


Рисунок 3.20 – $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) промерзания МГП, тыс. м³/сут

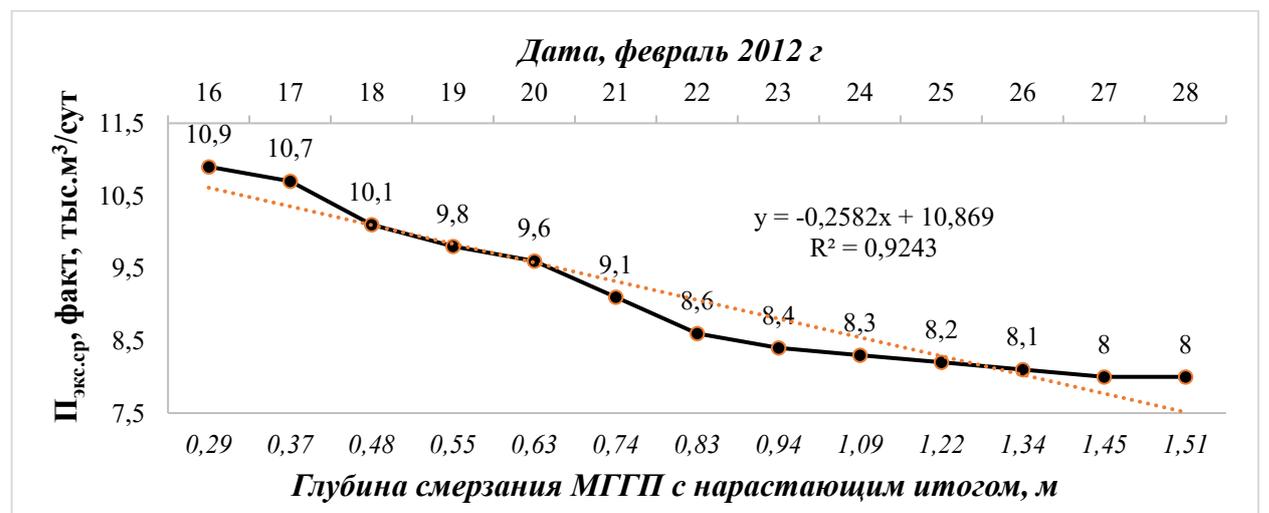


Рисунок 3.21 – $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ (с нарастающим итогом) промерзания МГП, тыс. м³/сут

Анализ графических данных свидетельствует о тесной взаимосвязи между производительностью экскаватора и глубиной смерзания мерзлых пород. Значение коэффициента детерминации R^2 в диапазоне от 0,81 до 0,97 указывает на высокую степень этой зависимости. Экспериментально установлено, что увеличение глубины смерзания влечёт за собой снижение среднего значения производительности экскаватора.

За исследуемый период (ноябрь – февраль 2011–2012 гг.) зафиксировано:

1. Фактический диапазон производительности Komatsu PC-1250 (обратная лопата) составил от 5,9 до 11,9 тыс. м³/сут.
2. Диапазон эффективного времени работы экскаватора составил от 2 до 14 суток при планово-расчетной среднесуточной производительности 10,3 тыс. м³/сут.
3. Среднее эффективное время работы экскаватора за половину месяца в рассматриваемый период (ноябрь–февраль) составило 3,8 суток при $P_{\text{экс.ср}}$ за это время 8,8 тыс. м³/сут (таблица 3.1).
4. Диапазон рационального единичного объема массового взрыва составил от 9,4 до 152,6 тыс. м³, при среднем значении 37,8 тыс. м³ за весь рассматриваемый период.

3.2 Разработка камуфлетно-скважинного метода взрывной подготовки к выемке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород

Сложности, возникающие при повторном смерзании МГГП после взрывов в отсутствие известных эффективных способов их устранения, требуют разработки новой технологии взрывной отбойки данных мерзлых горных пород с использованием принципа метода параметрической устойчивости заряда ВВ, позволяющий снизить негативный эффект от восстановления адгезии мерзлых горных пород после воздействия на них газообразных продуктов взрыва [54, 197].

Детонация 1 кг ВВ сопровождается выделением приблизительно 3000,0 кДж теплоты и образованием 1,0 м³ газообразных продуктов. При проведении

массового взрыва с удельным расходом 1,15 (согласно конкретным параметрам БВР, таблица 3.3) наблюдается высвобождение порядка 1245,0 МДж теплоты и 415 м³ газов. Эти факторы в совокупности обуславливают увеличение коэффициента разрыхления до среднего значения 1,6 и ускоренное восстановление мерзлого состояния МГПП после взрывного воздействия на них. Из чего следует, что разрешение указанной выше проблемы заключается в возможности снижения удельного расхода ВВ и повышения эффективности использования тепловой энергии взрыва, за счет применения заряда камуфлета и эффекта увеличенных интервалов межскважинных замедлений.

3.2.1 Проведение экспериментальных взрывов с камуфлетными зарядами

На разрезе "Правобережный" проведены экспериментальные взрывы с камуфлетными зарядами, направленные на выявление оптимального баланса между эффективным разрушением нижней части 10-метрового уступа и сохранением целостности его верхней части при взрывной подготовке МГПП. В процессе проведения указанных работ зафиксировано явление, когда газообразные продукты взрыва (ГПВ) выходят не через устье скважины, а по линии наименьшего сопротивления в бок, в сторону взрыва предшествующего заряда, что послужило основой разработки камуфлетно-скважинного метода.

В качестве примера приводится экспериментальный взрыв одного ряда, состоящего из 25 скважин (рисунок 3.22) диаметром 0,215 м с конструкцией заряда, приведенной на рисунке 3.23, и межскважинным замедлением – 109 мс. Заряд ВВ состоял из 100 кг патронированного ВВ «Эмуласт АС-30 ФП», расстояние между скважинами – 6 м. Взрываемый массив представлен мерзлыми гравийно-галечниковыми породами III-й категории взрываемости с заполнителем в виде суглинка (согласно классификации мерзлых грунтов по взрываемости (по И.З. Дроговейко)).

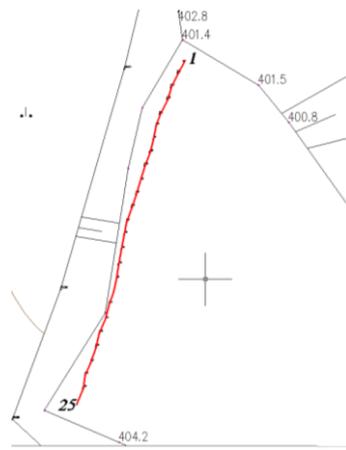
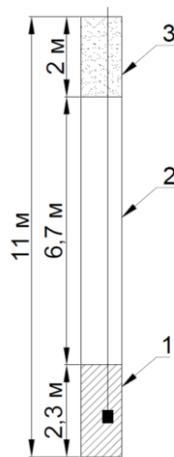


Рисунок 3.22 – Ряд из 25 экспериментальных скважин



1 - заряд камуфлета; 2 - инертный промежуток; 3 – забойка.

Рисунок 3.23 – Конструкция заряда.

Взрыв ряда из 25 скважин зафиксирован на цифровую видеокамеру DiREC HD с интервалом в 25 мс между кадрами. Обработанное видео интегрировано в раскадровки, показанные на рисунке 3.24.



2,5 с - вылет ГПВ из 1 скважины



2,75 с - вылет ГПВ из 1 скважины



3 с – вылет ГПВ из 3-й скважины



4 с – вылет ГПВ из 5-й скважины



4,2 с - начало фонтана ГПВ из последней 25-й скважины



5 с - продолжение работы фонтана ГПВ из 25-й скважины



7 с - фонтан ГПВ из 25-й скважины не снижается



10 с - фонтан ГПВ из 25-й скважины продолжает работать



18 с - фонтан ГПВ из 25-й скважины продолжает работать

Рисунок 3.24 – Видеофиксация работы ряда из 25 зарядов камуфлета

На раскадровке данного видео (рисунок 3.24) зафиксирован факт вылета газовых продуктов взрыва из первых пяти скважин и последней, двадцать пятой. При этом все 25 зарядов камуфлета сработали нормально. Основные газообразные продукты взрыва из скважин 6-25 вышли в виде гейзера (продолжительностью 4,5 с) из одной, двадцать пятой скважины. Верхняя часть уступа осталась неповрежденной, что подтверждается фотосъемкой устьев скважин после взрыва (рисунок 3.25). Нижняя часть уступа разрушена, что подтверждается

фотофиксацией пробоя породы со стороны откоса уступа (рисунок 3.26) по линии сопротивления по подошве уступа (ЛСПП).



Рисунок 3.25 – Фото устьев скважин после взрыва 25 зарядов камуфлета



Рисунок 3.26 – Фото пробоя ЛСПП со стороны откоса уступа

В ходе серии экспериментальных взрывов в условиях МГП установлено, что для уступа высотой 10 метров и скважин с проектным диаметром 0,215 м без перебура максимальная допустимая масса камуфлетного заряда, изготовленного из ВВ "Эмуласт АС-30 ФП", составляет 60 килограмм.

3.2.2 Описание камуфлетно-скважинного метода

С учетом вышеприведенных анализа и результатов исследования разработан камуфлетно-скважинный метод (КСМ) взрывной подготовки к выемке МГГП, основанный на дезинтегрирующе-тепловом воздействии продуктов детонации на мёрзлую породу в замкнутом пространстве через образовавшиеся трещины от взрыва заряда камуфлета. Данный метод отличается от традиционного способа БВР технологией взрывного дробления мерзлого массива, который реализуется согласно схеме взрывной подготовки уступа (рисунок 3.27) в четыре этапа:

1. Первый этап: Взрывают сектор I традиционным способом с одновременным дроблением верхней и нижней частей массива уступа для возможности последующей выемки экскаватором непосредственно после взрыва и одновременной подготовки к взрыву очередных секторов с применением камуфлетно-скважинных зарядов. Данный этап необходим, чтобы создать буфер из ВГМ для эффективного взрывания зарядов камуфлета очередного сектора в относительно замкнутом пространстве.

2. Второй этап: Нижнюю часть сектора II взрывают с помощью зарядов камуфлета.

3. Третий этап: Взрывают одновременно верхнюю часть сектора II и нижнюю часть сектора III, в то время как ВГМ сектора I еще отрабатывается экскаватором.

4. Четвертый этап: По мере валовой выемки ВГМ сектора II взрывают верхнюю часть сектора III и нижнюю сектора IV по аналогии с 3-м этапом. В контексте приведенного метода под валовой выемкой понимается одновременная разработка экскаватором ВГМ двух частей сектора II.

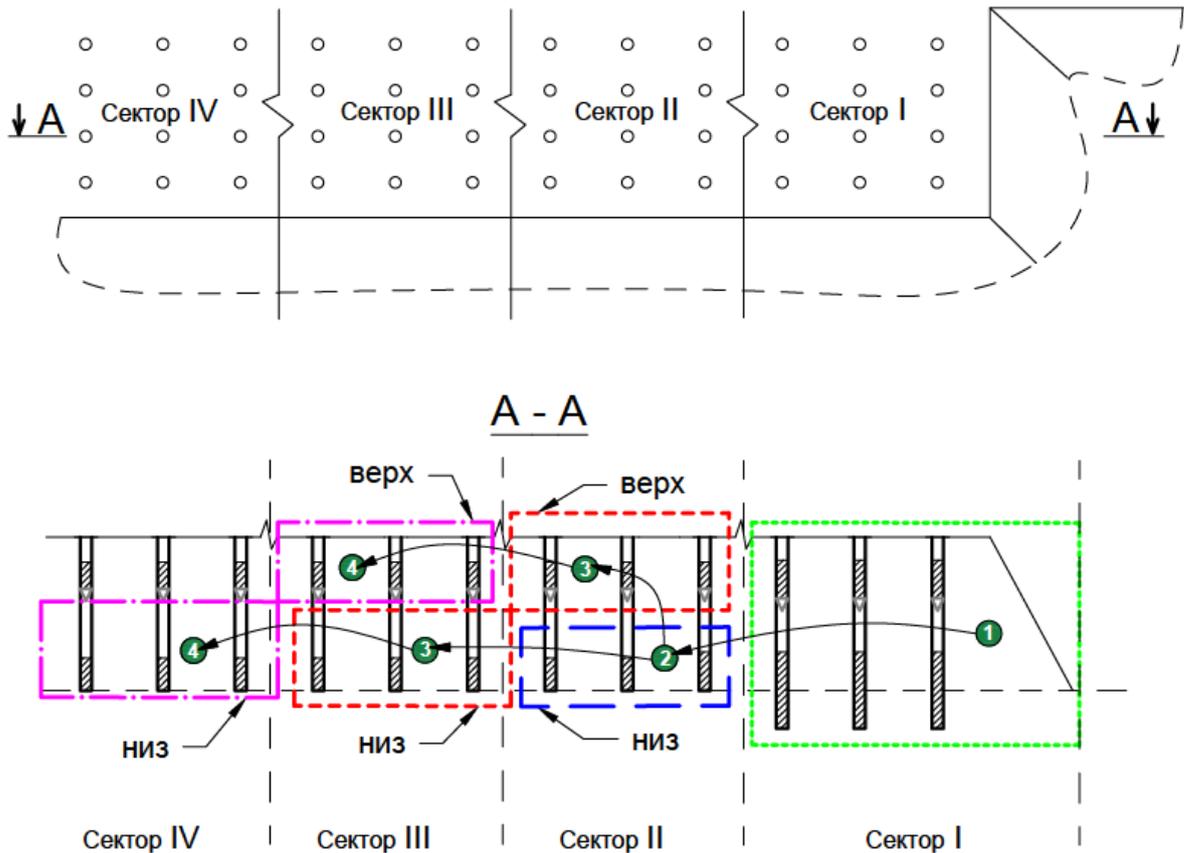


Рисунок 3.27 – Схема последовательности взрывания массива уступа из МГП, где цифрами 1–4 (в кружках) обозначен порядок взрывания верхней и нижней частей секторов I-IV

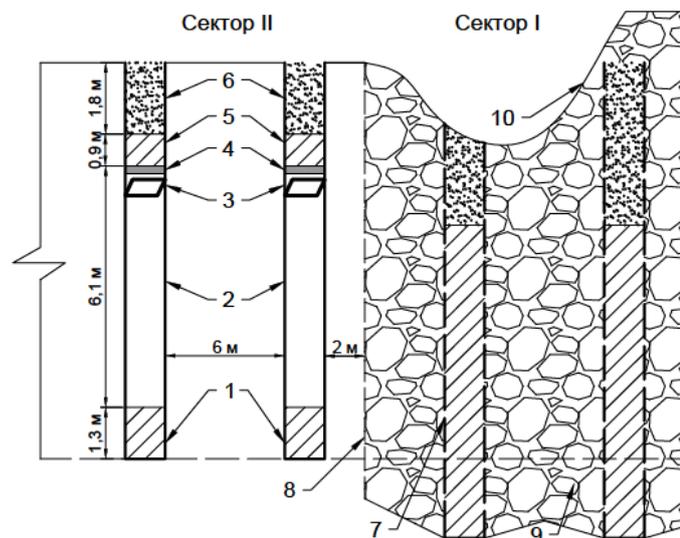
Описываемый метод характеризуется следующими особенностями:

1. Взрывание зарядов камуфлета сектора II (рисунок 3.28) уступа производится с опережением относительно зарядов очереди взрывания согласно 3 этапу для возможности создания квазипарникового эффекта. Учитывается время (около 24 часов), достаточное для частичного оттаивания нижней и средней частей уступа посредством теплового воздействия на массив продуктов детонации заряда камуфлета. Наряду с этим принимается во внимание временной интервал, достаточный для того, чтобы извлекаемая ВГМ из сектора I не достигла неприемлемой глубины смерзания.

Теплота взрыва ЭВВ может варьироваться в зависимости от конкретного состава и в среднем составляет 750 ккал (3000 кДж/кг). При взрыве 60 кг «Эмуласта АС-30 ФП» теплота взрыва составляет около 45000 ккал. С учетом этого на

разрезах Ургальского месторождения экспериментально установлено: время, достаточное для растепления МГГП в радиусе около 3–4 м относительно заряда камуфлета из «Эмуласта АС-30 ФП» (60 кг), составляет примерно 24 часа в условиях закрытого пространства и образованных взрывом трещин в массиве горных пород.

2. Масса нижнего заряда рассчитывается таким образом, чтобы в результате взрыва камуфлетного заряда дезинтегрировалась только нижняя часть массива уступа, и при этом не разрушалась верхняя часть скважины с установленным в ней зарядом (рисунок 3.28), а газообразные продукты взрыва выходили по линии наименьшего сопротивления (ЛНС) в боковую сторону в направлении предварительно взорванного массива. Сохранность верхнего заряда обеспечивается при следующих параметрах: m (камуфлетного заряда) ≤ 60 кг; ЛНС (заряда) $\leq 0,91 \times l_{\text{ип}}$, где $l_{\text{ип}}$ – длина инертного промежутка (ИП); наличие установленного запирающего устройства типа «УЗУ» в верхней части ИП; формирование песчаной буферной подушки высотой 0,2 м в нижней части верхнего заряда.



1 - заряд камуфлета; 2 - инертный промежуток; 3 – запирающее устройство типа «УЗУ»; 4 – песчаная подушка 0,2 м; 5 - верхний заряд; 6 - забойка; 7,8 – имитация заряда в ВГМ сектора - I, граница его зоны дробления; 9 – зона перебура; 10 – ВГМ сектора I.

Рисунок 3.28 – Конструкция заряда

3. Для обеспечения надежности и безопасности взрывания инициирование нижних зарядов подлежит дублированию с применением электронных средств инициирования (ЭСИ) и двух разных типов промежуточных детонаторов (тротилсодержащего и эмульсионного). В целях экономии верхние заряды II сектора и последующих за ним, а также заряды сектора I инициируются с помощью неэлектрических систем инициирования (НСИ).

4. Формирование нижней части заряда осуществляется с применением патронированных ЭВВ по технологии «вслед за бурением».

Опыт применения КСМ в условиях угольных разрезов АО «Ургалуголь» подтвердил его эффективность. Это выразилось в возможности сократить безопасные расстояния от взрывов по сейсмическому воздействию на 49,5% и разлету кусков ВГМ на 72,4%, уменьшить удельный расход ВВ на 78,3% и износ бурового инструмента на 9%, а также повысить выход ВГМ с 1 м скважины на 35,1% и одновременно взрываемый объем взрывного блока более чем в 2 раза.

В целях уточнения представленного на схеме (рисунок 3.27) метода, ниже в таблице 3.5 и на ее основе, временной диаграмме Ганта (рисунок 3.29) приводится пример применения данного метода в отношении взрывной подготовки МГГП в реальных условиях разреза «Буреинский». В данном примере описывается подготовка к выемке горных пород экспериментального участка блока (ЭУБ) с общим объемом 142 тыс. м³, посредством рационального камуфлетно-скважинного метода, включающего соответствующие этапы взрывной подготовки массива уступа по секторам I-III согласно приведенной выше схеме (рисунок 3.27) последовательности дробления ЭУБ.

Таблица 3.5 – Расчет параметров БВР разных методов подготовки к выемке МГГП

Наименование операции	№ операции	Время начала*, дней	Продолжительность, дней
Производство массового взрыва на гор.381-371 на верхнем уступе разреза по дроблению массива сектора I ЭУБ в объеме 71 тыс.м ³	1	0	0,042

Продолжение таблицы 3.5

Наименование операции	№ операции	Время начала*, дней	Продолжительность, дней
Выемка ВГМ в объеме 71 тыс. м ³ , массива сектора I ЭУБ экскаватором Komatsu PC1250 (с обратной лопатой)	2	0,54	6,4
Подготовка блока бульдозером под бурение - сектора 2-3 ЭУБ, после взрыва массива I-го сектора уступа	3	0,54	0,083
Производство бурения по сектору 2-3 ЭУБ объемом 71 тыс. м ³ , буровой установкой DML-1200 в кол-ве 1972 м	4	0,625	2,46
Формирование камуфлетно-скважинных зарядов по секторам II-III ЭУБ, вслед за бурением	5	1	2,5
Производство взрыва зарядов камуфлета нижней части сектора II ЭУБ	6	2	0,042
Производство одновременного взрывания массива верхней части сектора II и нижней части сектора III	7	4	0,042

*время начала относительно времени завершения организации 1-го взрыва, а именно 13-00 часов 27.11.2019 г

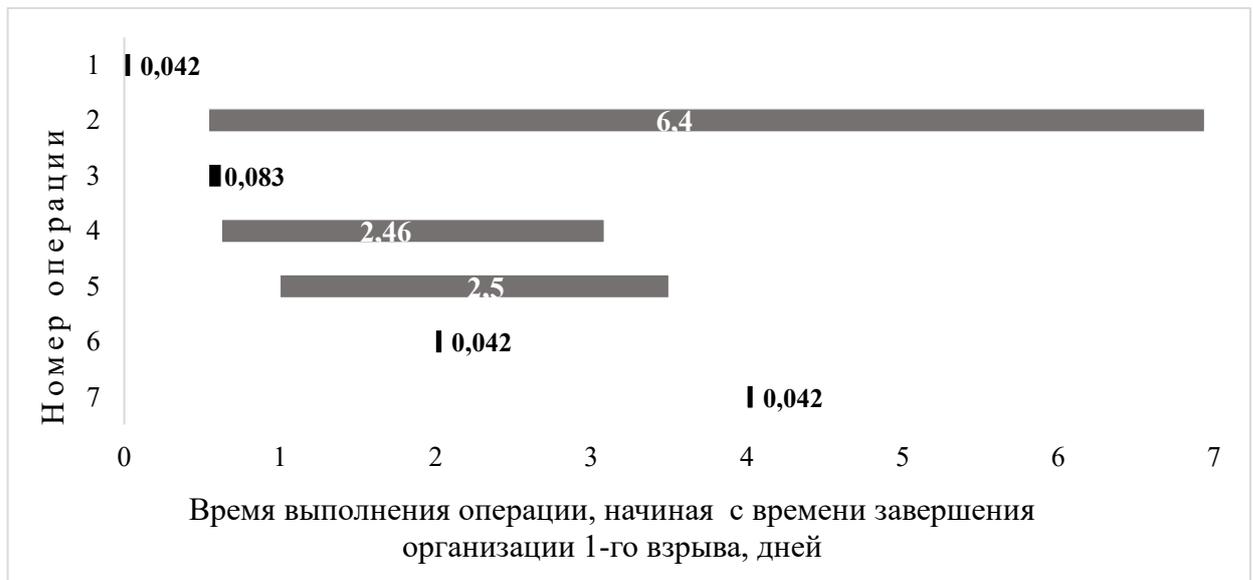


Рисунок 3.29 – Диаграмма времени выполнения операций, приведенных в таблице 3.5

До внедрения технологии камуфлетно-скважинного взрывания на разрезах Ургала по многолетнемерзлым гравийно-галечниковым породам, согласно данным наблюдений за период с 2005 по 2016 год, удельный расход ВВ составлял 0,6-1,15 кг/м³. Эти статистические данные согласуются с рекомендованным диапазоном

удельного расхода ВВ для рыхления подобных грунтов (0,8-1,15 кг/м³), установленным в классификации мерзлых грунтов по взрываемости И.З. Дроговейко [79, 130]. В этой классификации многолетнемерзлые гравийно-галечниковые породы относятся к III категории взрываемости, что характеризует их как трудновзрываемые.

Изложенное выше подтверждает, что использование существующих формул М.М. Протодяконова (3.1) и Л.И. Барона (3.2) [9, 147] для определения коэффициентов крепости многолетнемерзлых крупнообломочных пород не обеспечивает адекватного отражения их реальных физико-механических свойств. Применение этих формул приводит к занижению прочностных характеристик указанных пород. Следовательно, расчет коэффициентов крепости f по приведенным выше формулам и последующее определение удельного расхода ВВ на основе полученных данных может привести к необоснованным техническим решениям при выборе оборудования и технологии разработки угольных месторождений.

$$f = \frac{\sigma_{сж}^{вр}}{10}, \quad (3.1)$$

где $\sigma_{сж}^{вр}$ – временное сопротивление одноосному сжатию.

$$f_B = \frac{\sigma + 10\sigma_1}{60} + \sqrt{\frac{\sigma + 10\sigma_1}{12}}, \quad (3.2)$$

где σ и σ_1 – временное сопротивление образцов одноосному сжатию соответственно правильной и неправильной форм, МПа.

В ходе внедрения метода БВР, описанного в работе, отмечается оптимизация параметров БВР относительно МГГП разреза Ургальского угольного месторождения. В представленной ниже таблице 3.6 демонстрируется расчет указанных параметров БВР с учетом камуфлетно-скважинного (столбец 4, таблица

3.6) и традиционных методов (столбцы 5-7, таблица 3.6) подготовки к выемке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород.

Таблица 3.6 – Расчет параметров БВР при разных методах подготовки к выемке МГГП

Параметры БВР	Усл. обозн. (символ)	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода			
			Камуфлетно-скважинный метод	I	II	III
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
Выход горной массы с одного метра бурения	g	м ³	36	30	30	30
Удельный расход ВВ (факт)	q	кг/м ³	0,28	1,15	0,84	0,60
Высота уступа	H _{уст}	м	10	10	10	10
Глубина скважины	L	м	10	12	12	12
Длина перебура	l _{пер}	м	0	2	2	2
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6	6
Расстояние между рядами скважин	b	м	6	6	6	6
Диаметр скважины (проект)	d	м	0,215	0,215	0,215	0,215
Плотность заряжения ВВ Гранулит М (линейная)	Δ	кг/м ³	850	–	850	850
Плотность заряжения ЭВВ НППМ 70 (линейная)	Δ	кг/м ³	1170	1170	–	1170
Вместимость ВВ в 1 м скважины, в т. ч.:	P	кг/м	–	–	–	–
в 1 м скважины Гранулит М	P	кг/м	30,8		30,8	30,8
в 1 м скважины ЭВВ НППМ 70	P	кг/м	42,5	42,5		42,5
Длина скважинного заряда, в т.ч.:	l _з	м	8,2	9,8	9,8	9,8
верхнего заряда (Гранулит М)	l _{з.верх}	м	1,3	–	–	2,6
нижнего заряда (ЭВВ НППМ-70)	l _{з.низ}	м	1,4	9,8	–	3,2
нижнего заряда (Гранулит М)	l _{з.низ}	м	–	–	9,7	–
инертного промежутка	l _{ин.пр}	м	5,5	–	–	4
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l _н	м	1,8	2,2	2,2	2,2
Масса скважинного заряда, в т.ч.:	m	кг	101,5	415,75	300,75	216,5

Продолжение таблицы 3.6

Параметры БВР	Усл. обозн. (символ)	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода			
			КСМ	I	II	III
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
<i>верхнего заряда (Гранулит М)</i>	$m_{вз}$	кг	40	—	—	80
<i>нижнего заряда ЭВВ (НПГМ-70)</i>	$m_{нз}$	кг	60	415	—	135
<i>нижнего заряда ЭВВ (Гранулит М)</i>	$m_{нз}$	—	—	—	300	—
<i>промежуточного детонатора ТГП-750</i>	$m_{пд}$	кг	1,5	0,75	0,75	1,5

3.2.3 Зависимость глубины смерзания взорванной горной массы от температуры воздуха при применении камуфлетно-скважинного метода взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород

В целях сравнительного анализа традиционного и рационального методов осуществлён мониторинг глубины смерзания ($L_{смерз}$) взорванного массива МГП от температуры воздуха при применении камуфлетно-скважинного метода. При этом $L_{смерз}$ определялась аналогично традиционному способу, описанному выше. Средние температурные значения в рассматриваемые периоды (таблица 3.7) практически идентичны и не оказывают существенного влияния на чистоту эксперимента.

Таблица 3.7 – Температура воздуха в исследуемые периоды

Среднее значение температуры воздуха ($t_{ср.сут}$) суммарно за холодные периоды года с ноября по февраль, °С	
2011-2012 гг.	2017-2018 гг.
минус 23,5	минус 24,3

На графиках (рисунки 3.30–3.37) отражена зависимость $L_{смерз}$ (с нарастающим итогом) взорванной горной массы МГП от среднесуточной температуры воздуха ($t_{ср.сут}$) при рациональных параметрах БВР – с применением камуфлетно-скважинного взрывания в холодный период 2017–2018 гг.

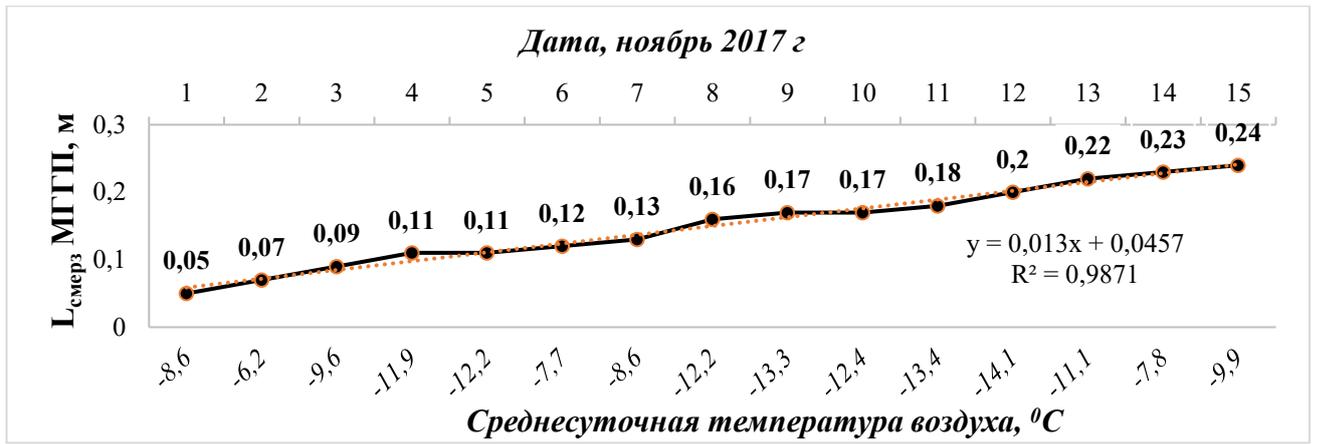


Рисунок 3.30 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

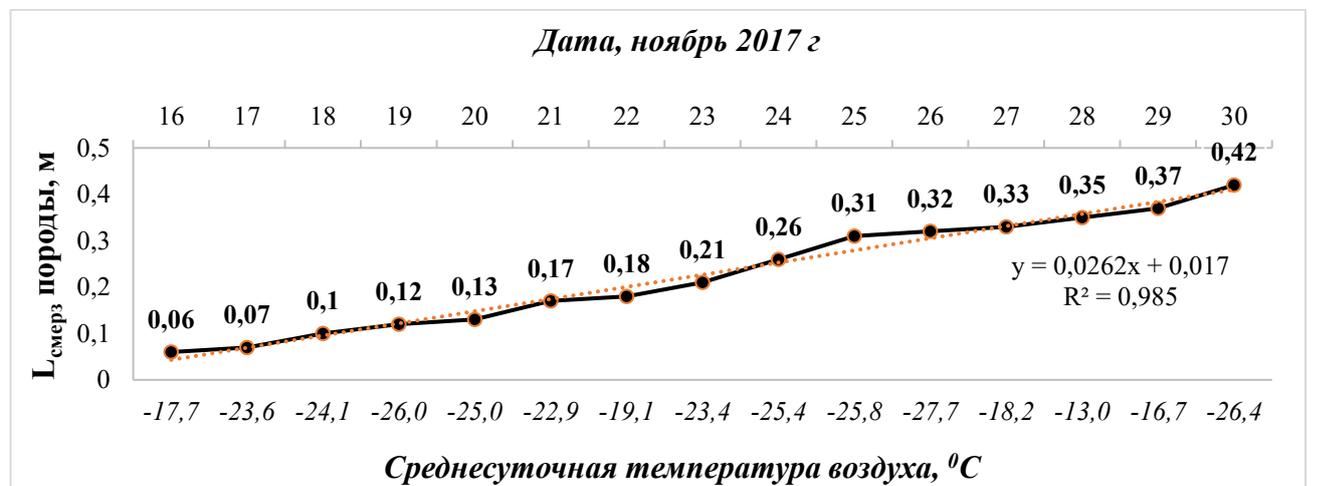


Рисунок 3.31 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

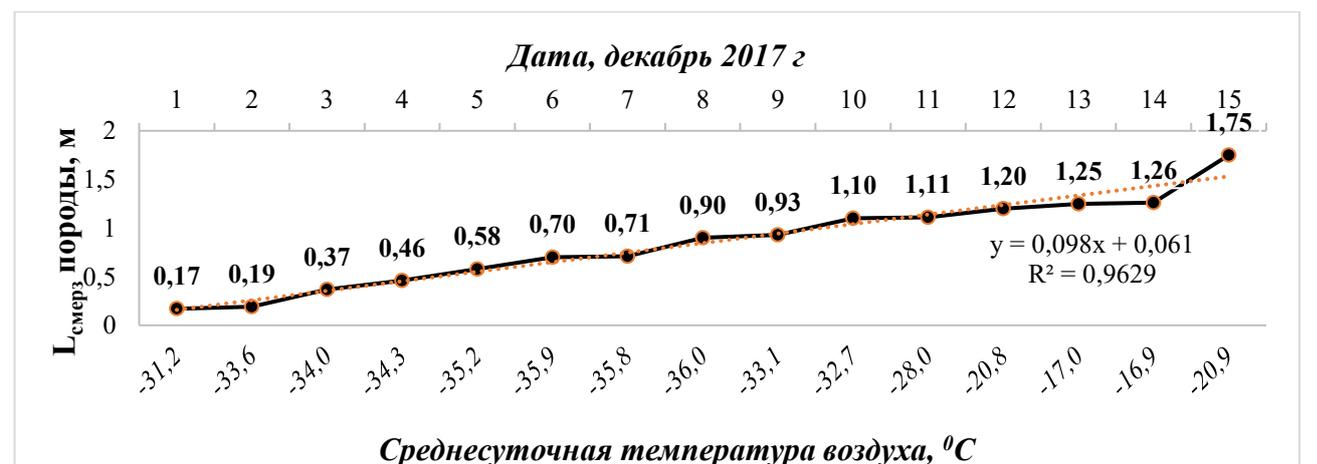


Рисунок 3.32 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

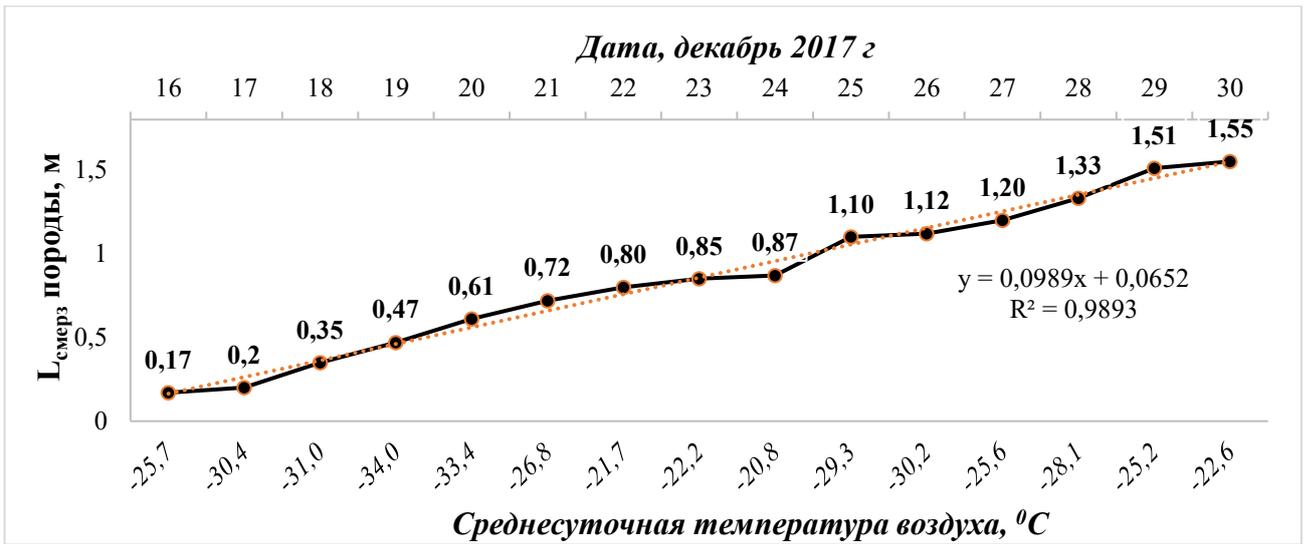


Рисунок 3.33 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

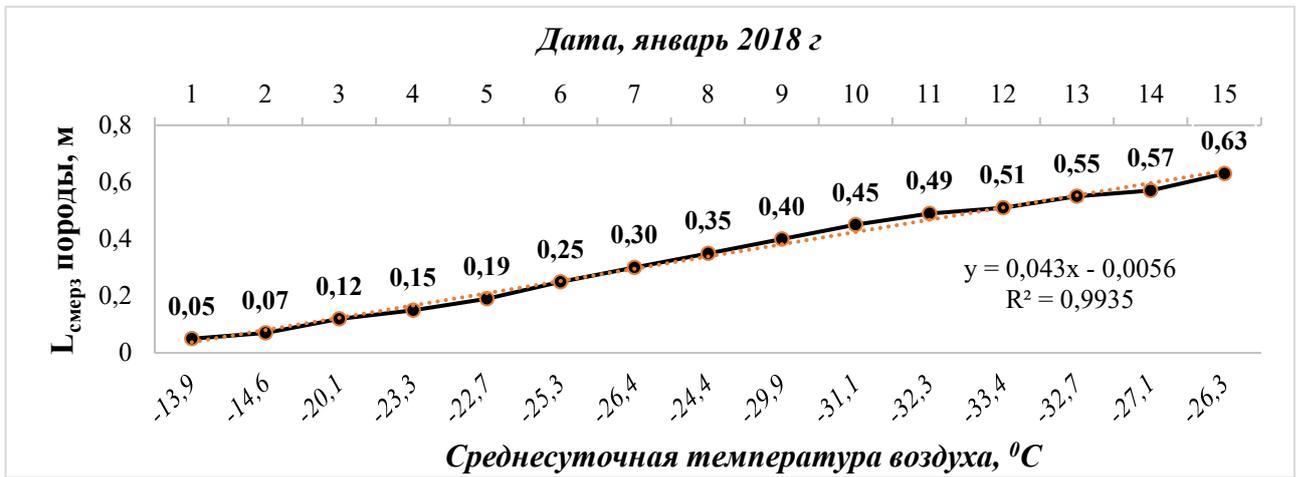


Рисунок 3.34 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

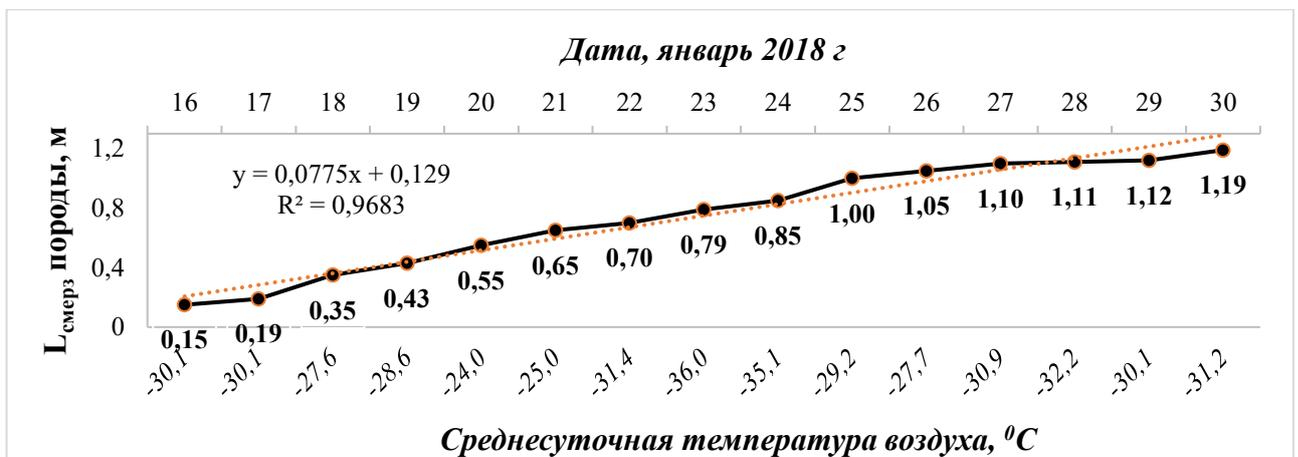


Рисунок 3.35 – Изменение L_{смерз} МГПП от t_{ср.сут} с нарастающим итогом, м

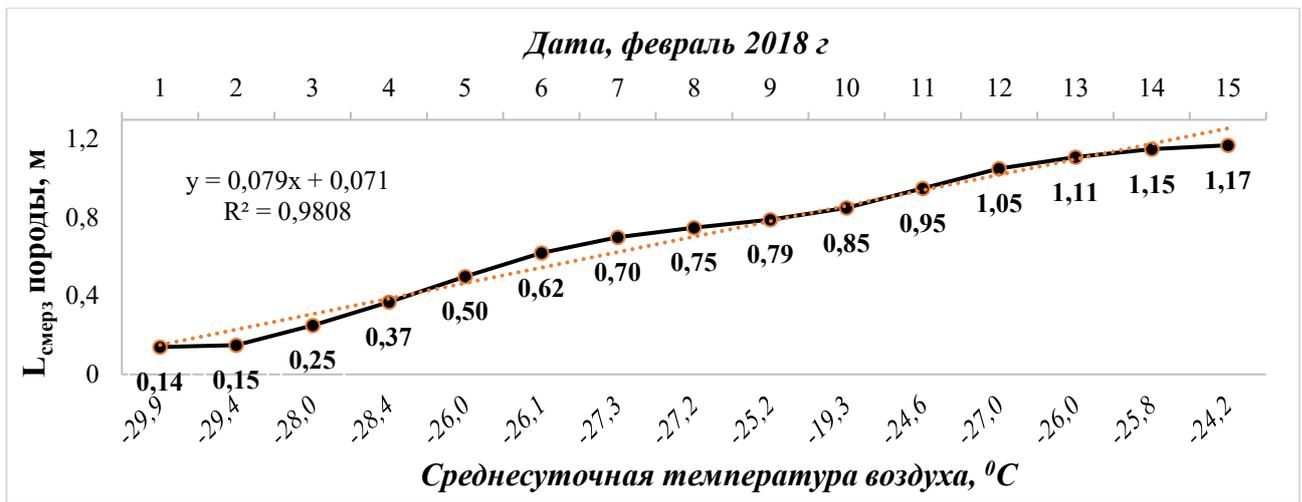


Рисунок 3.36 – Изменение $L_{смерз}$ МГПП от $t_{ср.сут}$ с нарастающим итогом, м

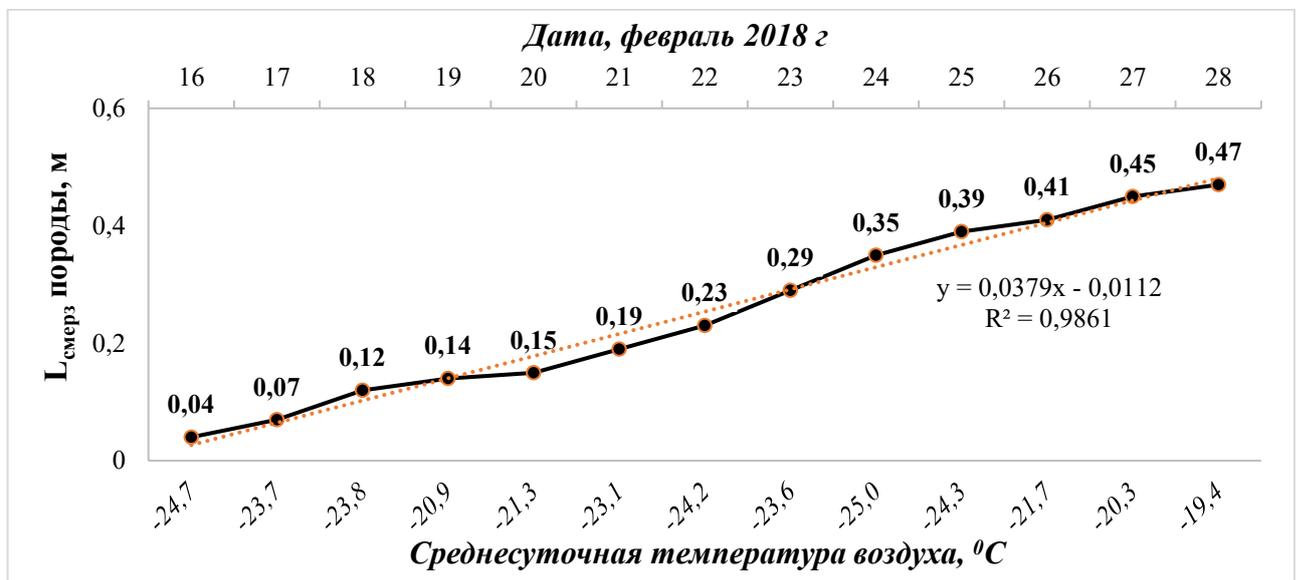


Рисунок 3.37 – Изменение $L_{смерз}$ МГПП от $t_{ср.сут}$ с нарастающим итогом, м

Анализ представленных графических данных выявляет тесную взаимосвязь между глубиной промерзания взорванной мерзлой породы и средней величиной суточных отрицательных температур воздуха, а также продолжительностью воздействия низких температурных режимов. Значение коэффициента детерминации (R^2), изменяется в пределах от 0,96 до 0,99 и указывает на высокую степень достоверности данной зависимости.

Результаты анализа исследований, проведенных в холодные периоды 2011–2012 и 2017–2018 годов, отражают существенную разницу в средней глубине промерзания породы (таблица 3.8) и средней высоте забоя ($H_{заб}$) экскаватора

Komatsu PC-1250 (обратная лопата) по факту проведения БВР с соответствующими фактическими коэффициентами разрыхления горной массы ($K_{раз}$) (таблица 3.9). При использовании традиционного метода глубина промерзания превышает значение $L_{смерз}$, полученное при применении рационального (КСМ) метода БВР, в 2,5 раза, при том что средние температуры воздуха в эти периоды не демонстрируют значимых различий (таблица 3.7).

Таблица 3.8 – Сравнительный анализ $L_{смерз}$ ВГМ при разных методах БВР

Среднее значение глубины смерзания ВГМ МГГП по факту БВР за одну половину месяца, суммарно за холодные периоды года с ноября по февраль, м	
2011-2012 гг.	2017-2018 гг.
традиционным методом	камуфлетно-скважинный метод (рациональный)
1,26	0,51

Таблица 3.9 – Сравнительный анализ $H_{заб}$ при разных методах БВР

Среднее значение высоты забоя экскаватора Komatsu PC-1250 (обратная лопата) по факту БВР по МГГП в холодные периоды года с ноября по февраль, м	
2011-2012 гг.	2017-2018 гг.
традиционным методом	камуфлетно-скважинный метод (рациональный)
16,2 (при $K_{раз} = 1,62$)	11,7 при ($K_{раз} = 1,17$)

3.2.4 Сравнительный анализ производительности экскаватора в зависимости от глубины смерзания взорванной горной массы при традиционном и рациональном методах взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород

В целях определения эффективности рационального камуфлетно-скважинного метода БВР относительно традиционного осуществлен сравнительный анализ зависимости между производительностью экскаватора ($P_{экс.ср}$) Komatsu PC-1250 (обратная лопата) по факту выемки взорванной горной массы МГГП и глубиной смерзания ($L_{смерз}$) данных горных пород с накопительным итогом за половину месяца в холодный период года с ноября по февраль,

соответствующим 2011-2012 и 2017-2018 годам. Данный анализ представлен на графиках (рисунок 3.38-3.45).

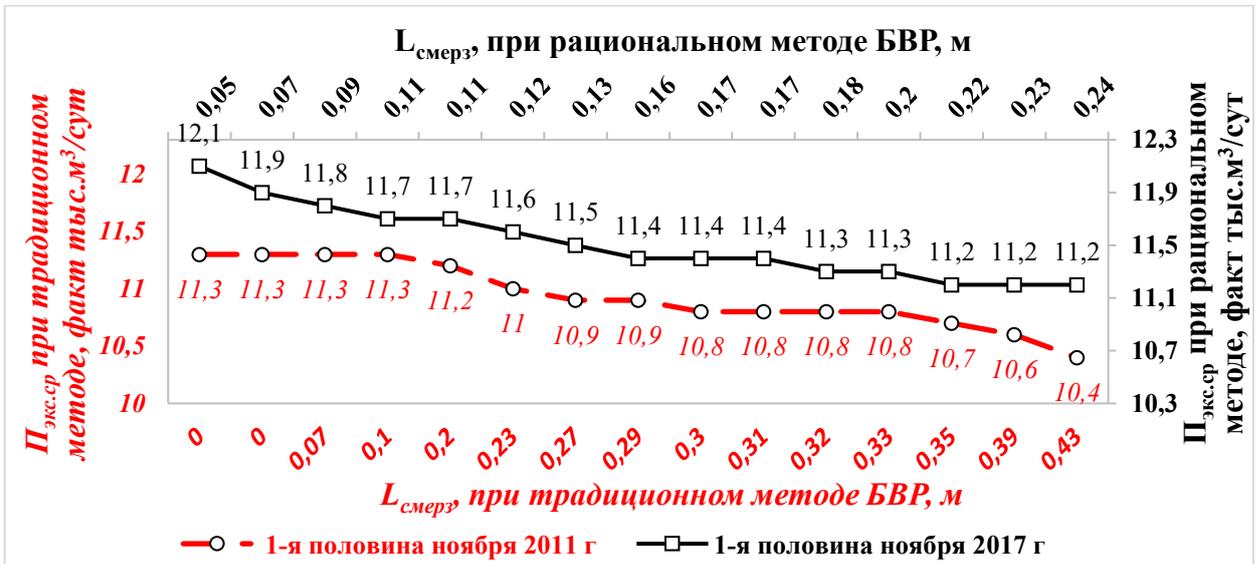


Рисунок 3.38 – Зависимость П_{экс.ср} от Л_{смерз} МГГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

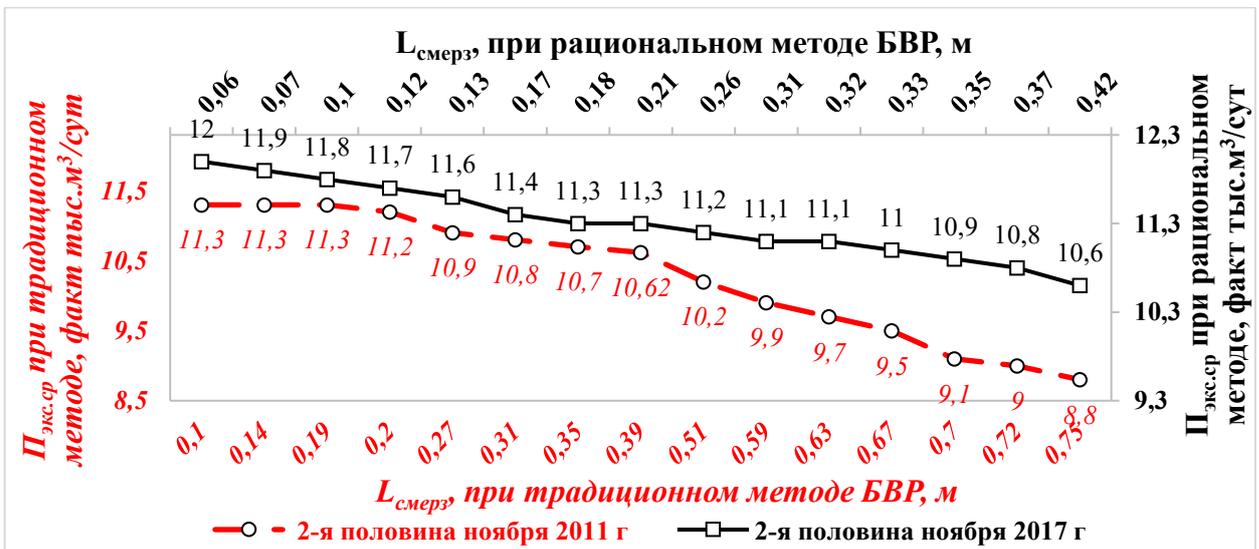


Рисунок 3.39 – Зависимость П_{экс.ср} от Л_{смерз} МГГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

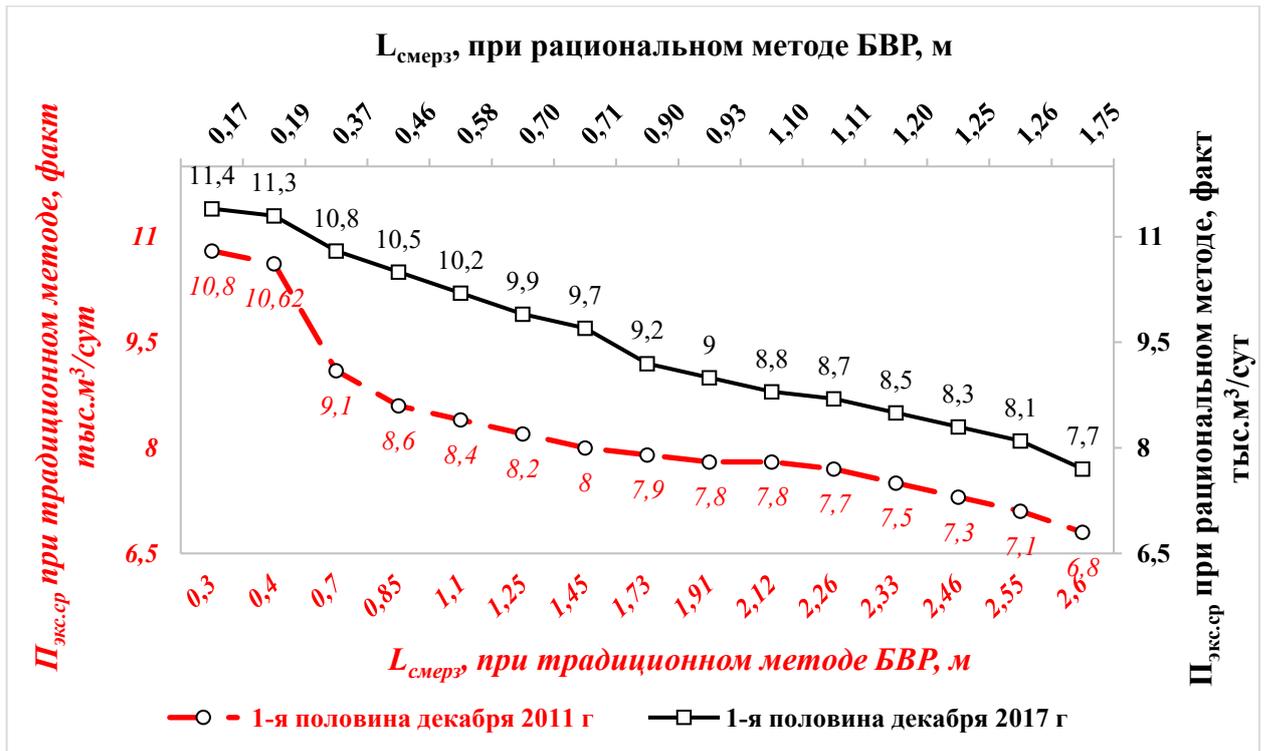


Рисунок 3.40 – Зависимость $P_{экс.ср}$ от $L_{смерз}$ МГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

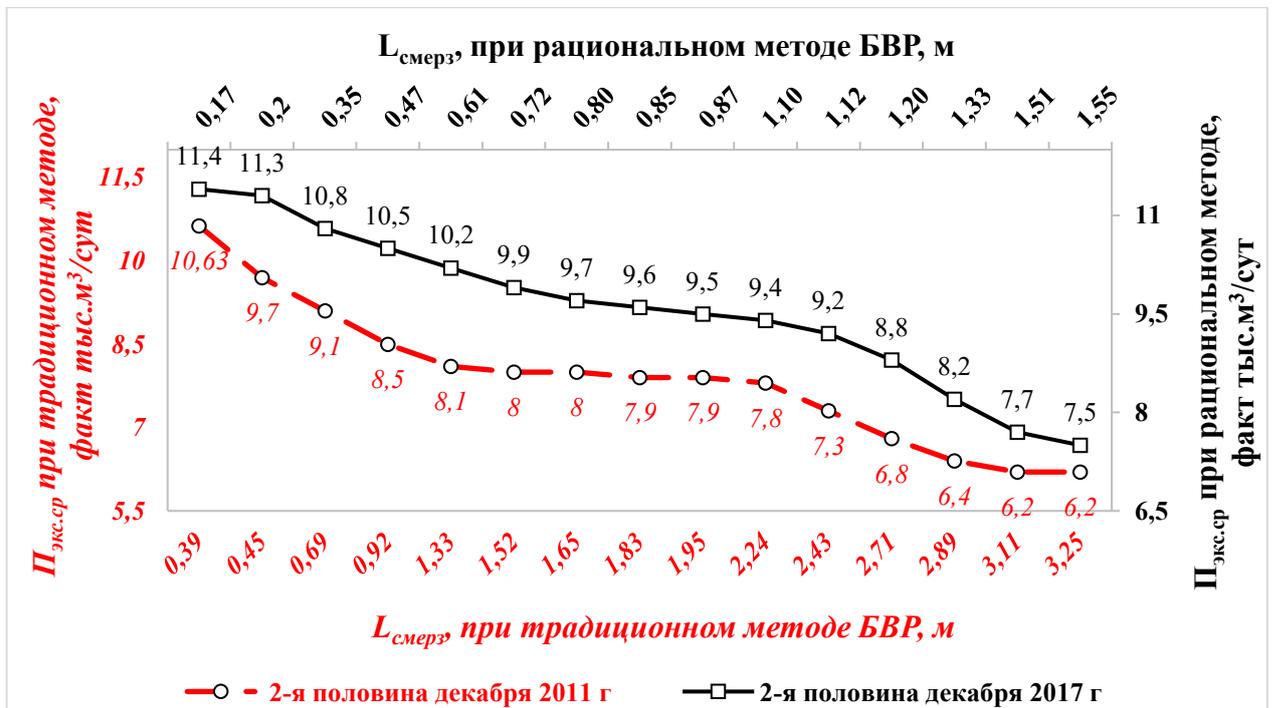


Рисунок 3.41 - Зависимость $P_{экс.ср}$ от $L_{смерз}$ МГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

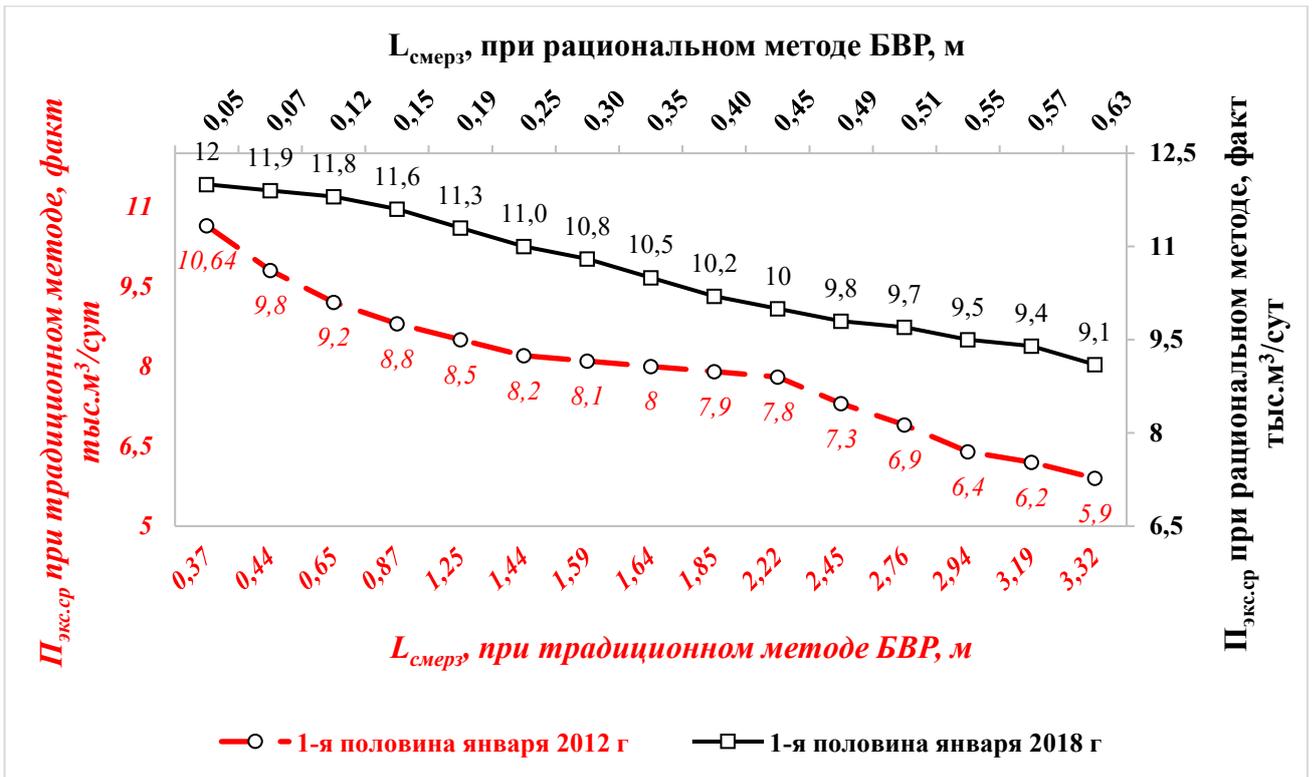


Рисунок 3.42 – Зависимость П_{экс.ср} от L_{смерз} МГТП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

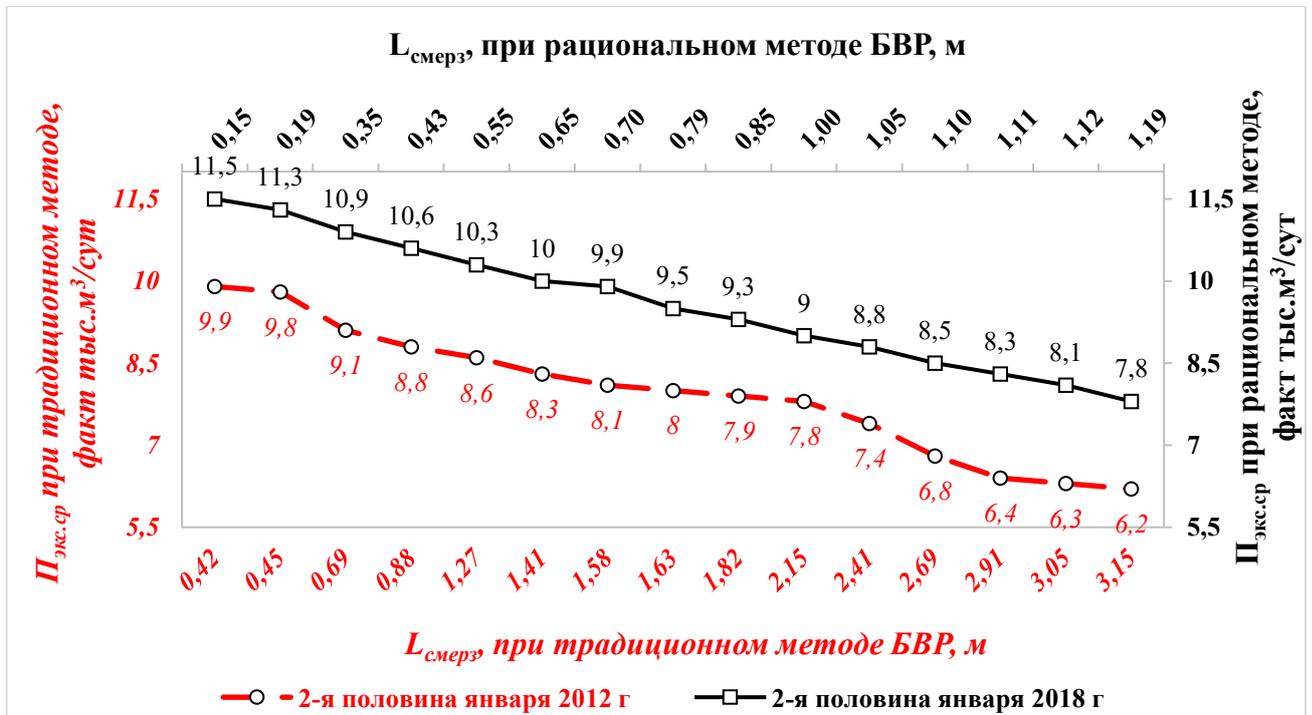


Рисунок 3.43 – Зависимость П_{экс.ср} от L_{смерз} МГТП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

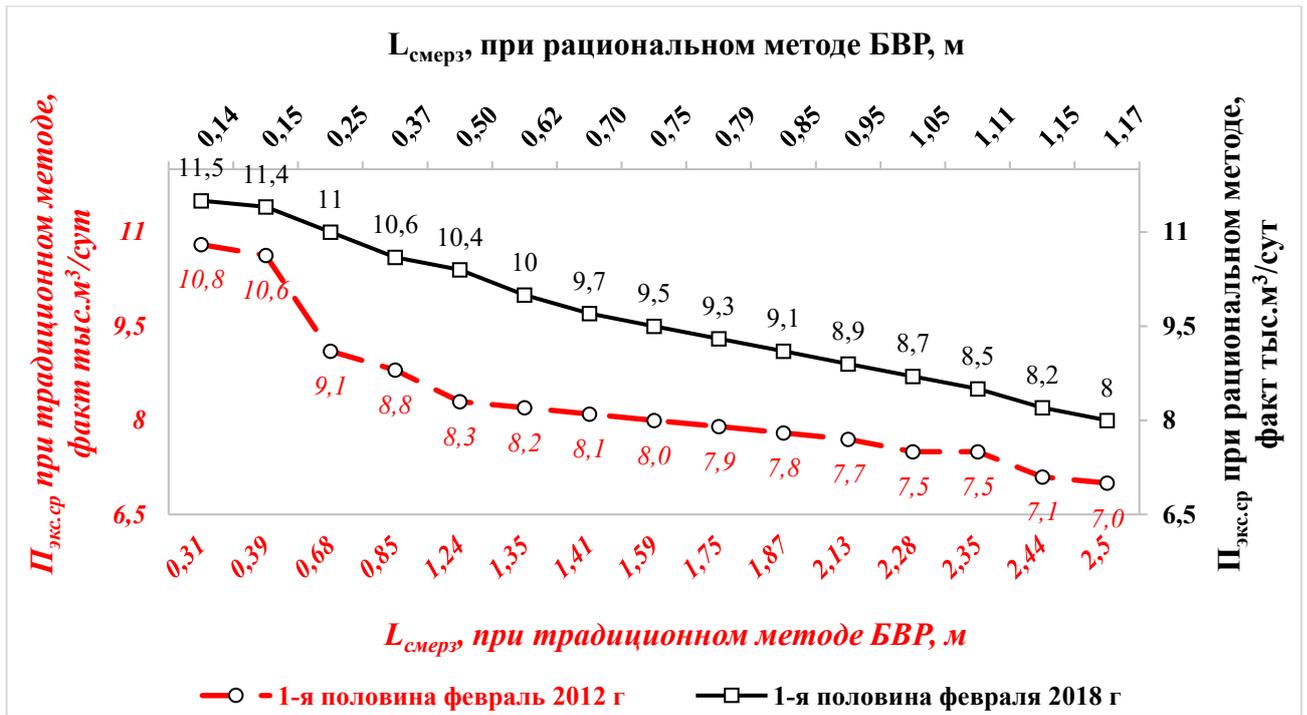


Рисунок 3.44 – Зависимость $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ МГГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

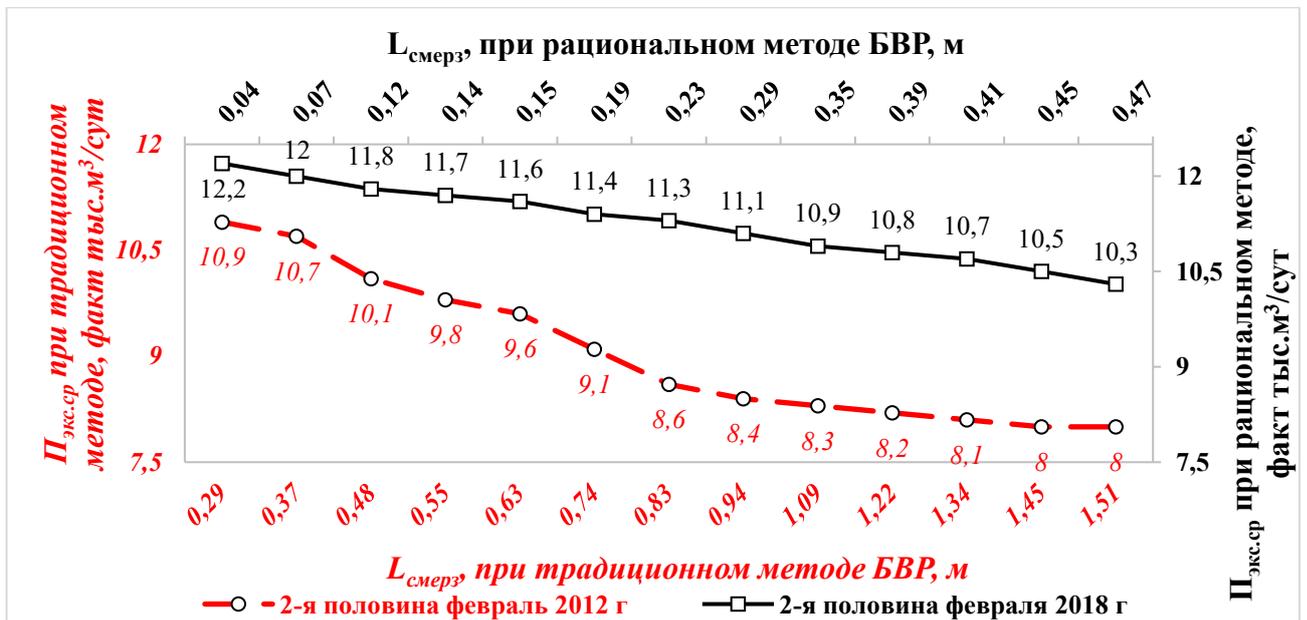


Рисунок 3.45 – Зависимость $P_{\text{экс.ср}}$ от $L_{\text{смерз}}$ МГГП при разных методах БВР, тыс. м³/сут

В таблице 3.10 представлен расчет $P_{\text{экс.ср}}$ Komatsu PC-1250 (обратная лопата) при разных методах взрывной разработки МГГП.

Таблица 3.10 – Сравнительный анализ $\Pi_{\text{экс.ср}}$ при разных методах БВР

Месяц	Половина месяца	Средняя производительность экскаватора Komatsu PC-1250 (обратной лопата) за половину месяца, тыс. м ³ /сутки	
		Метод взрывной подготовки разработки МГГП к выемке	
		Традиционный	Камуфлетно-скважинный
ноябрь	1	10,9	11,5
	2	10,3	11,3
декабрь	1	8,2	9,5
	2	7,9	9,6
январь	1	8,0	10,6
	2	8,0	9,6
февраль	1	8,3	9,7
	2	9,1	11,3
x		8,8	10,4

В таблице 3.11 отражены основные результаты сравнительного анализа при применении традиционного и рационального методов БВР по дроблению МГГП в условиях холодного периода года (с ноября по февраль), при несущественном расхождении значений средней температуры в рассматриваемые периоды (таблица 3.7) и марки экскаватора, аналогично приведенной выше.

Таблица 3.11 – Сравнительный анализ основных результатов при разных методах БВР

2011-2012 гг.	2017-2018 гг.
Традиционный метод	Рациональный (КСМ) метод
Среднее значение производительности экскаватора по выемке ВГМ за одну половину месяца в период с ноября по февраль, тыс. м ³ /сут	
8,8	10,4
Минимально допустимое время работы экскаватора, ограниченное его планово-расчетной производительностью – 10,3 тыс. м ³ в рассматриваемом холодном периоде времени года, суток	
2	4
Максимально допустимое время работы экскаватора, ограниченное его планово-расчетной производительностью – 10,3 тыс. м ³ рассматриваемом холодном периоде времени года, суток	
15	Более 15

Продолжение таблицы 3.11

2011-2012 гг.	2017-2018 гг.
Традиционный метод	Рациональный (КСМ) метод
Минимально допустимый объем взрывного блока при планово-расчетной производительностью – 10,3 тыс. м ³ в рассматриваемом холодном периоде времени года, тыс. м ³ .	
20,6	41,2
Максимально допустимый объем взрывного блока при планово-расчетной производительностью – 10,3 тыс. м ³ в рассматриваемом холодном периоде времени года, тыс. м ³ .	
15	Более 157
Среднее значение эффективного времени работы экскаватора* за половину месяца в рассматриваемом холодном периоде времени года, сутки	
3,8	7,1

*эффективное время работы экскаватора – время его работы с расчетной плановой производительностью относительно условий конкретного угольного разреза – 10,3 тыс. м³/сутки.

3.3 Выводы к главе 3

1. Установлена закономерность, заключающаяся в обратной зависимости между увеличением глубины промерзания взорванных гравийно-галечниковых пород при традиционном взрывании до 3,32 м и снижением производительности экскаватора до 57 % от нормативной.

2. Разработан камуфлетно-скважинный метод взрывной подготовки к выемке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород, предусматривающий повышенный дезинтегрирующе-растепляющий эффект за счет инициирования нижней части заряда с задержкой более суток относительно верхней и применения увеличенного (50 и более мс) межскважинного замедления, что позволяет вдвое уменьшить глубину повторного смерзания и увеличить объем взрываемого массива при снижении коэффициента разрыхления и удельного расхода ВВ более чем в 2 раза. При этом воздействие указанного эффекта ниже уровня отметки забоя скважины обуславливает повышение выхода взорванной горной массы с 1 м скважины на 15-20% за счет сокращения длины перебура скважин до высоты отметки нижней бровки уступа.

3. Основные преимущества камуфлетно-скважинного метода перед традиционным скважинным методом, полученные за период с ноября по февраль, заключаются в следующем:

3.1. Увеличение в 2 раза с 20,6 до 41,2 тыс. м³ минимально допустимого единичного объема массового взрыва вследствие уменьшения на 0,75 м (с 1,26 до 0,51 м) среднего значения глубины смерзания ВГМ 10-метрового уступа за половину месяца.

3.2. Увеличение в 2 раза среднего значения эффективного времени работы экскаватора Komatsu PC-1250 (обратная лопата) при его расчетно-плановой производительности 10,3 тыс. м³/сутки относительно конкретных горно-геологических и технологических условий за аналогичный рассматриваемый промежуток времени.

3.3. Увеличение на 18% среднего значения производительности экскаватора Komatsu PC-1250 (обратная лопата) по выемке ВГМ за одну половину месяца.

3.4. Уменьшение перебура на 2 метра посредством эффекта оттаивания МГГП, связанного с увеличением времени теплового воздействия продуктов взрыва заряда камуфлета на мерзлый массив в замкнутом пространстве более суток.

3.5. Увеличение на 20% выхода горной массы с одного метра бурения вследствие уменьшения перебура скважины на 2 метра.

3.6. Уменьшение износа шарошечных долот на 10-15% в связи с уменьшением количества пробуренных метров на 1 м³ ВГМ.

3.7. Уменьшение на 4,5 м высоты забоя экскаватора Komatsu PC-1250 (обратная лопата) с 16,2 до 11,7 м при высоте уступа 10 м, при уменьшении коэффициента разрыхления массива данного уступа с 1,6 до 1,17 вследствие уменьшения удельного расхода ВВ более чем в 2 раза.

3.8. Значительное уменьшение негативного воздействия газовых продуктов детонации на окружающую среду после проведения массового взрыва вследствие

уменьшенного удельного расхода ВВ и аккумуляции значительной доли продуктов взрыва камуфлета в полости взорванного массива горных пород.

Результаты исследования показали эффективность скважинно-камуфлетного метода при подготовке к выемке мерзлых гравийно-галечниковых пород взрывным способом. В связи с этим рекомендуется внедрение данного метода на других угольных разрезах с аналогичными условиями. При этом рекомендуется проведение дополнительных исследований для уточнения параметров БВР, включая влияние степени обводненности скважин на уровень смерзаемости после взрыва данных многолетнемерзлых горных пород.

4 ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СХЕМ МОНТАЖА ВЗРЫВНОЙ СЕТИ

Анализ современных исследований, посвященных оптимизации межскважинных интервалов замедления, выявил ряд критически важных для настоящего исследования положений, особенно в части обоснования камуфлетно-скважинного метода. Увеличение интервалов между последовательными взрываемыми зарядами обеспечивает многократное (в 5-7 раз) продление фазы действия знакопеременных нагрузок на массив горных пород, с преобладающим влиянием растягивающих напряжений. Это приводит к существенному увеличению протяженности и раскрытия трещин в зоне дробления, а также к росту их плотности в зоне взрывной активизации трещин. Повышается эффективность проникновения сильно сжатых продуктов взрыва в существующие трещины и их активного расклинивающего воздействия. Соответственно, снижается интенсивность воздействия продуктов взрыва на приустьевую зону скважины при инициировании последующих зарядов. Наблюдается тенденция к направлению большей доли продуктов взрыва в трещины, формирующиеся в окрестности скважин под воздействием растягивающих волн напряжений от предыдущих взрывов, что способствует их дальнейшему развитию и усилению теплового воздействия газообразных продуктов взрыва на массив мерзлых гравийно-галечниковых пород. Таким образом, увеличение интервалов замедления оказывает положительное дезинтегрирующее действие на взрывание мерзлых крупнообломочных пород с помощью камуфлетно-скважинного и других методов. В этой связи возникает необходимость в изучении влияния увеличения соответствующего интервала на обеспечение сейсмобезопасности.

4.1 Вопросы сейсмотехники при буровзрывных работах

Ввиду неуклонного роста добычи твердых полезных ископаемых (рисунок 4.1), включая уголь, где широко применяются буровзрывные работы, обеспечение сейсмической безопасности при разработке месторождений становится крайне важной задачей. Безопасность инфраструктуры и эффективность горных работ напрямую зависят от оперативной и более точной оценки сейсмического воздействия БВР на окружающий массив горных пород. Задача оценки сейсмического влияния взрывов на объекты горного производства включает в себя пять ключевых аспектов:

- оценка динамических характеристик упругой волны в ближней (50-150 м) и дальней (300–1500 м) зонах от границ взрывного блока;
- определение степени сейсмоопасности для прилегающих к опасной зоне массового взрыва (МВ) зданий и сооружений;
- выявление сейсмического эффекта взрыва (СЭВ) на устойчивость бортов карьера (разреза);
- разработка мероприятий по минимизации сейсмического воздействия взрыва на близлежащий жилой и производственный массив;
- выработка мероприятий по сейсмоустойчивости бортов карьера (разреза).

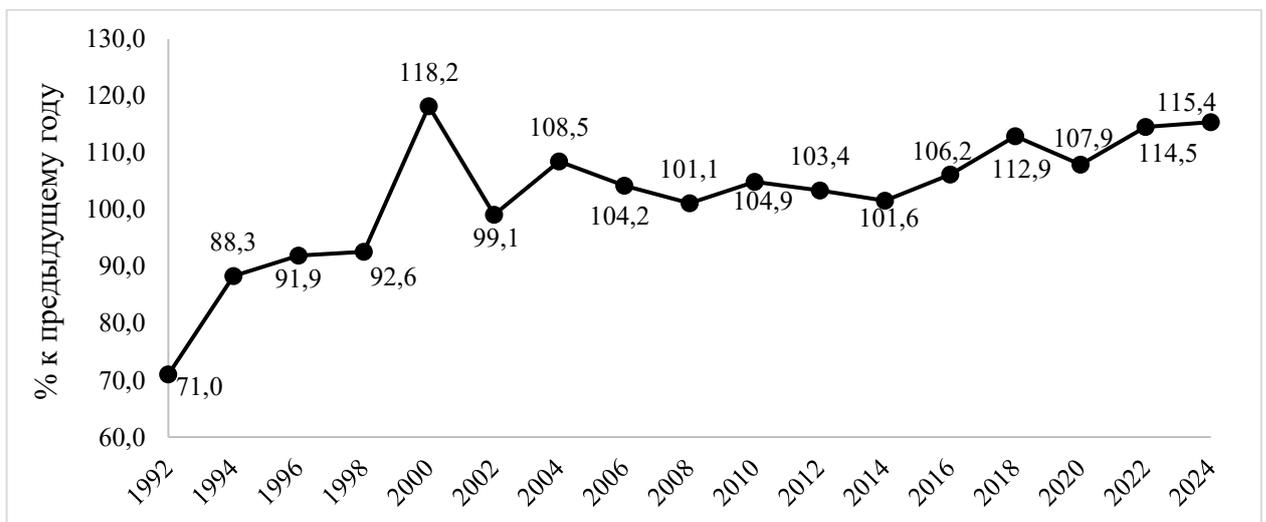


Рисунок 4.1 – График индексов добычи полезных ископаемых

В работах М.А. Садовского [240] горная порода описывается как блочно-иерархическая система. Сейсмоактивные блоки, обменивающиеся энергией с окружающей средой, формируют очаги землетрясений, объем (V_6) которых связан с магнитудой (M) через формулу Гутенберга-Рихтера

$$M_{\max} = \frac{2}{3} \times \lg V_6 + 4,1 \quad (4.1)$$

Представленное соотношение служит для энергетической оценки магнитуды землетрясений. Сейсмическое воздействие, обусловленное землетрясениями, отличается большей длительностью по сравнению с воздействием взрывных работ. В качестве параметра, характеризующего сейсмическое воздействие, используется максимальная векторная скорость колебаний грунта (V). Согласно исследованиям, величина V может быть аппроксимирована на основе нормативного по энергии расстояния \bar{r} от гипоцентра землетрясения до точки измерения. Расчет производится по формуле:

$$V = \frac{a}{(\bar{r})^n}, \quad (4.2)$$

где a – постоянная, а n находится в пределах 1,5–2 [245]. Работа [13] указывает, что скорость колебаний грунта в 10 см/с является пороговым значением, при превышении которого подземные сооружения начинают разрушаться под воздействием сейсмических волн.

Для эффективного прогнозирования и контроля сейсмического воздействия промышленных взрывов необходимо глубокое понимание динамики волновых процессов, учитывающее природные и техногенные факторы. Изучение воздействия взрыва на горные породы – сложная задача, требующая преодоления теоретических и экспериментальных трудностей. Несмотря на значительный прогресс в теоретических знаниях, многие вопросы остаются нерешенными. В последнее время появились практические рекомендации по управлению

сейсмическим действием взрывов [109, 110, 167, 291, 308, 324], позволившие проводить крупномасштабные взрывные работы и взрывы в сложных условиях строительства [164, 199, 202].

В рамках линейной теории упругости деформация рассматривается как линейная функция напряжения, что является сутью закона Гука:

$$F_{\text{упрх}} = -k \times x, \quad (4.3)$$

где x – удлинение, м;

k – коэффициент жесткости, Н/м.

В ограниченном массиве горных пород или полупространстве при колебаниях возникают продольные (волны сжатия) и поперечные (волны сдвига) волны. Кроме того, наличие свободной поверхности позволяет формироваться третьему типу волн, распространяющихся вдоль этой поверхности, как показал Релей. В упругих средах обычно выделяют два типа объемных волн: первичную (Р-волну), представляющую собой продольную волну с более высокой скоростью распространения, и вторичную (S-волну), являющуюся поперечной волной с меньшей скоростью [247, 318].

На поверхности земли регистрируют и другие типы волн: преломленные (головные), отраженные, дифрагированные и др.

Движение сплошной среды описывается двумя способами: лагранжевым (отслеживание частиц) и эйлеровым (анализ движения в фиксированных точках). В сейсмологии, при использовании линейной теории упругости, лагранжев подход обычно проще в применении.

В действительности на формирование и распространение упругих волн влияет множество факторов как в источнике колебаний, так и на пути их следования, что значительно усложняет картину. Это особенно актуально для сейсмозрывных волн, возникающих при промышленных взрывных работах на открытых и подземных рудниках. Хотя эти колебания следуют общим принципам теории упругости, их точное математическое описание становится крайне

сложным или даже невозможным из-за большого количества геологических, технологических и других факторов, влияющих на волновые процессы.

Характеристики взрываемого массива горных пород являются ключевым фактором, определяющим безопасность зданий и сооружений, расположенных в зоне влияния взрывных работ. В связи с разнообразием оснований (почвенные, скальные) под современными объектами, ключевым этапом при проектировании БВР является анализ характеристик пород, позволяющий оптимизировать параметры взрыва для минимизации сейсмического воздействия. Значительная вариативность литологического состава и физико-механических свойств горных пород, наблюдаемая даже в пределах одного месторождения, обуславливает необходимость глубокого изучения их дробления взрывом для обеспечения эффективности и безопасности взрывных работ.

В работе [219] подробно изучены физико-механические характеристики горных пород, их зависимость от минералогического состава и структуры, а также воздействие на них физических полей.

Структурно-текстурные особенности горных пород (слоистость, кливаж, трещиноватость), их минеральный состав и характер связей между зернами играют важную роль в определении степени сейсмического воздействия на массив, наряду с другими факторами.

Классификация горных пород зависит от целей и задач, которые ставят перед собой специалисты разных областей. Так, для взрывников важна эффективность и безопасность подготовки горной массы к выемке; для геофизиков – понимание строения и эволюции Земли; для геологов – закономерности образования и изменения пород, обнаружение и оценка запасов полезных ископаемых; для горняков – извлечение ресурсов и поддержание горных выработок; а для строителей – стабильность возводимых сооружений.

Характеристики горных пород обычно определяются путем анализа зависимости между интенсивностью приложенного воздействия и полученным результатом. В качестве примера можно привести определение крепости породы, основанное на соотношении затраченной энергии и степени ее разрушения. В связи

с этим определение свойств горных пород чаще всего носит выборочный характер и направлено на установление конкретных параметров.

Физико-механическое поведение горных пород напрямую обусловлено минералогическим составом, гранулометрией и морфологией твердой фазы. Гранулометрический состав, представляющий собой количественное распределение минеральных частиц по размерам, является важной характеристикой грунта.

Прочность горных пород значительно меняется в зависимости от размера частиц и процентного содержания различных компонентов. При сейсмических воздействиях основное внимание уделяется продольным и поперечным волнам [198, 309], поскольку их скорость распространения напрямую связана с упругими характеристиками и плотностью горных пород (таблица 4.1). Более плотные и упругие горные породы проводят продольные волны быстрее [220]. Для эффективного и безопасного проведения буровзрывных работ необходимо хорошо понимать, как распространяются сейсмические волны в различных типах горных пород.

Свойства сейсмических волн напрямую зависят от состояния горной породы, которое можно измерить и использовать для оптимизации технологических процессов. Однако на практике обычно доступна информация лишь об одном параметре горной породы. Поскольку инженерно-геологические и сейсмические характеристики изменяются под влиянием множества факторов одновременно, выявить четкую зависимость между двумя конкретными величинами крайне сложно [246]. В связи с этим для изучения взаимосвязей в конкретных горно-геологических условиях рекомендуется проведение серии экспериментальных взрывов с целью сбора данных.

Таблица 4.1 – Основные характеристики горных пород [160]

Наименование грунтов	Плотность , т/м ³	Скорость упругих волн, км/сек		Коэффициент Пуассона
		продольные	поперечные	
Мягкие горные породы				
Насыпные грунты рыхлые (пески, супеси суглинки и др.), неводонасыщенные	1,40-1,70	0,1-0,3	0,07-0,15	0,25-0,40
Гравелисто-песчаные грунты	1,60-1,90	0,2-0,5	0,10-0,25	
Песчаные грунты маловлажные (сухие)	1,40-1,70	0,15-0,9	0,13-0,50	0,25-0,35
Песчаные грунты средней влажности	1,60-1,90	0,25-1,3	0,16-0,60	
Песчаные грунты водонасыщенные	1,70-2,20	0,3-1,6	0,20-0,80	0,30-0,40
Супеси	1,60-2,00	0,3-1,2	0,12-0,60	0,25-0,40
Суглинки	1,60-2,10	0,3-1,4	0,14-0,70	0,30-0,45
Глинистые грунты влажные, пластичные	1,70-2,20	0,5-2,8	0,13-1,20	0,35-0,50
Глинистые грунты плотные, полутвердые и твёрдые	1,90-2,60	2,0-3,5	1,10-2,0	0,20-0,40
Полускальные и скальные породы				
Мергель	1,80-2,60	1,4-3,5	0,8-2,0	0,27-0,3
Песчаник рыхлый	1,80-2,20	1,5-2,5	0,8-1,7	0,1-0,23
Песчаник плотный	2,00-2,60	2,0-4,3	1,1-2,5	0,20-0,35
Песчаник сильно выветрелый	1,70-2,20	1,0-3,0	0,6-1,8	0,1-0,23
Известняк прочный	2,00-3,00	3,0-6,5	1,5-3,7	0,14-0,2
Глинистые сланцы	2,00-2,80	2,0-5,0	1,2-3,0	0,10-0,20
Изверженные и метаморфические породы (гранит, гнейс, базальт, диабаз и др.) трещиноватые	2,40-3,00	3,0-5,0	1,7-3,0	0,15-0,30
Изверженные и метаморфические породы (гранит, гнейс и пр.) не трещиноватые	2,70-3,30	4,0-6,5	2,7-4,3	0,13-0,25

Существует ряд теорий, предложенных различными исследователями (Мосинец В.Н., Ханукаев В.Н., Покровский А.Н., и др.), объясняющих механизм разрушения горных пород взрывом. Эти теории, базирующиеся на фундаментальных принципах физики и механики сплошных сред [10, 30, 36, 130, 168, 203, 266], используют механические теории прочности, такие как критерий Мизеса, теории Кулона-Мора и Гриффитса. Различия между ними заключаются в акценте на разные физические явления, воздействующие на горную породу, которую рассматривают как однородную среду с усредненными параметрами. Эти параметры определяются эмпирически, путем аппроксимации экспериментальных

данных. Однако упрощения и допущения, необходимые для представления горной породы в виде однородной сплошной среды, не позволяют создать универсальную физико-математическую модель, способную адекватно и однозначно описывать все процессы, происходящие в массиве горных пород при взрыве.

Прогнозирование сейсмического воздействия взрывов критически важно на всех этапах: от проектирования горного предприятия и согласования планов развития горных работ (ПРГР) до расчета параметров БВР. Для этого необходимо оценивать вероятные значения скорости сейсмических колебаний в районах, представляющих интерес с точки зрения безопасности: в охраняемых зонах бортов карьера и законтурном массиве.

Сейсмическое воздействие взрыва зависит от распространения волн в горных породах [94, 247]. Вблизи эпицентра доминирует продольная волна, вызывающая сжатие и растяжение. На большем удалении основное влияние оказывают поверхностные волны. Скорость затухания этих волн определяется характеристиками среды: в рыхлых породах (песок, гравий) энергия быстро рассеивается, а в скальных породах волны распространяются дальше с меньшими потерями. По этой причине многие исследователи рекомендуют повышать интервалы межскважинных замедлений именно в скальных горных породах, для увеличения продолжительности и радиуса воздействия на массив горных пород знакопеременных нагрузок, инициируемых детонацией скважинного заряда [305].

Интенсивность источника сейсмозрывных колебаний и сейсмический эффект взрывов в целом являются предметом обширных исследований, проводимых как отечественными, так и зарубежными специалистами [85, 86, 243, 333].

4.1.1 Влияние конструкции заряда взрывчатого вещества на сейсмический эффект

Интенсивность сейсмических волн, создаваемых при ВР, существенно зависит от характеристик используемого взрывчатого вещества. Выбор ВВ критически важен для управления сейсмическим эффектом взрыва. Свойства ВВ определяют, сколько энергии пойдет на разрушение породы и сколько – на создание сейсмических волн, а также их частотный состав и длительность. Для снижения сейсмического воздействия предпочтительны ВВ с низкой скоростью детонации, такие как игданиты и гранулиты, которые менее сейсмоактивны, чем аммонит 6-ЖВ [247]. В то же время ЭВВ с высокой скоростью детонации генерируют высокочастотные колебания. Оптимальный выбор ВВ требует баланса между необходимостью эффективного дробления породы и способностью окружающих пород поглощать сейсмические волны разных частот.

Для эффективного снижения сейсмического эффекта взрывов (СЭВ) и повышения степени дробления горных пород рекомендуется применять инертные промежутки (ИП) в зарядах, а также использовать забойку [29, 47, 59, 84, 87, 151, 153, 162, 175, 190, 196, 297]. Доказано, что использование зарядов с воздушными промежутками позволяет снизить интенсивность сейсмических колебаний в 1,2-2 раза, при этом эффективность зависит от свойств окружающих пород. Рисунок 4.2 демонстрирует результаты численного моделирования разрушения пород средней крепости для различных конструкций скважинных зарядов, проведенного сотрудниками «Института коммуникаций и информационных технологий Кыргызско-Российского Славянского Университета» [190].

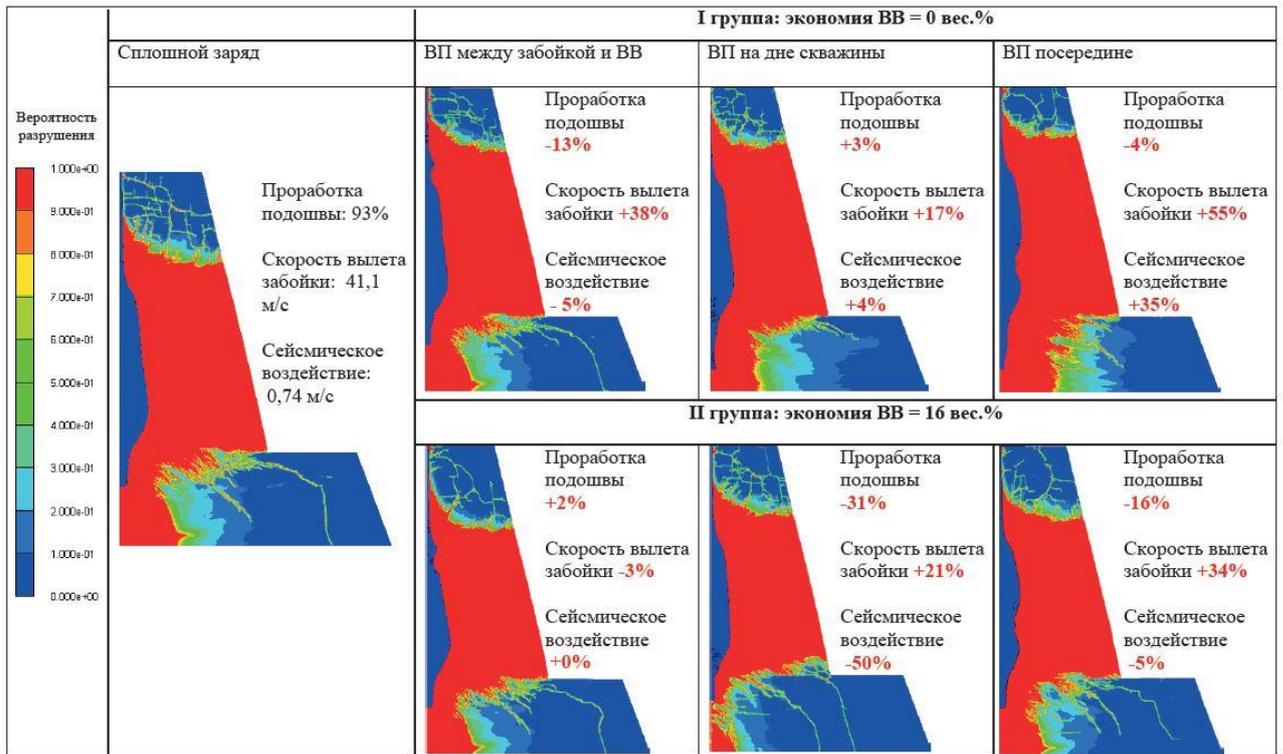


Рисунок 4.2 – Расчетная область разрушения различных конструкций зарядов для разной крепости [190]

При этом (рисунок 4.2) оценка эффективности проводилась относительно количественных показателей дробления сплошным зарядом. Ключевым параметром проработки подошвы уступа являлась средняя вероятность разрушения горной породы вдоль линии наименьшего сопротивления. Сейсмическое воздействие характеризовалось средневзвешенной скоростью колебаний, измеренной в области, расположенной ниже подошвы уступа.

Применение перебуров с относительно увеличенным ИП и неизменной массой заряда позволяет значительно снизить интенсивность продольной волны, что, в свою очередь, улучшает качество проработки подошвы уступа и уменьшает степень деструкции верхней части нижележащего уступа [12, 106]. Однако снижение сейсмического воздействия при взрывах с применением ИП эффективно только при оптимальном соотношении объемов ИП и заряда. Это оптимальное соотношение, определяемое по данным [247], является специфичным для каждого месторождения.

СЭВ тесно связан с диаметром скважин. Уменьшение диаметра заряда, как показывают исследования [20, 71, 101, 125, 282, 299], приводит к снижению сейсмического воздействия. Зависимости, характеризующие эту связь, представлены в работе [182].

Сейсмический эффект взрыва в большей степени зависит от диаметра заряда, чем от характеристик забойки [77]. В монолитных, слаботрещиноватых грунтах изменение параметров забойки сильнее влияет на СЭВ, так как в этом случае возрастает роль расширяющихся газов, создаваемых взрывом, в дополнение к воздействию волн сжатия. Объем забойки определяется, прежде всего, необходимостью обеспечить эффективное дробление и минимизировать разброс осколков, и рекомендуется в пределах от 20 диаметров скважины до половины длины заряда [182].

4.1.2 Оценка влияния размещения заряда взрывчатого вещества на сейсмоэффект

Сейсмическая эффективность взрыва существенно зависит от условий заложения заряда [38, 314]. Максимальный СЭВ достигается в зажатой среде. Интенсивность колебаний возрастает с увеличением глубины заложения. Наличие плоскостей обнажения снижает скорость колебаний частиц и может уменьшить СЭВ в 4-5 раз (сравнение с зажатой средой) [86, 202].

В работе [247] показано, что сейсмический эффект при взрывных работах зависит от высоты уступа и длины скважинного заряда. Увеличение высоты уступа приводит к пропорциональному увеличению скорости смещения грунта; например, увеличение высоты с 10 до 20 метров приводит к заметному росту скорости смещения грунта примерно на 30%. Это объясняется тем, что при увеличении длины скважинного заряда возрастает масса одновременно взрываемого ВВ, что усиливает СЭВ. В работе [37] подчеркивается, что при изменении длины скважинного заряда ключевым фактором, влияющим на сейсмический эффект, является изменение линейной плотности заряда. Для минимизации сейсмического

воздействия рекомендуется использовать технологию щадящего взрывания, в частности, применять скважинные заряды с радиальным зазором [37], что особенно актуально в алмазодобывающей промышленности.

4.1.3 Роль физико-технических свойств горных пород в проявлении сейсмического эффекта при производстве взрывных работ

Параметры буровзрывных работ не являются единственным фактором, определяющим сейсмическое воздействие. Характеристики горных пород в районе взрыва играют значительную роль.

Взрыв в скважине вызывает сейсмические волны, интенсивность которых напрямую зависит от того, насколько сильно взрыв разрушает и перемещает окружающую горную породу. Энергия, преобразуемая в упругие колебания (сейсмические волны), составляет лишь небольшую часть от общей энергии взрыва. Эта доля сильно варьируется, от долей процента до одного процента, и определяется свойствами горной породы [25].

Важным параметром, характеризующим упругие свойства горной породы, является её акустическая жесткость (Z) [312]. Z характеризует степень сопротивления среды распространению звуковой волны и равна произведению плотности среды на скорость распространения в ней звука:

$$Z = \rho \times C_p, \quad (4.4)$$

где ρ – плотность горной породы;

C_p – скорость распространения продольной волны в горном массиве равная скорости распространения звука в данной среде.

В качестве примера, в таблице 4.2 приведены акустические характеристики пород одного из угольных разрезов.

Таблица 4.2 – Акустические характеристики пород разреза [206]

Порода	ρ , плотность (кг/м ³)	V_p , скорость волны (км/с)	Ак. ж Породы (Z)
Суглинки, глины	1860	1,2-2,5	До $4,7 \times 10^6$
Песчаники	2150	1,5-4,0	До $8,6 \times 10^6$
Алевриты	2160	1,5-4,0	До $8,6 \times 10^6$
Аргиллиты	2170	1,5-4,0	До $8,7 \times 10^6$
Уголь	1290	2,23-2,5	До $3,2 \times 10^6$

Выбор среды с низкой Z для проведения взрывных работ позволяет снизить уровень сейсмического воздействия. Важно учитывать, что взрывы в породах с высокой Z генерируют значительно больше сейсмической энергии – почти в три раза – по сравнению со взрывами в породах с низкой Z .

Взрывы в глинистых, мергельных и соляных породах приводят к максимальным колебаниям почвы, вызванным сейсмическими волнами. При проведении взрывных работ в скальных породах, на уровень сейсмической активности значительное влияние оказывает степень и тип трещиноватости [247]. Чем больше трещин в породе, тем ниже сейсмический эффект от взрыва. Однако, важны не только количество трещин, но и их ширина, наличие заполнителя, а также их расположение в пространстве. Регулируя параметры взрывных работ, можно контролировать не только степень дробления горного массива, но и интенсивность возникающих упругих колебаний.

Распространение колебаний происходит эффективнее вдоль слоев горных пород [21]. При этом интенсивность колебаний, зависящая от структуры массива и расстояния, в 1,4–3 раза выше, чем при распространении поперек слоев. При проектировании взрывных работ необходимо учитывать эту особенность, располагая взрывные скважины перпендикулярно направлению залегания пластов угля и вмещающих пород.

Изменения физико-механических свойств горных пород (ФМС-ГП) в зоне взрыва влияют на спектральный состав сейсмозрывных волн. Для пород с низким акустическим импедансом характерно доминирование низкочастотных колебаний, в то время как для горных пород с высоким акустическим импедансом –

высокочастотных. Особую актуальность представляет исследование влияния предварительного напряженного состояния горного массива на сейсмичность, индуцированную подземными горными работами, в частности, на больших глубинах. На карьерах ДФО проведены обширные исследования в этом направлении посредством обоснования эффективности больших интервалов межскважинных замедлений [185, 202].

Изменение расстояния от эпицентра взрыва оказывает значительное влияние на динамику сейсмозрывных волн [21]. Вблизи эпицентра, в зоне, зависящей от мощности взрыва, наблюдается резкий скачок скорости смещения, за которым следует быстрое ослабление колебаний. Вдали от эпицентра, в упругой зоне, форма колебаний приближается к синусоиде (рисунок 4.3).

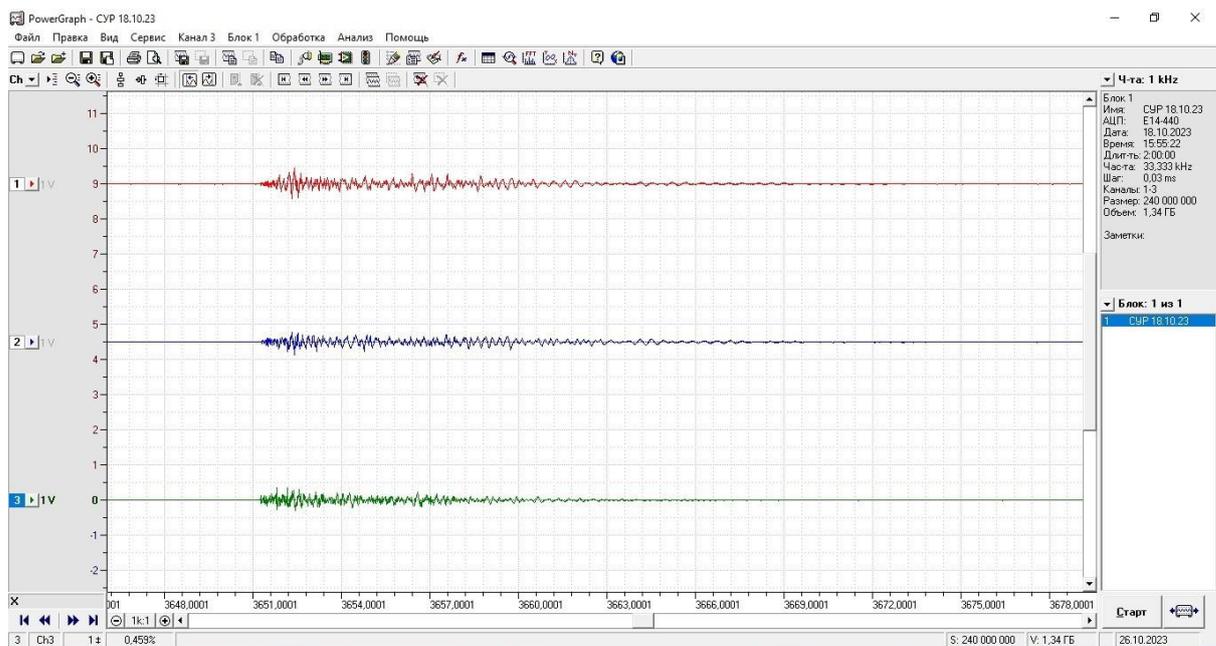


Рисунок 4.3 – Результаты измерений сейсмических колебаний от взрыва на «Эльгинском угольном разрезе» от 18.11.2024 г

На распространение и интенсивность сейсмозрывных волн существенно влияет наличие пустот или зон с нарушенной структурой грунта между источником взрыва и защищаемыми сооружениями. Например, выемки, карьеры или траншеи могут служить своеобразным барьером, ослабляющим воздействие СЭВ. Прохождение волн через нарушенный массив приводит к значительному

снижению интенсивности их колебаний. В среднем, интенсивность уменьшается в 1,5–2 раза, а иногда и в 2–3 раза по сравнению с прохождением через неповрежденный массив [150].

Сейсмическое воздействие взрыва при БВР может быть снижено за счет использования демпфирующих свойств выработанного пространства и зон с нарушенной структурой. Для дополнительного ослабления сейсмических волн эффективно применение методов контурного взрывания.

4.1.4 Воздействие короткозамедленного взрывания на сейсмозффект

Начиная с 1960-х годов, в буровзрывных работах широко применяется метод короткозамедленного взрывания (КЗВ). В отличие от мгновенного взрыва, КЗВ позволяет контролировать размер кусков породы, форму развала и направление перемещения ВГМ. КЗВ также является самым эффективным способом уменьшения сейсмической опасности, и иногда позволяет снизить сейсмическое воздействие взрыва до уровня, соответствующего количеству ВВ, детонирующего в течение одного интервала замедления [88]. Это открывает путь к значительному увеличению единичного объема массового взрыва на горно-добывающих предприятиях, что необходимо для оптимизации производственных процессов.

Применение КЗВ позволяет внедрить в практику взрывных работ различные схемы инициирования (рисунок 4.4) при многорядном взрывании, назначение которых – создать взрывом предшествующих зарядов дополнительные обнаженные поверхности, облегчающие работу зарядов последующих взрывов. Различают взрывание продольными, поперечными, диагональными и врубовыми схемами.

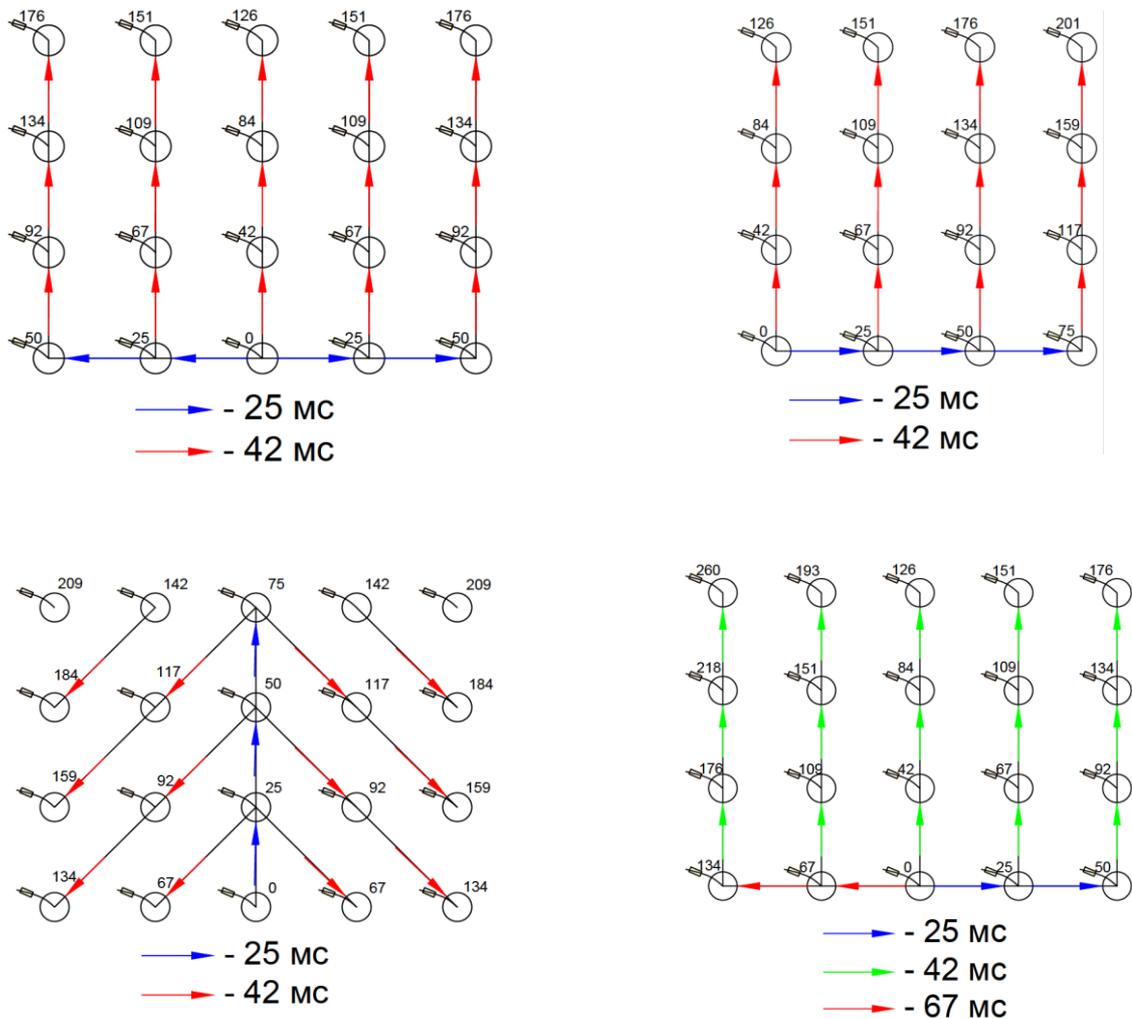


Рисунок 4.4 – Пример типовых схем монтажа взрывной сети

Правильный расчет схемы монтажа взрывной сети, включая межскважинный интервал времени, существенно повышает уровень сейсмобезопасности взрыва, а также устойчивость бортов карьера [185].

4.1.5 Критерии оценки сейсмического воздействия

Скорость колебаний (скорость смещения частиц грунта) является основным критерием оценки сейсмического воздействия взрывов в массиве горных пород. В отличие от амплитуды и ускорения, она меньше зависит от условий распространения волн [88], но при этом прямо пропорциональна разрушениям,

определяет энергию сейсмических волн и позволяет более точно учитывать технологию взрывных работ.

В настоящее время в международной практике использования сейсмических методов для количественной оценки СЭВ в основном используется модель зависимости скорости колебаний, которая устанавливается в среде в результате взрыва взрывчатого вещества, в зависимости от расстояния до места взрыва и массы используемого ВВ [240, 247].

В России широко используется метод расчета скорости колебаний массива, разработанный академиком М.А. Садовским [12, 240]:

$$V = \frac{K\Delta}{\alpha\beta} \times \left(\frac{\sqrt[3]{Q_3}}{r} \right)^{\nu}, \quad (4.5)$$

где V – максимальная векторная скорость смещения (колебаний) грунта;

K – коэффициент, характеризующий удельный сейсмический эффект;

Δ – коэффициент, зависящий от плотности заряжания;

α – коэффициент, учитывающий снижение интенсивности сейсмических колебаний по мере углубления;

β – коэффициент, учитывающий степень экранизации сейсмических волн;

r – расстояние от места взрыва, м;

Q_3 – эквивалентная масса мгновенно взрывающегося заряда, с учетом «20-миллисекундного скользящего окна» [243], кг;

ν – показатель затухания скорости сейсмических волн с расстоянием, равный 1,5–2 (большее значение относится к дисперсным, меньшее – к скальным грунтам).

Из приведенной формулы следует, что V в большей степени зависит от Q_3 и степени экранизации взрывающегося горного массива от охраняемого объекта.

Распространение сейсмических волн, даже в однородном месторождении представляет собой сложную задачу. На него оказывает влияние уникальный и изменчивый набор горно-геологических и технологических параметров, что делает каждый случай особенным.

Диапазон допустимых скоростей смещения для различных сооружений достаточно широк и составляет от 0,2 мм/с до 50 мм/с и более, что обусловлено их конструктивными особенностями, текущим состоянием и функциональным назначением [70]. Скорости смещения, не превышающие 5 см/с, рассматриваются как относительно безопасные. При более высоких скоростях наблюдаются деструктивные процессы, такие как образование и раскрытие трещин, растрескивание и отслоение отделочных слоев.

При установлении безопасных уровней V необходимо анализировать частотный спектр колебаний, так как одинаковая амплитуда колебаний на разных частотах представляет различную степень риска. Для высотных зданий при частотах (ν) до 50 Гц характерно движение как единого целого. Если частота воздействия превышает 10 Гц, основную роль в деформации конструкции играют напряжения изгиба и растяжения. В диапазоне 5-10 Гц оба типа напряжений оказывают сравнимое влияние. Согласно ГОСТ [70], собственные частоты колебаний небольших зданий (до 12 м) обычно находятся в пределах 4-15 Гц, а для отдельных элементов, таких как стены и перекрытия, этот диапазон составляет 10-30 Гц и выше. В протяженных зданиях из-за разновременных колебаний отдельных частей возникают изгибающие усилия, приводящие к образованию трещин и разделению здания на блоки.

Специальные исследования, выполненные Горным бюро США [10], показали, что повреждения охраняемых объектов вследствие воздействия сейсмических волн обычно происходят при частотах колебаний в диапазоне от 10 до 20 Гц, и именно в указанном диапазоне частот скорости смещения являются максимальными.

Таким образом, при определении допустимой V необходимо учитывать ν или использовать разные значения скорости смещения в зависимости от диапазона частот.

Помимо допустимой скорости колебаний, для обеспечения безопасности зданий и сооружений важно учитывать предельную скорость, которую нельзя превышать.

Продолжительность воздействия вибрации, создаваемой источником, является ключевым параметром [70]. Кратковременные вибрационные импульсы, особенно если они возникают редко или нерегулярно, не приводят к значительному резонансному отклику здания, так как колебания успевают затухнуть между импульсами. Основные характеристики вибраций, воздействующих на здания, приведены в таблице 4.3.

При продолжительном воздействии вибрации на здание амплитуда колебаний в отдельных точках конструкции может значительно возрасти, достигая значений, в 2,5–10 раз превышающих амплитуду колебаний грунта в основании. Классификация вибрации основывается на длительности ее воздействия. Вибрация считается кратковременной, если ее продолжительность недостаточна для накопления значительных усталостных повреждений в материале конструкции или для возбуждения резонансных колебаний. В противном случае вибрация классифицируется как долговременная.

Таблица 4.3 – Типичные показатели вибраций зданий от взрывов

Источник возбуждения	Диапазон частот, Гц	Диапазон перемещений, мкм	Диапазон скоростей, мм/с	Диапазон ускорений
Взрывы	1-300	100-2500	0,2-500	м/с ²

Несмотря на то, что согласно ГОСТ Р 52892–2007 [70] взрывы относят к кратковременному процессу (таблица 4.3), при проектировании БВР фактору длительности производства массового взрыва следует уделять особое внимание, в том числе при планировании увеличения единичного объема взрыва и удельного межскважинного интервала времени. В указанном направлении целесообразно развитие исследований, особенно с учетом фактора точности срабатывания детонаторов современных систем инициирования.

4.2 Особенности короткозамедленного взрывания в контексте сейсмической безопасности

С повышением объемов подготовки горной массы к выемке взрывным способом в России и мире [214, 217, 287, 302] перманентно совершенствуются технологии БВР. Внедрение короткозамедленного взрывания (КЗВ) позволило существенно улучшить качество взрывных работ. Однако успешное применение КЗВ в значительной мере определяется надежностью детонаторов [135, 136]. При этом вопрос уменьшения диапазона времени отклонения срабатывания детонаторов остается открытым уже более полувека, включая влияние межскважинного интервала времени замедления (ИВЗ) на сейсмобезопасность.

Рекомендации как в пользу условно коротких (до 100 мс), так и в пользу условно больших (100 мс и более) интервалов замедлений приводятся в работах Кучерявого Ф.И., Барона В.Л., Покровского Г.И., Кутузова Б.Н., Мосинца В.Н. [10, 135, 136, 169, 203] и многих других исследователей. Под короткими подразумеваются ИВЗ, обеспечивающие взрывание скважинных зарядов в режиме интерференции отраженной волны от условно первого заряда и прямой волны от следующего за ним заряда, т.е. когда очередной заряд работает в режиме напряженности массива. При относительно больших ИВЗ последующие заряды взрываются в условиях максимально ослабленного поля напряжения и разупрочненного массива системами образованных микротрещин от ранее сдетонированных зарядов. При расчете ИВЗ необходимо учитывать горно-геологические особенности конкретного месторождения, а также параметры БВР, в том числе характеристики скважинных зарядов ВВ.

Фактор сейсмоопасности может представлять реальную проблему при разработке месторождений открытым и подземным способом [325]. Для решения данного вопроса в ИПКОН РАН выполнен комплекс исследований на базе компьютерного моделирования методом сглаженных частиц SPH (Smooth Particle Hydrodynamics) [165], положительно зарекомендовавшим себя при решении задач геотехнической механики. В ходе исследований [102] предложен метод взрывных

работ по нейтрализации деконцентрированными зарядами влияния аномалий состояния массива на горные выработки.

Вызывают интерес исследования [28, 185, 306], в которых, учитывая опыт замедленного взрывания на подземных горных работах, приводится обоснование актуальности относительно больших интервалов времени на открытых горных работах. Примеры успешного применения относительно больших ИВЗ имеют место и в других регионах РФ, в том числе на угольных разрезах Кузбасса (к примеру, УК «Кузбассразрезуголь») [112, 289]. Однако относительно низкий процент изготовления детонаторов неэлектрических систем инициирования (НСИ) с номинальным временем замедления 109 мс и более, не превышающий 10% от общего выпуска детонаторов НСИ для открытых горных работ (ОГР) в мире, в т.ч. РФ, подтверждает, что соответствующие номиналы замедлений пока не получили широкого распространения. При этом следует отметить, что, согласно требованиям ГОСТ Р 52892–2007, наиболее опасный диапазон амплитуды колебаний для зданий и сооружений находится в границах от 4 Гц до 15 Гц (это частоты, близкие к частотам их собственных колебаний). Это связано с тем, что такие частоты близки к собственным частотам колебаний конструкций, что может привести к резонансу. Гипотетически, подобный эффект может быть вызван применением интервалов замедления между взрывными скважинами в пределах 67–250 миллисекунд. К примеру, учитывая формулу частоты колебаний $\nu = 1/T$, при межскважинном замедлении 109 мс получаем $\nu = 1000/109 = 9,2$ Гц, а при $T = 250$ мс соответственно $\nu = 1000/250 = 4$ Гц. Что частично подтверждается работами [10, 104], где в результате выполненных экспериментальных исследований установлено, что качество дробления значительно улучшается при интервалах замедления $t = 1 \div 17$ мс.

Согласно п. 794 ФНП «ПБ при обращении с ВМ» [205], при взрывании групп зарядов с замедлением между взрывами в отдельно взрываемой группе менее 20 мс, каждую такую группу следует рассматривать как отдельный заряд с общей массой для группы при расчете сейсмобезопасных расстояний от взрыва. В этом случае проектное время взрыва блока делится на 20-мс интервалы, и затем

подсчитывается масса ВВ в каждом таком интервале. Максимальная масса ВВ в одном из интервалов, в соответствии с терминологией методики новационной фирмы «КУЗБАСС-НИИОГР», называется «максимальной массой ВВ в пределах любого скользящего 20-мс окна», где приведенное словосочетание «скользящее 20-мс окно» соответствует 20-мс интервалу, в пределах которого подсчитывается расчетная масса ВВ, причем это 20-мс окно (интервал) для получения максимальной массы ВВ может «скользить» по всему времени взрыва блока [243]. С учетом данного фактора произведен анализ отечественной и зарубежной литературы на предмет проведенных исследований по отклонению времени замедления детонаторов разных систем инициирования зарядов ВВ [11, 41, 119, 158, 176, 282], из которого выявлен диапазон отклонения замедления от номинала среди детонаторов: НСИ – 2-20%; электронных систем инициирования (ЭСИ) – 1-15%.

Известно, что в отдельных странах используется эффект «8-мс окна» [320, 323, 329], однако в данном исследовании автор придерживается отечественных норм и правил.

В работе [315] установлено, что неравномерное распределение массы ВВ по группам одновременно взрываемых зарядов приводит к появлению дополнительных низкочастотных составляющих в сейсмическом воздействии, усиливающих сейсмическую нагрузку на законтурный массив горных пород. На основании экспериментальных данных [315] установлено, что при одновременном взрыве двух и более блоков в породах средней крепости, расположенных на одном или соседних горизонтах на одном борту карьера, наряду с колебаниями породы, создаваемыми взрывами зарядов, возникают низкочастотные колебания, связанные с их взаимодействием, ухудшающие сейсмобезопасность взрывных работ.

Анализ данных с горных предприятий России и ближнего зарубежья выявил, что при короткозамедленном взрывании фактические интервалы замедления между взрывами зарядов или их групп отличаются от расчетных значений [50]. В случае, когда заданный интервал замедления оказывается меньше, чем разброс во времени срабатывания замедлителей, наблюдается увеличение сейсмического

воздействия массового взрыва. Это обусловлено тем, что происходит одновременное срабатывание большего числа зарядов, чем предусмотрено проектом, что приводит к усилению сейсмических волн.

С целью минимизации сейсмического проявления процессов КЗВ групп зарядов с использованием современных НСИ актуально развитие исследований в данном направлении.

Проблема обеспечения минимизации негативных геотехнологических рисков и явлений при открытой и комбинированной разработке твёрдых полезных ископаемых [27] продолжает находиться в поле повышенного внимания исследователей, в частности вопрос обеспечения сейсмобезопасности при выборе схем взрывания.

4.3 Инструментальные измерения времени отклонения срабатывания детонаторов от номинала

На разрезах ДФО проведены обширные исследования, подтверждающие эффективность увеличения интервалов межскважинных замедлений [29, 112, 185] в части уменьшения смещения горной массы при взрыве и устойчивости бортов карьера.

Учитывая изложенное выше и результаты проведения других обширных исследований, пока не выработано общепризнанной теории в контексте закономерного воздействия ИВЗ на сейсмобезопасность [44, 176], что подтверждает целесообразность дальнейших исследований в этой области.

Для уточнения фактического времени отклонения детонаторов НСИ и ЭСИ автором проведены инструментальные измерения с помощью средств измерения, внесённых в Госреестр: измерителя микросекундных интервалов времени (ИВИ-4 ТУ 26.51.43-001-32567346-2021) и быстродействующего модуля CARD-E14-440 (АЦП) на испытательных полигонах ВМ горных предприятий Дальнего Востока. Дублирующее средство измерения использовалось для чистоты эксперимента: поступающие с АЦП цифровые сигналы записывались посредством программного

обеспечения «LGraph2» с дальнейшей обработкой полученных значений цифровых сигналов в программе «PowerGraph». Методика соответствующих инструментальных измерений приведена в работе [11].

В настоящей работе не приводятся конкретные марки устройств СИ в целях исключения эффекта ангажированности.

В таблице 4.4 частично отражены результаты испытаний времени срабатывания детонаторов. Анализ полученных данных свидетельствует о том, что отклонения времени замедления детонаторов как внутри одной партии, так и между различными партиями, в ряде случаев превышают допустимые нормативные значения.

Таблица 4.4 – Результаты измерений детонаторов

Наименование устройств НСИ	Номинальное время замедления, мс	Температура воздуха, °С	Фактическое значение замедления детонаторов, мс						Кол-во измерений	Среднее значение	Среднее значение отклонения замедления от номинала	
			Измерение								мс	%
			№1	№2	№3	№4	№5	№6				
Отечественные средства инициирования												
С.* №1	500	23	536	532	538	–	–	–	3	535,3	35,3	7,1
		4	650	669	660	668	665	662	6	662,3	162,3	32,5
		12	644	653	649	657	647	656	6	651,0	151,0	30,2
С.* №2	1000	23	1003	1002	1020	–	–	–	3	1008,3	8,3	0,8
		4	1082	1039	1085	1143	1124	–	5	1094,6	94,6	9,5
		12	1020	1020	1010	1039	982	1002	6	1012,2	12,2	1,2
		-14	1026	1052	–	–	–	–	2	1039,0	39,0	3,9
			1040	1148	1162	–	–	–	3	1116,7	116,7	11,7
П.** №1, №2, №3	0	-19	0,089	0,089	0,087	0,094	0,091	0,087	6	0,1	0,1	9,0
	25	-19	25	24	22	22	24	24	6	23,5	1,5	6,0
	42	-19	44	45	43	44	45	46	6	44,5	2,5	6,0
Шпуровые	10000	-19	10836	10670	10959	10700	10705	10839	6	10784,8	784,8	7,8
СЭ***	750	3	742	744	–	–	–	–	2	743	7,0	0,9
Зарубежные средства инициирования												
С.* №1, №2, №3	5000	19	5127	5144	5354	5353	–	–	4	5245	244,5	4,9
	750	3	795	805	798	–	–	–	3	799	49,3	6,6
	500	3	512	518	514	–	–	–	3	515	14,7	2,9
П.**	200	19	203	196	203	203	199	–	5	201	0,9	0,4

* - Скважинные НСИ

** - Поверхностные НСИ

*** - Скважинные НСИ с электронным замедлением

По результатам проведённых инструментальных измерений зафиксирована зависимость среднеквадратичного отклонения срабатывания детонаторов НСИ от температуры окружающей среды (рисунок 4.5), при этом среднее значение отклонения времени замедления детонаторов как одной, так и разных партий, выходит за границы номинальных значений на 0,8-32,5%, что также подтверждается данными обзора литературных источников [319, 333, 335].

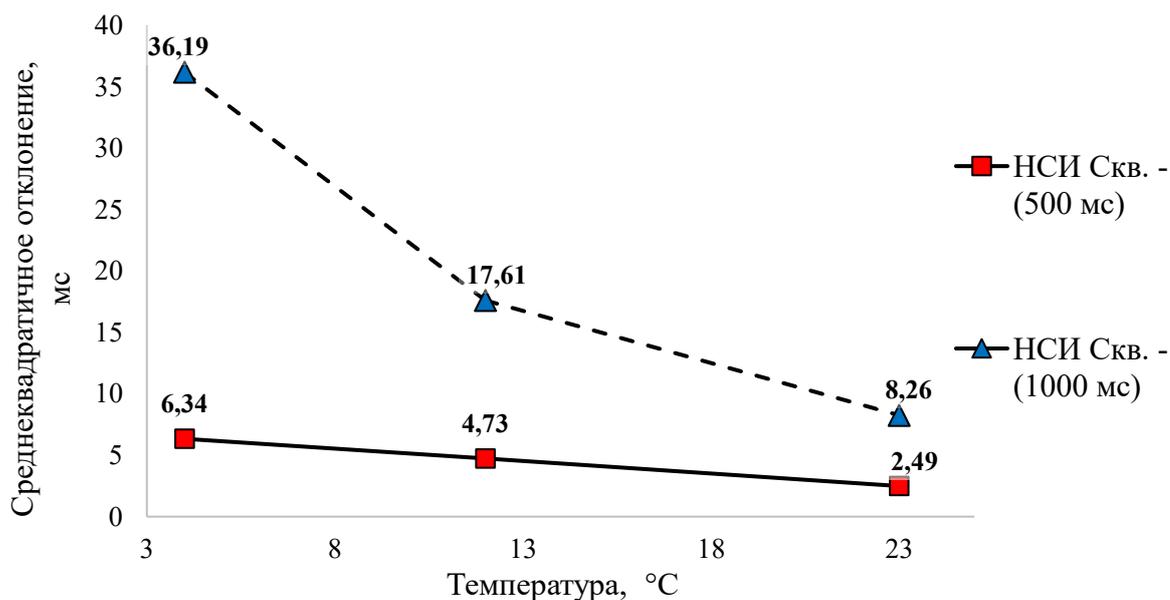


Рисунок 4.5 – Зависимость среднеквадратичного отклонения срабатывания детонаторов НСИ от температуры окружающей среды

Учитывая изложенное, а также опыт крупных отечественных и зарубежных карьеров, автором проведены исследования на угольных разрезах Дальневосточного региона в части влияния диагонального и суммарного межскважинного интервала замедления (СМИЗ) на сейсмобезопасность с учетом времени отклонения срабатывания детонаторов и эффекта «20 мс скользящего окна», посредством математического моделирования и натурных измерений времени срабатывания детонаторов НСИ [39, 75, 102, 165, 183].

В работе не учитывается удельный межскважинный интервал замедления (мс/м), так как в целях чистоты эксперимента, опытные взрывы производились с относительно одинаковыми параметрами (таблица 4.5). При этом исследовались 5

вариантов схем монтажа взрывной сети (таблица 4.6) с использованием стандартных (заводских) номиналов замедлений детонаторов НСИ одного производителя для поверхностной сети: 17 мс, 25 мс, 42 мс; 67 мс, 109 мс, 176 мс. Для внутрискважинной сети во всех случаях применялись детонаторы НСИ с внутрискважинным номинальным замедлением 500 мс.

Таблица 4.5 – Параметры БВР при проведении сейсмических измерений

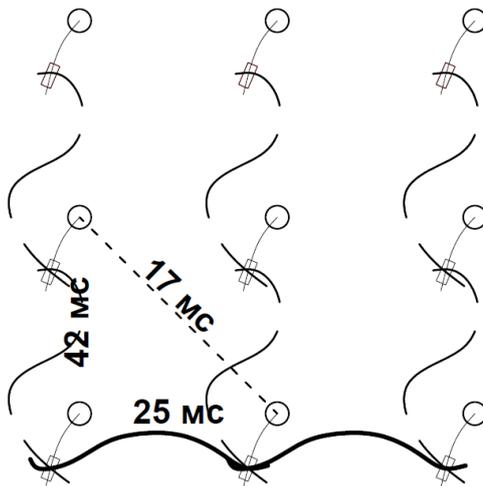
Параметры	Ед. изм.	Значение
Крепость породы по шкале проф. М.М. Протодяконова, среднее значение	–	5,2
Диаметр скважины	мм	215
Сетка скважин квадратная	м	6×6
Выход ГМ с 1 м	м ³	30
Производительность буровой установки DML-1200	м/сут	700
Наименование ВВ	–	НПГМ-70
Наименование ПД	–	ТГЭ-750
Схема монтажа взрывной сети, диагональная	–	–
СИ скважинные	мс	500
Высота уступа	м	10
Перебур	м	2
Удельный расход	кг/м ³	0,79
Объём взрывного блока	тыс. м ³	9,0
Расстояние от границы (со стороны противоположной стартовой скважине) взрывного блока до сейсмодатчиков	м	500-1500

Таблица 4.6 – Параметры схем монтажа взрывной сети, без учета времени отклонения срабатывания детонаторов

№ варианта схемы монтажа взрывной сети	Замедление между скважинами участковой сети - t_a , мс	Замедление между скважинами магистральной сети - t_b , мс	Диагональное замедление – t_c , мс	Суммарное замедление между скважинами участковой и магистральной сети (СМИЗ), мс
1	17	25	8	42
2	25	42	17	67
3	42	67	25	109
4	67	109	42	176
5	109	176	67	285

В настоящей работе под суммарным межскважинным интервалом времени при взрывании продольными или поперечными зарядами с междурядным (магистральной сети) и межскважинным (участковой сети) замедлением, равным сумме значений замедления по сетке скважин между смежными скважинами участковой сети (t_a) и между смежными скважинами магистральной сети (t_b), а под диагональным (t_c) соответственно понимается разность между значениями замедлений магистральной и участковой сетей (рисунок 4.6).

Варианты схем монтажа выбраны с учетом фактора постепенного увеличения ступеней замедления, как между скважинами магистральной и участковой сетей, так и диагонального межскважинного замедления.



Интервал времени при взрывании продольными или поперечными зарядами с междурядным (магистральной сети) и межскважинным (участковой сети) замедлением:

$t_a = 42$ мс – участковой сети;

$t_b = 25$ мс – магистральной сети;

$t_c = 17$ мс – диагональное.

СМИЗ = $25\text{мс} + 42\text{мс} = 67\text{мс}$.

Рисунок 4.6 – Схема, отражающая суммарный межскважинный интервал замедления (СМИЗ)

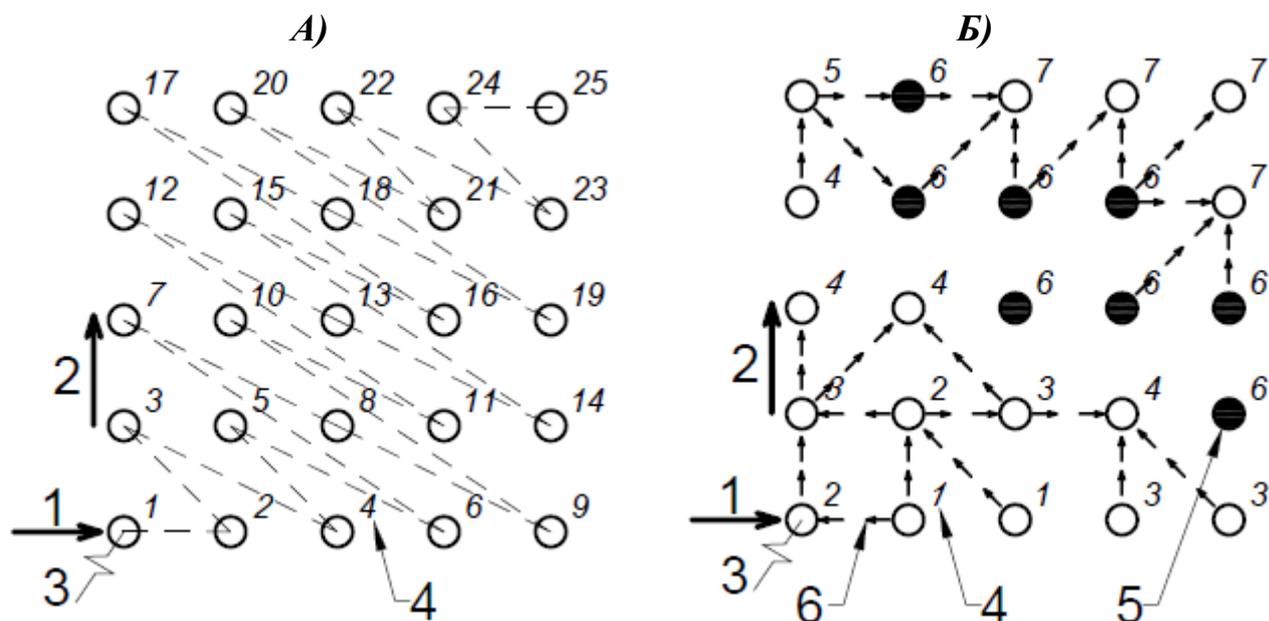
Между параметрами t_c и СМЗ автором не выявлена однозначная и обоснованная взаимосвязь. Теоретически, при значительном увеличении СМЗ диагональное замедление может не меняться, и наоборот, увеличение t_c может сопровождаться снижением значения суммарного интервала замедления. Поэтому в настоящей работе учитывается баланс между соответствующими интервалами замедлений посредством применения вариантов традиционных схем монтажа взрывной сети.

4.4 Математическое моделирование схем монтажа взрывной сети

На основании литературного обзора [176, 315] и инструментальных измерений фактического времени срабатывания детонаторов средств инициирования (СИ) составлено более трехсот вариантов схем монтажа взрывной сети с разными вариантами значений интервалов замедления между магистральными и участковыми рядами, а также диагональными и клиновыми схемами. Варианты возможных интервалов замедлений смоделированы посредством генератора случайных чисел, с учетом температурного фактора и эффекта «20-мс скользящего окна».

В качестве примера приводятся отдельные схемы последовательности взрывания зарядов без учета (рисунок 4.7 А) и с учетом отклонения времени срабатывания детонаторов НСИ (рисунок 4.7 Б), с иллюстрацией факторов влияния на относительную сейсмобезопасность (СБ):

- дифференцирование взрывания скважинных зарядов (групп скважинных зарядов);
- группа скважин с максимальным количеством одновременно взрывааемых зарядов в контексте эффекта «20-мс скользящего окна»;
- количество последовательно взрывааемых зарядов в группах зарядов.



Условные обозначения: 1 – участковые ряды (42 мс); 2 – магистральный ряд (67 мс);
 3 – стартовая скважина; 4 – дифференцирование взрывания скважин; 5 – группа одновременно взрывааемых скважин с учетом 20-мс скользящего окна с максимальным количеством зарядов;
 6 – последовательно взрывааемые заряды в группах.

Рисунок 4.7 – Схема последовательности взрывания зарядов без учета (А) и с учётом (Б) отклонения времени замедления детонаторов

В целях теоретического сравнительного анализа (без проведения инструментальных измерений) приведены варианты схем монтажа на рисунках 4.8–4.11 без учета и с учетом отклонения времени замедления детонаторов относительно больших (свыше 100 мс) и относительно малых (до 100 мс) интервалов межскважинных замедлений. Представленные схемы теоретически свидетельствуют о преимуществах относительно больших замедлений с точки зрения обеспечения сейсмобезопасности.

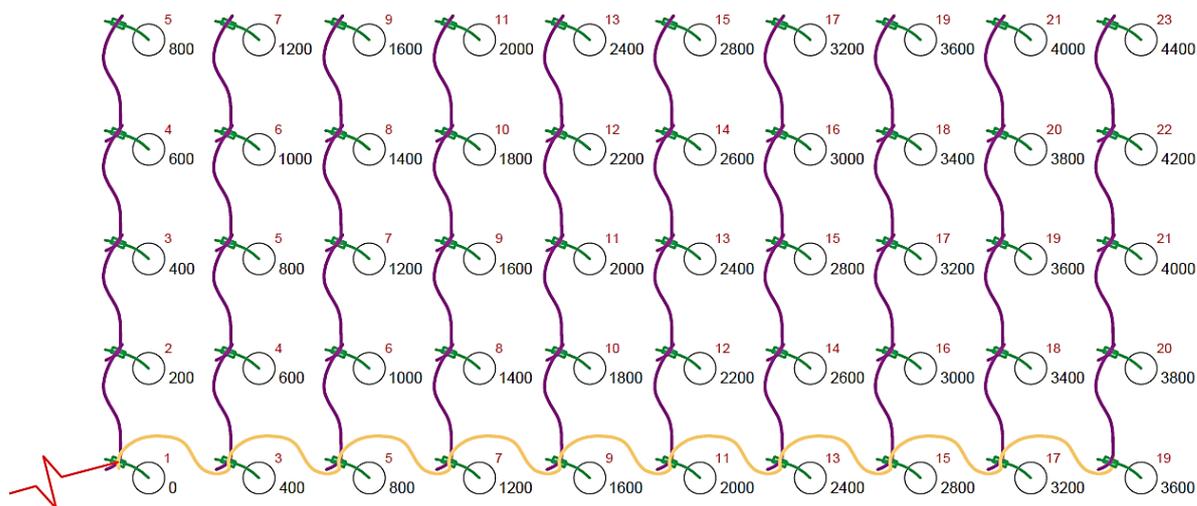
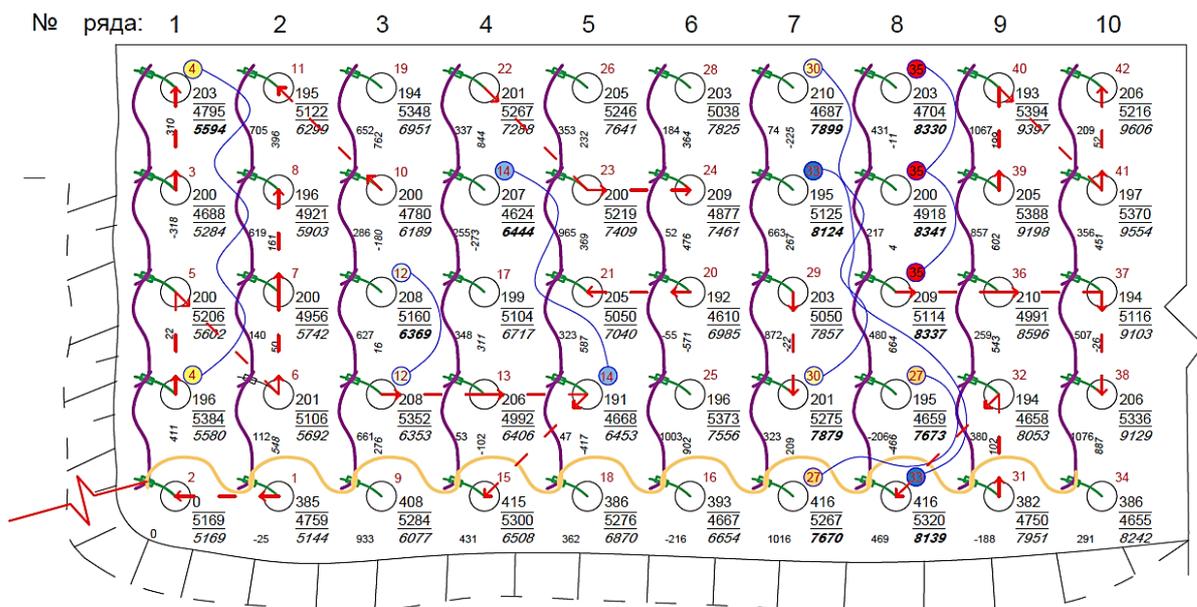


Рисунок 4.8 – Вариант А - схема монтажа взрывной сети (200мс×400мс) без учета отклонения времени замедлений детонаторов



Условные обозначения:
 НСИ - Скваж. - 5000 мс ; НСИ - Поверх. - 200 мс ; НСИ - Поверх. - 400 мс ; Старт

13	—	Очередность срабатывания скважин (групп скважинных зарядов)
435	—	Время замедления детонатора поверхностной сети, мс
5355	—	Время замедления детонатора скважинной сети, мс
6956	—	Время замедления скважинного заряда с учётом отклонения времени замедления детонаторов скважинной и поверхностной сетей, мс

215	—	Интервал замедления между рядами скважинных зарядов, мс
g	—	Интервал замедления между скважинными зарядами участковой сети, мс

- Группа с максимальным количеством скважинных зарядов (кружок с красной заливкой);
- Группы с последовательно взрывающимися зарядами

Рисунок 4.9 – Вариант А1 - схема монтажа взрывной сети (200мс×400мс) с учетом отклонения времени замедления детонаторов

Для количественной оценки относительной сейсмобезопасности разработаны критерии оценки монтажа взрывной сети (таблица 4.7), выраженные в баллах, численно равных процентному отношению значений факторов влияния на относительную сейсмобезопасность к общему количеству взрывааемых скважин на блоке.

Таблица 4.7 – Критерии оценки монтажа взрывной сети по относительной сейсмобезопасности, выраженные в условных баллах

Критерий	Описание критерия	Формула расчета баллов*	
К ₁	Дифференцирования срабатывания скважинных зарядов (групп зарядов)	Процентное отношение значения N _{со} (количества взрывааемых групп скважинных зарядов с учетом эффекта 20-мс скользящего окна и отклонения времени замедления детонаторов) к значению N _{общ} (соответствующему количеству скважинных зарядов (групп скважинных зарядов) без учета отклонения времени замедления, с учетом эффекта 20-мс скользящего).	$N_{K_1} = \frac{N_{со}}{N_{общ}} * 100$
К ₂	Массы одновременно взрывааемых зарядов	Процентное отношение значения от N _{общ} -N _{макс} (разницы между общим количеством скважин взрывного блока и максимальным количеством скважинных зарядов в группе) к значению N _{общ} .	$N_{K_2} = \frac{N_{общ} - N_{макс}}{N_{общ}} * 100$
К ₃	Последовательности взрывания скважинных зарядов	Процентное отношение значения N _{спз} (суммы последовательно взрывааемых скважинных зарядов всех групп) к значению N _{общ} .	$N_{K_3} = \frac{N_{спз}}{N_{общ}}$

* - N_{К₁}-N_{К₃} – количество баллов соответственно по критериям К1 - К3

Количество баллов по критерию относительной сейсмобезопасности - K_{отн} рассчитывается по формуле (4.6):

$$N_{K_{отн}} = N_{K_1} + N_{K_2} + N_{K_3} \quad (4.6)$$

где N_{К_{отн}} – количество баллов по критерию K_{отн}.

Пример расчета оценки схем монтажа взрывной сети на основании представленных формул приведен в таблице 4.8.

Таблица 4.8 – Пример расчета оценки схем монтажа взрывной сети по относительной сейсмобезопасности

Вариант схем монтажа	Схема замедления	t_c , мс	СМИЗ	Критерии оценки, в баллах			
				K_1 - Дифференцирование срабатывания скважинных зарядов	K_2 – Массы одновременно взрывающегося заряда	K_3 - Последовательности взрывания скважинных зарядов	$K_{отн}$ - относительный критерий сейсмобезопасности
1	17×25	8	42	16	27	71	114
2	25×42	17	67	25	58	89	171
3	42×67	25	109	38	66	90	194
4	67×109	42	176	53	83	93	229
5	109×176	67	285	66	85	93	244

Учитывая результаты таблицы 4.9, где 42 мс минимального СМИЗ эквивалентно 114 условным баллам, а 285 мс максимального СМИЗ – 244 баллам, получена зависимость: при приросте суммарного межскважинного интервала замедления на 60–63% и диагонального замедления на 59,5–112,5%, прирост показателя относительной СБ для наземных объектов, расположенных на расстоянии 500-1500 м от границ массового взрыва. составляет 7–50% (рисунок 4.12).

В таблице 4.9 приведен расчет прироста $K_{отн}$ при изменении параметров t_c и СМИЗ. Например, для варианта схемы №2 прирост $K_{отн}$ на 50% рассчитывается следующим образом: $(171-114)/114 \times 10$.

Эти расчеты теоретически подтверждают, что увеличение межскважинного интервала замедления является эффективным способом повышения сейсмобезопасности.

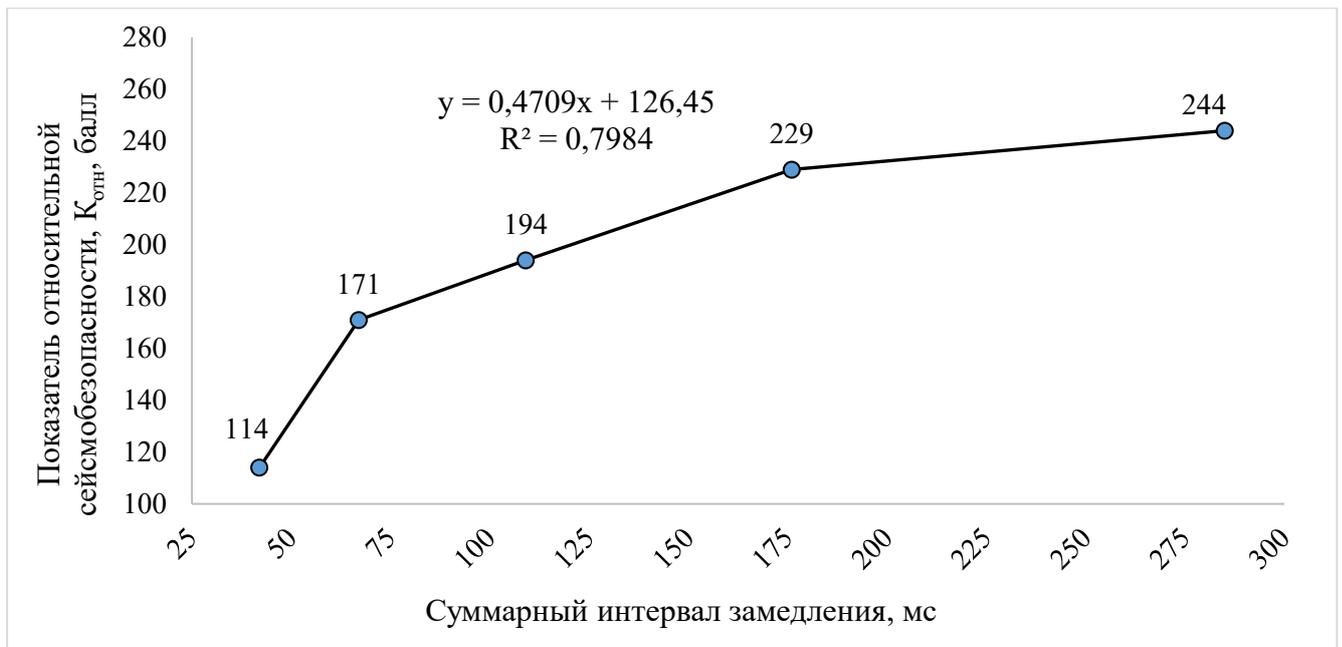
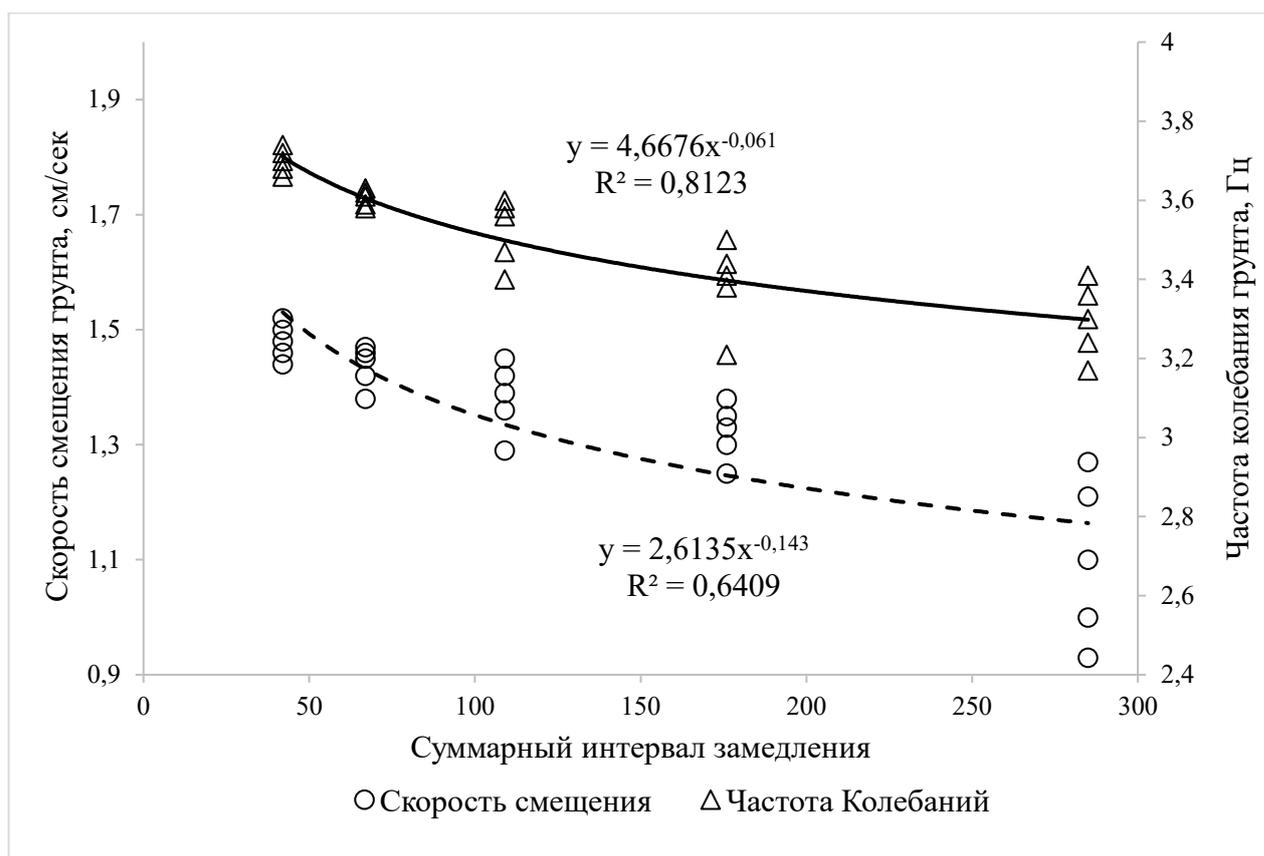


Рисунок 4.12 – Зависимость $K_{отн}$ от СМІЗ и диагонального замедления (t_c)

Таблица 4.9 – Расчет прироста $K_{отн}$, при изменении параметров t_c и СМІЗ

Вариант схем замедлений	t_a , мс	t_b , мс	t_c , мс	СМІЗ, мс	Прирост t_c , %	Прирост СМІЗ, %	$K_{отн}$, баллы	Прирост $K_{отн}$, баллы, %
1	17	25	8	42	–	–	114	–
2	25	42	17	67	112,50	60	171	50
3	42	67	25	109	47,06	63	194	13
4	67	109	42	176	68,00	61	229	18
5	109	176	67	285	59,52	62	244	7

В целях верификации данных, полученных посредством математического моделирования, проведены натурные измерения сейсмических колебаний от взрывов на разрезах АО «Ургалуголь». Результаты измерений, подтверждающие расчетные данные (таблица 4.9), отображены на графике (рисунок 4.13) с учетом параметров БВР (таблица 4.5).



линия тренда значений скорости смещения (- - -);

линия тренда значений частоты колебаний (—).

Рисунок 4.13 – Зависимость частоты колебаний и скорости смещения грунта от значения СМЗ

Зависимость, представленная на графике (рисунок 4.13), также свидетельствует о снижении сейсмичности при увеличении интервалов поверхностных замедлений. Этот практически важный результат целесообразно учитывать при обосновании параметров БВР, включая единичный объем взрывного блока, с обязательным проведением дополнительных измерений сейсмического воздействия взрыва в ближней зоне (50-150 м) от границ взрывного блока с изменением схем монтажа и интервалов замедлений. Целесообразность максимального приближения сейсмодатчиков к взрыву обусловлена получением более корректных данных с учетом фактора неоднородности массива горных пород.

4.5 Разработка методов рационализации объема взрывного блока с учетом влияния межскважинного интервала замедления на относительную сейсмобезопасность

На основании результатов приведенного исследования разработаны следующие методы:

1. Метод оценки сейсмобезопасности при выборе рационального межскважинного замедления (рисунок 4.14);
2. Метод рационализации объема массового взрыва с учетом влияния межскважинного интервала замедлений (Δt) на относительную сейсмобезопасность (рисунок 4.15).

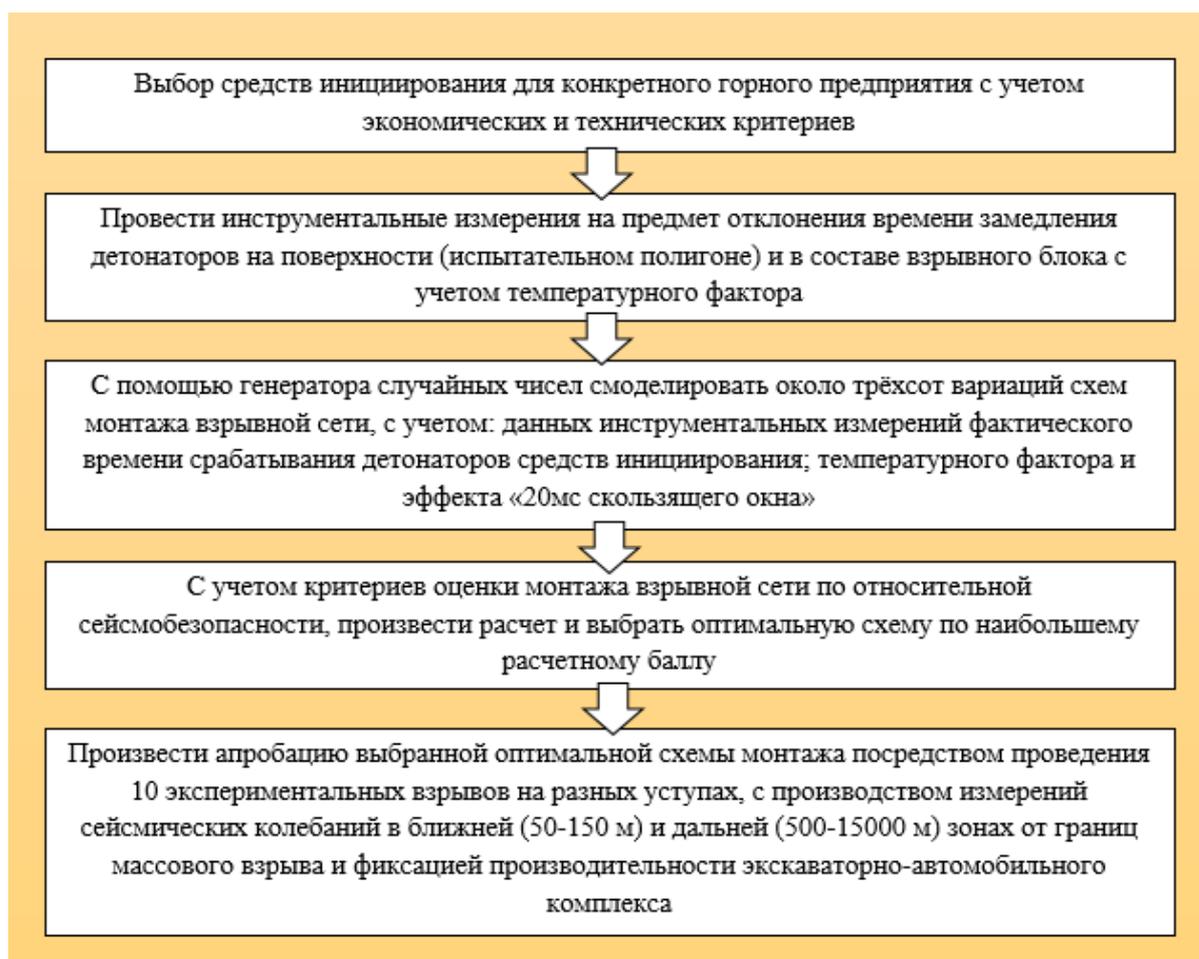


Рисунок 4.14 – Схема метода оценки сейсмобезопасности при выборе рационального межскважинного интервала замедления

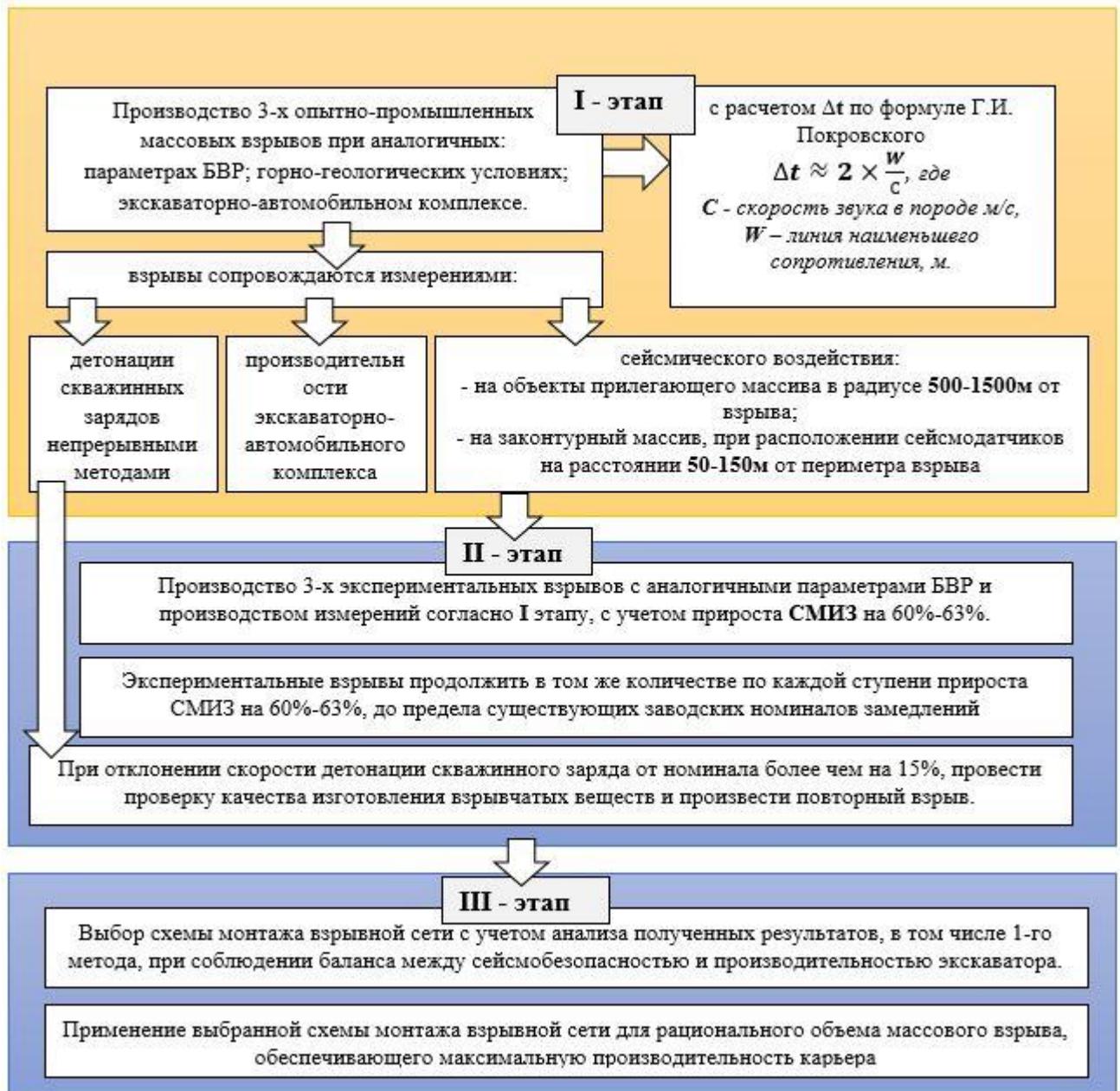


Рисунок 4.15 – Схема метода рационализации объема массового взрыва с оценкой влияния СМИЗ на $K_{отн}$

Первый из рассмотренных выше методов базируется на определении оптимальных интервалов межскважинных замедлений в контексте сейсмобезопасности, с учетом местных горно-геологических и технических условий. При этом учитываются возможные отклонения во времени замедления детонаторов, выявляемые посредством инструментальных измерений. Эффективность выбранных схем монтажа взрывной сети должна подтверждаться экспериментальными взрывами с фиксацией сейсмических колебаний и

последующим хронометражем производительности экскаватора, и учетом гранулометрического состава ВГМ.

Второй метод заключается в рационализации единичного объема взрывного блока, посредством анализа взаимосвязи прироста суммарного межскважинного интервала замедления и сейсмобезопасности в комплексе с фиксацией скорости детонации скважинного заряда ВВ, производительности экскаваторно-автомобильного комплекса и учета гранулометрического состава ВГМ.

При обосновании рационального единичного объема взрывного блока на открытых горных работах целесообразно использовать указанные методы, предусматривающие обязательное проведение дополнительных исследований сейсмического воздействия взрыва в ближней зоне (50–150 метров от границ взрывного блока) с изменением схем монтажа в зависимости от конкретных горно-геологических условий.

4.6 Выводы по главе 4

1. Выявлена взаимосвязь между повышением среднеквадратичного отклонения срабатывания детонаторов неэлектрических систем инициирования и снижением температуры окружающей среды, отражающая рост на 0,8–32,5% среднего фактического значения отклонения времени замедления относительно номинала при снижении температуры и имеющая существенное значение для проектирования взрывных сетей и оценки сейсмобезопасности.

2. Для обеспечения допустимого уровня безопасности и эффективности взрывного разрушения массива мерзлых горных пород определена необходимость увеличения суммарного интервала замедления на 60–63 %, при которой на 7–50 % увеличивается показатель относительной сейсмобезопасности для объектов, находящихся на расстоянии 500–1500 м от взрыва, при взрывании продольными или поперечными зарядами с междурядным и межскважинным замедлением.

3. Разработан метод оценки сейсмобезопасности, основанный на определении оптимальных интервалов межскважинных замедлений с учетом

возможных отклонений во времени замедления детонаторов, выявляемых посредством инструментальных измерений. Выбранные схемы монтажа взрывной сети, в целях подтверждения их эффективности для конкретных горно-геологических и технических условий, проходят апробацию посредством экспериментальных взрывов с фиксацией сейсмической активности, гранулометрического состава взорванной горной массы и хронометражем производительности экскаватора.

4. Разработан метод рационализации объема массового взрыва, базирующийся на анализе взаимосвязи прироста суммарного интервала времени и сейсмобезопасности в комплексе с фиксацией скорости детонации скважинного заряда ВВ, гранулометрического состава взорванной горной массы и производительности экскаваторно-автомобильного комплекса.

5 ИССЛЕДОВАНИЕ ВОПРОСОВ ОПТИМИЗАЦИИ БЕЗОПАСНЫХ РАССТОЯНИЙ ПО РАЗЛЕТУ ОСКОЛКОВ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ ДЛЯ МЕХАНИЗМОВ В ЗОНЕ МЕРЗЛЫХ ПОРОД

В настоящей главе исследуются вопросы влияния параметров БВР на дальность разлета осколков ВГМ, а также приводится обоснование применения отдельных укрытий на взрывных блоках и адаптации нормативной формулы для расчета безопасных расстояний по разлету фрагментов ВГМ ($r_{\text{разл}}$) в отношении механизмов.

В 3-й главе приведено обоснование снижения безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ при взрывании верхних зарядов сектора II относительно инициирования сплошных зарядов сектора I (рисунок 3.28), согласно расчетам по нормативной формуле (1.8). Однако это противоречит расчету по формуле (5.1) «приведенной глубины залегания» ($SDOB$, м/кг^{1/3}), где расчетное значение $SDOB$ в два раза ниже при взрывании зарядов сектора II, что означает увеличение $r_{\text{разл}}$ при взрывании зарядов сектора II относительно зарядов сектора I.

$$SDOB = \frac{l_3 + 0,0005 \times \eta_3 \times d}{0,00923 \times (\eta_3 \times d^3 \times \Delta)^{0,333}} \quad (5.1)$$

Понятие приведённой глубины залегания заряда описано в работе П.А. Самусева и в справочнике по ВР Международной ассоциации инженеров-взрывотехников (ISEE), из которой следует, когда глубина залегания заряда уменьшается, увеличиваются скорость, диапазон и вероятность разлета фрагментов породы.

Натурные измерения максимальной дальности разлета отдельных осколков ВГМ по МГПП, проведенные автором с учетом вышеуказанного противоречия, подтвердили эффект $SDOB$. Согласно полученным данным (таблица 5.1), дальность разлета осколков ВГМ сектора II оказалась в среднем на 21% больше, чем сектора I.

Таблица 5.1 – Данные по разлету осколков ВГМ

№ эксперимента		1	2	3	4	5
Гразл, М	Сектор I	217	225	203	228	186
	Сектор II	275	292	257	288	234

Учитывая обозначенную проблему, проведение исследования по вышеуказанным вопросам, касающимся оптимизации безопасных расстояний при разлёте фрагментов ВГМ с целью повышения эффективности и безопасности методов стабилизации параметров скважинных зарядов в пределах зоны мерзлых пород, является весьма актуальным, особенно при взрывной подготовке к выемке мерзлых гравийно-галечниковых пород.

5.1 Обзор исследований относительно фактора разлета кусков взорванной горной массы

5.1.1 Актуальность вопроса расчета безопасного расстояния для механизмов

За триста лет использования энергии взрывчатых веществ для разрушения горных пород ученые и специалисты-взрывотехники уделяли основное внимание изучению и применению закономерностей взаимодействия параметров взрыва с дроблением массива горных пород. Целью этих исследований являлось повышение качества и эффективности взрывных работ.

Несмотря на то, что эффективность взрыва широко используется, его негативные последствия, связанные с воздействием ударной волны, сейсмических колебаний и летящих обломков разрушенных пород, недостаточно исследованы. Вопрос о траекториях и распределении раздробленных фрагментов массива горных пород в радиусе опасной зоны при производстве массового взрыва (МВ) с помощью метода скважинных зарядов также изучен весьма недостаточно. В научной литературе по горному делу наблюдается недостаток надёжных экспериментальных данных, что препятствует успешному теоретическому решению ряда задач в указанном направлении. Таким образом, в России и за

рубежом отсутствуют надежные методики для определения радиуса опасной зоны при взрыве скважинных зарядов, включая и «Правила обращения с взрывчатыми веществами» (ФНП-ПОВМ) [205]. Самое существенное заключается в отсутствии возможности и гарантии 100-процентного соблюдения фактических параметров БВР относительно проектных, когда достаточно перезаряда всего лишь одной скважины, чтобы превысить безопасное расстояние разлета осколков взорванной горной массы, принятое проектом на МВ. В исследовании [242] утверждается, что использование технологий, направленных на снижение разлета осколков при взрывах, не является достаточным основанием для пересмотра минимальных радиусов опасных зон, установленных Федеральными нормами и правилами в области промышленной безопасности. Кроме того, подчеркивается, что действующие методики расчета дальности разлета не предъявляют специальных требований к квалификации специалистов, отвечающих за проектирование и проведение взрывных работ.

Недостаток точных и проверенных методов для безопасного расстояния по разлету осколков горной массы ($r_{\text{разл}}$) приводит к травмам и гибели людей. Статистика Ростехнадзора за период с 2011 по 2025 годы свидетельствует о многочисленных серьезных несчастных случаях [222–235], вызванных именно этим фактором. В связи с чем при проектировании массовых взрывов расчетное значение $r_{\text{разл}}$, как правило, значительно увеличивают (в два раза и более), учитывая специфические местные условия.

В настоящей работе рассматривается вопрос снижения $r_{\text{разл}}$ исключительно для техники и оборудования на ОГР, в том числе на угольных разрезах, с условным обозначением данного параметра – $R_{\text{оз.оборуд.}}$

Актуальность проблемы управления $R_{\text{оз.оборуд.}}$ обусловлена увеличивающимися объемами добычи полезных ископаемых при соответствующих объемах взрывной подготовки горной массы к выемке [27, 53, 252], включая один из важных факторов, такой как среднегодовое количество МВ [55, 192].

Решение вопроса снижения $R_{оз.оборуд}$ имеет очень важное значение с прикладной точки зрения. По наблюдениям автора, данный вопрос является весьма актуальным и спорным на горных предприятиях. Из-за возможных рисков в отсутствие готового решения никто не желает возлагать на себя ответственность за оптимизацию $R_{оз.оборуд}$: ни исполнитель, связанный непосредственно с производством МВ, ни заказчик взрывов в лице руководства карьера (разреза), несмотря на отсутствие запрета ФНП-ПОВМ на возможность осуществления локального расчета, введения эмпирических коэффициентов в нормативную формулу расчета $r_{разл}$ и принятия $R_{оз.оборуд}$ относительно местных горно-геологических и технических условий (ГГиТУ). Что в конечном итоге отражается на увеличении себестоимости добычи угля или другого полезного ископаемого посредством негативного влияния факторов увеличения частоты производства МВ из-за неиспользования потенциальной возможности снижения значения $R_{оз.оборуд}$. Указанная проблема особенно актуальна для крупных горно-добывающих предприятий (ГДП), где преимущественно применяется горная техника и оборудование (ГТО) на электроприводе.

Для решения проблемы оптимизации $R_{оз.оборуд}$ руководство ГДП, как правило, привлекает стороннюю специализированную (научную) организацию. При этом за возможные последствия, связанные с отдельным прилетом непосредственно осколка породы по технике и оборудованию, несет именно администрация ГДП, так как исключить в длительном периоде фактор нарушения какого-либо из параметров БВР в настоящее время не представляется возможным. Соответствующие условия в обязательном порядке закрепляются локальным актом, подписанным заинтересованными сторонами. Многолетняя практика сотрудничества ИГД ДВО РАН с ГДП Дальнего Востока, а также продолжительная (более 20 лет) работа автора в этом направлении на ОГР подтверждает эффективность указанного выше подхода к решению столь актуальной проблемы. Следует подчеркнуть, что факты прилета осколков и негативного воздействия ударно-воздушной волны по ГТО за все время наблюдений автором не были критичными и не являлись причиной вынужденного простоя процесса горных

работ. Ключевое значение при обосновании формулы расчета $R_{\text{оз.оборуд}}$ относительно местных ГГиТУ имеет баланс между значением $R_{\text{оз.оборуд}}$ и степенью возможных повреждений ГТО. В большинстве случаев руководство ГДП принимает предложенный формат решения, если специалисты предоставляют грамотное обоснование проблемы.

Исследование [80] показывает, что дальность разлета горной массы при взрыве (при одинаковой твердости пород) определяется параметрами выброса, зависящими от параметров скважинного заряда и схемы взрывания. В данной работе основное внимание отводится влиянию расположения ВВ по колонке заряда на процесс взрыва. Известно, что при расположении заряда вблизи устья скважины (2-3 метра) происходит нежелательный выброс породы из верхней части скважины, предшествующий основному рыхлению. Этот выброс негативно сказывается на эффективности взрыва и приводит к увеличению разброса обломков.

Для минимизации этого эффекта рекомендуется заглублять заряды не менее чем на 6 метров от устья. Я.М. Пучков в своих исследованиях [212, 213] подчеркивает, что при анализе параметров взрыва, приводящего к масштабному разрушению горных пород, ключевыми факторами, определяющими дальность разлета осколков, являются:

- масса ВВ в скважине;
- схема расположения скважин;
- длина участка скважины, не содержащего ВВ.

В работе [61] авторы отмечают, что расстояние, на которое разлетаются фрагменты разрушенного материала при взрыве, зависит от множества факторов. Среди наиболее значимых выделяются: конфигурация размещения ВВ в массиве (включая длину и диаметр скважины (шпура), тип заряда и т. д.), масса ВВ, физико-механические характеристики ВВ (прочность, наличие трещин и др.) и рельеф местности.

В работе Э.И. Ефремова [83] показано, что из-за изменения траектории взрыва по высоте уступа энергия взрыва распределяется неравномерно по объему выбрасываемой породы. В верхней части уступа преобладают растягивающие

напряжения, а в нижней – силы трения и сдвига, которые значительно превышают прочность породы на растяжение.

Согласно данным, представленным в [189], определяющими факторами максимального разлета породы при взрыве являются: размер и форма обломков, а также угол и скорость их выброса.

В соответствии с ФНП-ПОВМ [205] детально регламентированы факторы, влияющие на дальность разброса горной массы при взрывных работах с использованием скважинных зарядов. К этим факторам относятся: длина забойки, диаметр скважины, шаг сетки скважин, масса ВВ в скважине, крепость пород. Согласно исследованию [4], дальность разлета ВГМ зависит от множества факторов, включая глубину формирования заряда, параметры ВВ, соблюдение проектных требований, характеристики горного массива, рельеф местности и погодные условия.

В исследовании [189] установлено, что дальность разброса обломков горной породы при взрыве напрямую зависит от удельной энергии ВВ. Эта дальность определяется балансом между энергией взрыва и энергией, необходимой для деформации и разрушения горной породы.

В работе [1] показано, что эффективность и безопасность взрывной отбойки в значительной степени обусловлены условиями проведения БВР, которые, в свою очередь, зависят от множества горно-геологических и технологических факторов. Авторы подчеркивают, что на практике влияние этих факторов часто игнорируется, что приводит к неоптимальным результатам. Ключевым параметром является длина забойки: ее недостаточная величина может привести к преждевременному прорыву взрывных газов, что снижает качество дробления горной массы, увеличивает интенсивность воздушных ударных волн и повышает дальность разлета осколков. В исследовании [1] рекомендуется обеспечивать минимальную длину забойки, равную не менее 20 диаметрам заряда.

В работе [334] представлен всесторонний обзор исследований, опубликованных после 2010 года и посвященных прогнозированию расстояния разлета осколков породы после взрыва. Авторы проанализировали, как в каждой

работе оценивалась точность предложенных моделей: путем сопоставления расчетных значений с реальными данными, полученными при визуальном наблюдении за взрывами и определении координат падения кусков породы с использованием GPS.

В исследуемых моделях работы [334] для выявления ключевых факторов, влияющих на расстояние разлета фрагментов ВГМ, учитывались следующие параметры: ЛНС; параметры сетки скважин; скорость продольной волны; плотность горной породы; эффективная плотность ВВ в скважине; соотношение длины заряда к глубине скважины; максимальная масса заряда, взрываемая одновременно; удельный расход ВВ; соотношение длины забойки к расстоянию между рядами скважин; интервал межскважинного замедления; диаметр скважины; скорость детонации заряда взрывчатого вещества; длина забойки. В указанной работе [334] отмечается, что все рассмотренные модели разлета осколков породы имеют ограниченное применение из-за их специфичности для конкретных горно-геологических и технологических условий (ГГиТУ). Существующие эмпирические уравнения значительно различаются, вероятно, из-за разных входных параметров, отражающих местные особенности. Авторы подчеркивают отсутствие надежных методов измерения фактической дальности разлета кусков и рекомендуют проведение дальнейших исследований для более точной оценки влияния различных факторов на этот процесс и, следовательно, на связанные с ним риски.

В работе [272] делается вывод о том, что эмпирические формулы для расчета максимального разлета породных кусков, хотя и основаны на экспериментальных данных и адаптированы к конкретным горно-геологическим и технологическим условиям, не обеспечивают достаточной надежности. Причиной этого является значительная вариативность результатов, полученных по разным формулам, что указывает на неполный учет влияющих факторов.

В соответствии с требованиями ФНП-ПОВМ [205], безопасное расстояние $r_{\text{разл}}$ (м) от места взрыва скважинных зарядов, применяемых для дробления горной породы, рассчитывается по формуле (1.8).

Согласно анализу формулы (1.8), представленному в нормативном документе [205], длина забойки ($l_{\text{заб}}$) является доминирующим фактором, определяющим дальность разлета горной массы. Наблюдается обратная зависимость: при прочих равных условиях увеличение $l_{\text{заб}}$ приводит к снижению дальности разлета.

При определении $r_{\text{разл}}$, согласно прикладному программному обеспечению «O-Pitblast» [330], следует использовать соответствующие коэффициенты запаса ($K_{\text{запаса}}$), а именно: $K_{\text{запаса}} = 4$ – для людей и $K_{\text{запаса}} = 2$ – для оборудования.

В исследовании [61] отмечается, что расчетная дальность разлета породы может отличаться от фактической на $\pm 10\%$ и более. Неточность в расчете дальности разлета обусловлена как несовершенством применяемых математических моделей, так и погрешностями при определении фактических расстояний. Чтобы обеспечить безопасность зданий и оборудования, рекомендуется увеличить расчетную дальность разлета осколков на 10% при прогнозировании соответствующих опасных зон. Методика, описанная в [61], также предусматривает использование коэффициентов запаса для определения безопасных расстояний разлета, обеспечивающих защиту объектов. В соответствии с ФНП-ПОВМ [205], расчетное значение безопасной дистанции должно быть округлено в сторону увеличения до ближайшего значения, кратного 50 м.

Чтобы детально изучить, как каждый параметр влияет на дальность разлета горной породы, рассчитанную по формуле (1.8), был применен метод факторного эксперимента [311]. В эксперименте каждый параметр изменялся в пределах пяти различных значений. Результаты показали, что удвоение коэффициента η_3 (что эквивалентно уменьшению длины $l_{\text{заб}}$ в два раза) приводит к двукратному увеличению дальности разлета кусков породы. Похожим образом, удвоение расстояния между скважинами или крепости горной породы приводит к увеличению дальности разлета осколков в 1,41 раза.

Согласно данным исследования [301], применение забойки недостаточной длины при проведении взрывных работ влечет за собой существенные потери энергии взрыва. Это обусловлено неконтролируемым выбросом газообразных продуктов детонации через устье скважины. Как следствие, увеличивается

дальность разлета обломков горной массы, при этом максимальный радиус разлета характерен для фрагментов, траектория которых составляет угол 43-45° относительно горизонтальной плоскости.

Поскольку угол откоса борта карьера всегда меньше этого значения, он не может эффективно предотвратить попадание разлетающихся обломков в защитные зоны, расположенные как выше, так и ниже уровня взрыва.

Согласно положениям справочника [327], максимальный радиус разброса горной породы определяется четырьмя основными факторами: размер и форма фрагмента ВГМ; угол между горизонтом и направлением движения осколка породы в момент вылета; начальная скорость вылета фрагмента ВГМ. В этом же справочнике даётся уточнение относительно определения $l_{заб}$, а именно предлагается исключить из её измерения раздробленную горную массу от предыдущего (вышележащего) взрыва, расположенную в зоне устья скважины.

Скорость выброса осколков ВГМ зависит от множества факторов, среди которых особое значение имеют масса и размеры скважинного заряда ВВ, а также глубина его залегания. Для количественной оценки совокупного влияния этих факторов используется понятие «приведенная глубина залегания» [327], сокращенно $SDOB\eta_3$ ($м/кг^{1/3}$), рассчитываемая по формуле (5.1). Аналогичный принцип представлен в уточненной д.т.н. Рубцовым В.К. [237] формуле «Фролова-Борескова» [17, 293], только для расчета рассредоточенных зарядов выброса:

$$Q = qf(n) \times ЛНС^3 = q \times \frac{\left(\frac{1+n^2}{2}\right)^{5/2}}{n} \times ЛНС^3, \quad (5.2)$$

где Q – масса заряда;

$f(n)$ – функция показателя действия взрыва;

q – расчетный удельный расход ВВ;

ЛНС – линия наименьшего сопротивления.

Использование эмпирических формул, предложенных рядом авторов [189, 213, 327, 330], для определения максимального радиуса разлета горной массы

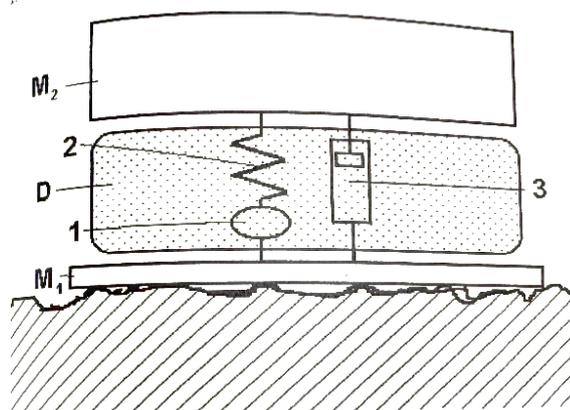
приводит к существенным расхождениям в оценке размеров опасной зоны. Это указывает на наличие незафиксированных факторов, специфичных для каждого предприятия и представляющих собой существенный риск, который может привести к неточным выводам и принятию ошибочных решений. Очевидно, что адаптация этих формул путем корректировки эмпирических коэффициентов с учетом особенностей конкретного предприятия позволит получить более точные значения радиуса опасной зоны.

5.1.2 Изучение опыта использования защитных укрытий от разлета осколков в процессе проведения буровзрывных работ

Применение скважинных зарядов рыхления под защитным укрытием полностью предотвращает разбрасывание осколков горных пород [137]. Это позволяет оставлять технику как на месте работ, так и за пределами зоны риска, радиус которой существенно уменьшается, что обеспечивает безопасность при выводе персонала.

При проведении взрывных работ в ограниченном пространстве, а также там, где в зоне поражения находятся здания, сооружения, линии электропередачи и связи, инженерные сети, дороги и иные объекты, требующие защиты, используются защитные укрытия различных типов [199, 310].

В разработанной технологии взрывания горных пород под укрытием [307] разрушаемый участок массива горных пород по верхней части уступа укрывается горизонтальным щитом, а со стороны откоса уступа – вертикальным. Демпфирующий щит схематично представлен на рисунке 5.1.



M2 – массивный элемент; M1 – воспринимающий элемент; D – демпфирующий элемент;
1 – пластичный элемент; 2 – упругий элемент; 3 – элемент трения.

Рисунок 5.1 – Схема устройства демпфирующего щита [307]

Суть указанной технологии [307] заключается в том, что за счет ограничения перемещения ВГМ демпфирующим щитом разрушенная горная порода первого слоя остается на месте взрыва, а взрывание последующих слоев происходит в условиях режима разрушения в зажатой среде, а именно в условиях их пригрузки раздробленной горной массой, которая также обладает демпфирующими свойствами.

При отсутствии сдвиговой упругости свойства горной породы характеризуются объемным модулем K и скоростью распространения продольных волн C_p , связанных между собой соотношением:

$$K = -V \times \frac{\partial P}{\partial P} = \rho \times C_p^2, \quad (5.3)$$

где P – первый вариант тензора давления (принимается положительным при сжатии);

V – удельный объем;

ρ – плотность горных пород массива.

При этом снижение амплитуды взрывного воздействия в горном массиве обусловлено несколькими факторами: увеличением площади воздействия,

расходом энергии на образование трещин, преодолением сил трения и возникновением пластических деформаций.

Н.Н. Казаков предложил методику определения зон возможного разрушения горных пород, которая основана на разделении зоны слабой волны напряжений на отдельные объемы. Для каждого объема, используя диаграмму деформаций, которая описывает зависимость между напряжением и деформацией согласно закону Гука с учетом различных модулей упругости, рассчитывается поглощаемая энергия при сжатии, сдвиге и растяжении [103]. Полученное распределение поглощенной энергии в зоне слабой волны, в совокупности с распределением напряжений, позволяет определить локализацию и габариты зоны трещинообразования и дробления горных пород.

М.Г. Менжулин в работе [154] придерживается схожей концепции, постулируя, что под воздействием нагрузки и разгрузки на частицы среды зависимости напряжения от деформации не эквивалентны. В фазе нагружения среда демонстрирует линейно-упругое поведение, а в фазе разгрузки – поведение типа Ми-Грюнайзена. Разница между этими режимами определяет величину энергии диссипации в ближней зоне и её пространственный масштаб. Однако для расчетов этот путь достаточно сложен. В связи с этим для упрощения вычислений широко используется механизм поглощения псевдовязкого типа. При этом точность моделирования, подтвержденная в соответствии с экспериментальными данными коэффициента затухания взрывных волн по М.А. Садовскому [241], достигается подбором оптимального значения коэффициента псевдовязкости.

В работе [138, 139] доктора технических наук Лещинского А.В. предложена инновационная технологическая схема (рисунок 5.2) непрерывной добычи полезных ископаемых в глубоких карьерах. Данная схема позволяет исключить подготовительные и восстановительные работы за счёт применения специализированных укрытий для ограничения зоны негативного воздействия взрыва от разлета кусков породы. Суть технологии заключается в том, что взрывное разрушение горных пород без разброса осколков осуществляется под трансформируемым газопроницаемым укрытием, выполненным в виде мата из

сцепленных эластичных элементов – автомобильных шин (рисунок 5.2, поз. 11) в единое укрытие посредством цепей, канатов, проволоки–катанки и т.п. Однако в данной работе не учитывается фактор ограничения количества зарядов в зависимости от общего времени замедления зарядов по взрывному блоку под укрытием, при том, что суммарное время межскважинного замедления зарядов под неразрывным (сплошные или соединенные цепями и т.п.) укрытием не должно превышать 200 мс, согласно ФНП-ПОВМ [205].

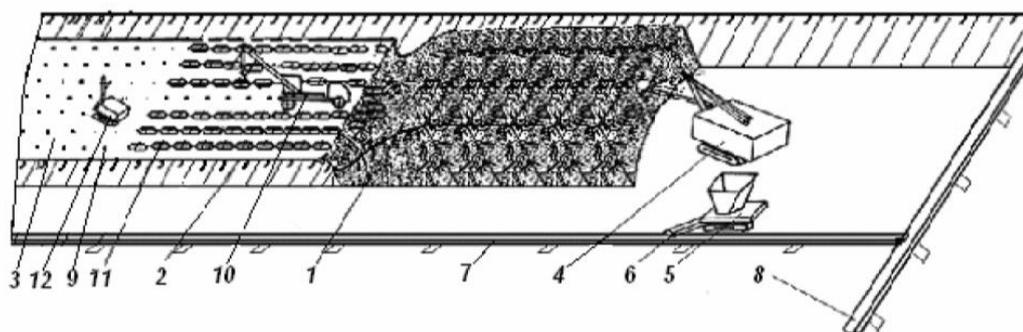


Рисунок 5.2 – Технологическая схема выемки горных пород в глубоких карьерах, предложенная д.т.н. Лещинским А.В. [139]

Согласно методу, описанному в источнике [61], при проектировании взрывных работ безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ можно контролировать, меняя величину $l_{заб}$. Чтобы при этом расход ВВ оставался прежним, необходимо скорректировать схему расположения зарядов. В случае, если предпринятые меры не позволяют полностью устранить опасность разлета осколков для близлежащих объектов, необходимо прибегнуть к использованию защитных сооружений. Классификация и характеристики таких сооружений представлены в таблице 5.2. Цель применения этих сооружений – либо ограничить радиус зоны поражения, либо полностью исключить возможность разлета осколков горных пород и фрагментов разрушенных конструкций.

Таблица 5.2 – Классификация взрывозащитных укрытий и их целевое применение [242]

Тип укрытия	Область применения
Укрытия сплошные газонепроницаемые	
Металлические листы, щиты	Для укрытия горизонтальных, вертикальных и наклонных поверхностей при большом объеме работ.
Щиты из бревен и досок	То же, при небольшом объеме работ.
Укрытия коробчатого типа («колпаки», арки, «домики»)	При разовом взрывании небольших объемов и выполнении большого объема работ.
Укрытия из нетканого материала	При взрывании шпуровых зарядов в труднодоступных местах.
Мешки с песком	При малых объемах работ в труднодоступных местах.
Насыпной грунт	
Укрытия газопроницаемые	
Металлические (панцирные) сетки, сетки «Рабица», различные решетки	При малой мощности взрываемого слоя, при нелимитировании по действию УВВ.
Сетки из синтетических материалов	При малой мощности взрываемого слоя большой площади.
Коробчатые сетчатые укрытия	При разовом взрывании небольших объемов.
Арочные (перфорированные) укрытия	При большом объеме работ.

В Кузбассе протестированы укрытия из нетканых материалов на угольных разрезах, предназначенные для защиты от разлетающихся осколков при взрывных работах. Однако, согласно исследованию [242], их эффективность ставится под сомнение: недостаточная высота забойки приводит к низкой эффективности укрытий. Напротив, при достижении достаточной высоты забойки риск разлета осколков становится незначительным, что делает использование укрытий излишним.

Согласно исследованию [61], применение укрытий из нетканого материала целесообразно исключительно в ситуациях, когда ВР проводятся в труднодоступных зонах.

Ограничение, установленное ФНП-ПОВМ [205], касающееся синхронности взрыва зарядов под защитными устройствами (не более 200 мс общего времени замедления), создает существенные трудности. Фактически, оно делает невозможным эффективное использование защитных укрытий при взрывных

работах на большинстве карьеров, поскольку стандартные схемы взрывания блоков не соответствуют этому требованию.

Несмотря на явную возможность существенного уменьшения $r_{разл}$ при взрывах посредством применения укрытий (таблица 5.2), многие предприятия не используют данный метод по ряду следующих причин:

- увеличение сложности и стоимости подготовки взрывных блоков;
- отсутствие в проектной документации положений о такой технологии проведения взрывных работ;
- невозможность выполнения требований пункта 180 (Правил обращения с ВМ) [205], связанного с общим временем замедления зарядов по блоку.

Выявленные факторы, лимитирующие применимость рассматриваемого метода, обуславливают повышенную актуальность его дальнейшего исследования и разработки альтернативного подхода, направленного на минимизацию влияния указанных ограничений.

5.2 Анализ тенденции рационализации способов снижения безопасного расстояния по разлету фракций взорванной горной массы для механизмов при взрывании скважинных зарядов рыхления

С учетом интенсификации ведения открытых горных работ в России и за рубежом, вопрос обоснования снижения радиуса опасной зоны по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования при взрывании скважинных зарядов ($R_{оз.оборуд}$) на открытых горных работах приобретает особую актуальность. Данный вопрос непосредственно влияет на величину затрат, связанных с организацией мер безопасности при осуществлении массовых взрывов, а именно удалением техники и оборудования за пределы опасной зоны (ОП). Кроме того, косвенно влияет на размер единичного объема взрывного блока ($V_{е.в.б.}$), частоту массовых взрывов, а также вынужденные простои ведения горных работ, так как увеличение $R_{оз.оборуд}$ частично влечет за собой уменьшение оперативно разрабатываемой площади карьерного поля.

$R_{\text{оз.оборуд}}$ может быть сведено к минимуму двумя основными способами:

- изменением параметров БВР (конструкции заряда, межскважинного замедления);
- применением защитных конструкций сплошных газонепроницаемых и газопроницаемых укрытий мест взрыва (таблица 5.2).

Расстояния, безопасные для людей по разлету отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления, рассчитываются по методике «Федеральных норм и правил в области промышленной безопасности при производстве, хранении и применении ВМ промышленного назначения» (ФНП-ПОВМ) [205]. При этом в исследовании [213] отмечается, что расчеты, произведенные по указанной методике, могут показывать завышенные в 5 и более раз значения безопасных расстояний по разлету кусков относительно фактического разлета осколков, что подтверждается натурными наблюдениями, проводимыми автором на разрезах ДФО. Однако ФНП-ПОВМ является обязательным для исполнения документом, несоблюдение требований которого неизбежно влечёт за собой тяжкие последствия, вплоть до гибели людей и уголовной ответственности. Многолетние наблюдения автора свидетельствуют о том, что практическое соблюдение всех проектных параметров в реальных условиях эксплуатации практически недостижимо. При этом несоблюдение увеличения высоты колонки одного только скважинного заряда на взрывном блоке может повлиять на существенное изменение фактического безопасного расстояния по разлету кусков горной массы. В связи с чем, в целях безопасности, автором рекомендуется увеличивать в 1,5-2 раза $r_{\text{разл}}$ для людей, тем более что существенных затрат, кроме возможного дополнительного выставления постов охраны, на это не требуется. Данная мера подтверждена многолетним практическим опытом автора по организации массовых взрывов на угольных разрезах, а также статистикой несчастных случаев [222 - 234]. Поэтому, из соображений безопасности, в настоящем исследовании вопрос снижения безопасного расстояния по разлету осколков горной массы при взрывных работах относительно людей не рассматривается.

В процессе настоящего исследования многолетними наблюдениями установлено, что подавляющее большинство горно-добывающих предприятий Дальневосточного региона используют методику ФНП-ПОВМ для расчета безопасных расстояний по разлету кусков горной массы не только для людей, но и для техники и оборудования. При этом зачастую значения безопасных расстояний для механизмов принимаются в проектах аналогичными, как и для людей, что влечет за собой неоправданные издержки.

Указанные обстоятельства подтверждают актуальность рационализации безопасных расстояний по разлету кусков ВГМ именно для механизмов на ОГР, с учетом проведенных исследований в этом направлении учеными и инженерами, в том числе дальневосточными исследователями [29, 121, 304]. При этом в основании соответствующих исследований настоящей работы лежат принципы, заложенные в уточнённой д.т.н. Рубцовым формуле «Фролова-Борескова» [237] и понятии «приведенная глубина залегания заряда» из справочника ISEE (Международное общество инженеров-взрывотехников) по ВВ [327], когда с уменьшением глубины залегания заряда, как рассредоточенного, так и сплошного, происходит увеличение скорости и дальности разлета осколков ВГМ. Также в настоящей работе учитывается опыт использования укрытия поверхности взрываеваемого массива специальными конструкциями от разлета осколков ВГМ, в том числе разработанными и реализованными на практике [48, 49, 137, 308]. Принимается во внимание рекомендация Б.Н. Кутузова [131]: полученное расчетное значение $R_{\text{оз.оборуд}}$ принимать примерно в два раза меньшим, чем для людей.

В дополнение к вышеизложенному важно учитывать некоторые выводы, полученные в процессе исследования Я.М. Пучкова [213]:

1. Максимальный радиус разрушения при взрыве серии скважинных зарядов увеличивается с ростом массы заряда в скважине и уменьшается с ростом объема разрушаемой горной массы, расположенной над уровнем заряда ВВ.
2. Для скважинных зарядов с одинаковыми параметрами, взрывааемых в различных горных породах, максимальный радиус разрушения $r_{\text{разл}}$ прямо

пропорционален хрупкости породы и условному удельному расходу ВВ (M).
Данную зависимость можно выразить посредством уравнения:

$$\Gamma_{\text{разл.мах}} = \frac{100 \times CM}{\sigma_p} - 8 \times \sigma_p, \quad (5.4)$$

где σ_p – предел прочности породы на разрыв, МПа;

C – сцепление породы, МПа;

M – условный удельный расход ВВ, кг/м³, выражается отношением.

$$M = \frac{Q}{abh}, \quad (5.5)$$

где Q – масса скважинного заряда, кг;

a – расстояние между скважинами в ряду, м;

b – расстояние между рядами скважин, м;

h – высота неактивной части скважины, м.

Данное выражение характеризует расход ВВ, приходящийся на единицу объема разрушаемой горной породы в пределах неактивной части скважины по высоте. Ключевое отличие этого показателя (M , как его обозначает Пучков Я.М.) от удельного расхода ВВ заключается в том, что он относится не ко всему объему разрушенной горной массы, а только к части, находящейся в верхней, неактивной части скважины.

3. При взрыве наклонных зарядов в скважинах осколки летят дальше в сторону наклона скважины, чем в сторону откоса уступа, примерно в 1,5-1,8 раза.

4. При взрыве фрагменты ВГМ одного и того же объема могут разлетаться с разными скоростями. Однако для каждого размера осколка существует предельная скорость, которую он не может превысить. Эта максимальная скорость определяется параметрами взрыва. При этом чем больше

объем фрагмента, тем ниже его предельная скорость, причем эта зависимость выражается степенной функцией.

5. Зависимость между углом вылета и объемом фрагментов ВГМ такова, что увеличение угла приводит к снижению как начальной скорости, так и дальности полета осколков. Следовательно, фрагменты с одинаковым объемом могут иметь различную дальность разлета. Распределение объема фрагментов по мере удаления от точки взрыва описывается гиперболической функцией.

6. Плотность распределения обломков уменьшается с увеличением расстояния от эпицентра взрыва. В непосредственной близости от места взрыва оседает около 30% всех фрагментов. На периферии зоны разлета их доля составляет порядка 1% (среднее значение 0,4%). Оставшаяся часть обломков распределена относительно равномерно вдоль радиуса максимального разлета осколков горной массы.

7. В полете фрагменты ВГМ объемом $0,025 \text{ м}^3$ подвергаются существенному замедлению.

В приведенных исследованиях, включая те, что упоминаются в разделе 1.5, не учитывается эффект изменения межскважинных замедлений при расчете $r_{\text{разл}}$.

Анализ исследований свидетельствует о возможности оптимизации радиуса опасной зоны для карьерной техники и оборудования и указывает на необходимость в проведении дополнительных исследований в целях уточнения и упрощения практического применения существующих методик расчета безопасных расстояний по разлету осколков ВГМ для механизмов на ОГР, включая зону мерзлых горных пород, что позволит оптимизировать единичный объем взрывного блока в конкретных горно-геологических и технологических условиях объекта исследования.

5.3 Обоснование методики расчета безопасного расстояния по разлету отдельных осколков взорванной горной массы для механизмов на угольных разрезах Дальневосточного региона

Наблюдения и анализ БВР на горных предприятиях Дальнего Востока и Сибири свидетельствуют, что методика расчета безопасных расстояний по разлету кусков, предложенная ФНП-ПОВМ с формулой (1.8), является наиболее приемлемой для определения $r_{\text{разл}}$ в контексте защиты людей. Однако расчет (таблица 5.3) по указанной формуле (1.8) показывает, что при сохранении удельного расхода ВВ максимальный $r_{\text{разл}}$ увеличивается с увеличением глубины скважин, коэффициента заполнения скважины ВВ и длины забойки (при коэффициенте заполнения скважины забойкой, равном 1). Это противоречит эмпирическим наблюдениям автора, проведенным в течение настоящего исследования, когда, напротив, при увеличении глубины скважин и соответствующих изменений параметров БВР значения $r_{\text{разл}}$ уменьшаются.

С учетом изложенного, на разрезе «Правобережный» (Хабаровский край) проведены экспериментальные взрывы по определению максимального $r_{\text{разл}}$ в зависимости от изменения глубины взрывных скважин. Параметры взрывов были аналогичны тем, что указаны в таблице 5.3. При этом производилось 5 взрывов для каждой серии взрывных блоков в сходных горно-геологических условиях с одинаковыми параметрами, включая глубину скважины, объем горной массы и межскважинное замедление (67×109 мс). Серии, состоящие из 5 взрывных блоков, различались только глубиной скважин и параметрами скважинного заряда. Фиксация максимальной дальности разлета осколков ВГМ производилась маркшейдерами на ровной поверхности внутрикарьерных дорог и площадок. Для пяти взрывов каждой серии блоков рассчитывалось среднее значение максимального разлета кусков. Для чистоты эксперимента сетку скважин на блоках с относительно глубокими скважинами специально не увеличивали. Результаты экспериментов представлены на графиках (рисунок 5.3), из которых видно, что при

увеличении глубины взрывных скважин значение максимального $r_{\text{разл}}$ уменьшается почти в два раза относительно значений, рассчитанных по формуле ФНП-ПОВМ.

Таблица 5.3 – Параметры БВР при расчете $r_{\text{разл}}$ по нормативной формуле (разрез «Правобережный», Хабаровский край)

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм	Расчетные значения			
Расстояние безопасное по разлету отдельных кусков породы в сторону уклона косогора или местности, расположенной в 30 м, считая от верхней отметки взрывающего участка	$R_{\text{разл}}$	м	383,9	377,1	359,9	329,1
Расстояние безопасное для людей по разлету отдельных кусков породы	$r_{\text{разл}}$	м	192,0	188,5	180,0	164,5
Глубина скважины	L	м	15	12	8	5
Длина заряда	l_z	м	6,13	4,82	3,07	1,75
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l_n	м	8,87	7,18	4,93	3,25
Длина забойки	$l_{\text{заб}}$	м	8,87	7,18	4,93	3,25
Диаметр скважины, с учетом коэффициента разбухания - 1,04	d	м	0,208	0,208	0,208	0,208
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	5	5	5	5
Расстояние между рядами скважин	b	м	5	5	5	5
Коэффициент заполнения скважины ВВ (отношение длины заряда в скважине к глубине пробуренной скважины)	η_z	–	0,41	0,40	0,38	0,35
Коэффициент заполнения скважины забойкой (отношение длины забойки к длине свободной от заряда верхней части скважины)	$\eta_{\text{заб}}$	–	1	1	1	1
Коэффициент крепости породы	f	–	6,78	6,78	6,78	6,78
Предел прочности породы на одноосное сжатие (песчаники на глинистом цементе)	$\sigma_{\text{сж}}$	кгс/см ²	678	678	678	678
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,5	0,5	0,5	0,5
Линейная плотность ВВ, Гранулит М	Δ	кг/м ³	840	840	840	840
Длина перебура	$l_{\text{пер}}$	м	1	1	1	1
Объем ВГМ с одной скважины	V	м ³	350	275	175	100
Высота уступа	$H_{\text{уст}}$	м	14	11	7	4
Масса заряда в скважине	m	кг	175	137,5	87,5	50
Объем 1 м внутренней полости скважины	–	м ³	0,034	0,034	0,034	0,034
Вместимость ВВ в 1 м скважины	P	кг	28,53	28,53	28,53	28,53
Выход ВГМ с 1 м скважины	–	м ³	23,33	22,92	21,88	20,00

Продолжение таблицы 5.3

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм	Расчетные значения			
Коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности	K_p	–	2,0	2,0	2,0	2,0
Угол наклона косогора к горизонту	β	град	45	45	45	45
–	$\text{tg}\beta$	–	1,00	1,00	1,00	1,00

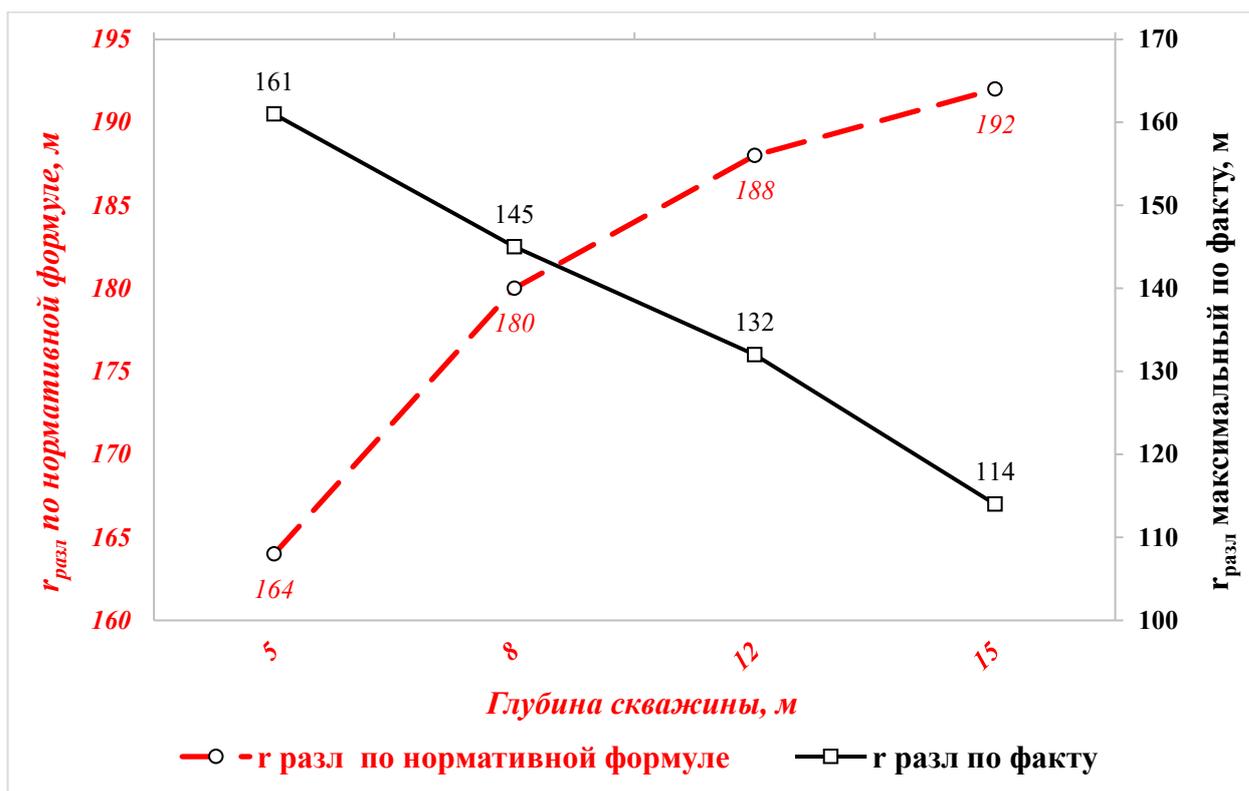


Рисунок 5.3 – Графики максимального расстояния разлета горной массы рассчитанного по нормативной формуле ФНП-ПОВМ и зафиксированного по факту экспериментальных взрывов на разрезе «Правобережный»

В целях уточнения зависимости максимального $r_{\text{разл}}$ от изменения интервала межскважинного замедления проведены экспериментальные взрывы на разрезе «Правобережный» с параметрами БВР, аналогичными тем, что указаны в таблице 5.3. При этом, относительно взрывных блоков с определенной глубиной скважин и объемом примерно 50 тыс. м³ каждый, проводилась серия взрывов, включающая по 3 экспериментальных взрыва для каждой из схем замедления, смонтированных посредством НСИ «Искра»: 25×42 мс; 42×67 мс; 67×109 мс; 109×176 мс. Для всех

схем взрывания применялось внутрискважинное замедление посредством НСИ «Искра-С-500». Результаты соответствующих экспериментальных взрывов отображены на графиках (рисунок 5.4), где каждой точке на графике соответствует среднее значение $r_{\text{разл}}$ от 3-х взрывов. Из графиков видно, что при увеличении глубины скважин и величины интервалов межскважинного замедления максимальное значение $r_{\text{разл}}$ уменьшается в среднем от 11 до 22% (таблица 5.4). Исследования [29, 121, 307] также свидетельствуют о влиянии увеличенных межскважинных замедлений на эффект снижения развала горной массы и разлета осколков ВГМ.

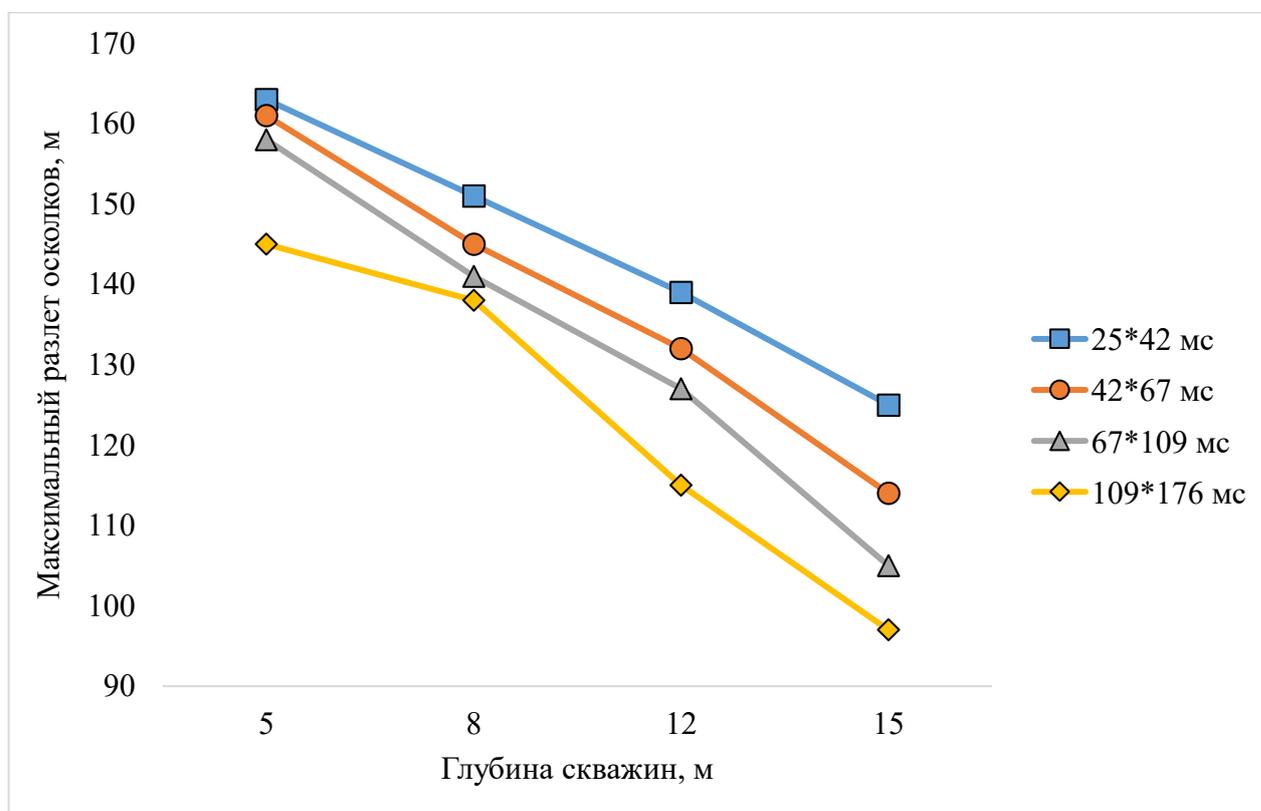


Рисунок 5.4 – Графики максимального радиуса разлета горной массы в зависимости от схемы монтажа взрывной сети (разрез Правобережный)

Таблица 5.4 – Уменьшение $r_{\text{разл}}$ в зависимости от схемы монтажа взрывной сети и $L_{\text{скв}}$ (разрез «Правобережный»)

Глубина скважин, м	Схема межскважинного замедления, при внутрискважинном 500 мс				Уменьшение $r_{\text{разл}}$, %
	25×42 мс	42×67 мс	67×109 мс	109×176 мс	
	Максимальный $r_{\text{разл}}$ по трем взрывам, м				
5	163	161	158	145	11,0
8	151	145	141	138	8,6
12	139	132	127	115	17,3
15	125	114	105	97	22,4

Для подтверждения результатов вышеуказанных экспериментальных взрывов аналогичные исследования были проведены в отличных от криолитозоны горно-геологических условиях, а именно на «Солнцевском угольном разрезе» (СУР), о. Сахалин. Расчетные параметры данных экспериментальных взрывов приведены в таблице 5.5. Экспериментальные взрывы проведены в примерно одинаковых горно-геологических условиях, в количестве 5 массовых взрывов на каждый взрывной блок с одинаковой глубиной скважин и межскважинным интервалом замедления – 67×109 мс.

Таблица 5.5 – Параметры БВР при расчете $r_{\text{разл}}$ по директивной формуле (разрез «Солнцевский», Сахалин)

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм	Расчетные значения				
			109,0	107,8	93,2	77,7	71,1
Безопасное расстояние по разлету отдельных кусков породы	$r_{\text{разл}}$	м	109,0	107,8	93,2	77,7	71,1
Глубина скважины	L	м	15	13	11	8	5
Длина заряда	l_z	м	6,49	5,56	3,89	2,25	1,29
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l_n	м	8,51	7,44	7,11	5,75	3,71
Длина забойки	$l_{\text{заб}}$	м	8,51	7,44	7,11	5,75	3,71
Диаметр скважины, с учетом коэффициента разбухания - 1,06	d	м	0,172	0,172	0,172	0,172	0,172
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	5,5	5	5

Продолжение таблицы 5.5

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм	Расчетные значения				
			6	6	5,5	5	5
Расстояние между рядами скважин	b	м	6	6	5,5	5	5
Коэффициент заполнения скважины ВВ	η_z	–	0,43	0,43	0,35	0,28	0,26
Коэффициент заполнения скважины забойкой	$\eta_{заб}$	–	1	1	1	1	1
Коэффициент крепости породы	f	–	2,84	2,84	2,84	2,84	2,84
Предел прочности породы на одноосное сжатие (сидеритовые аргиллиты)	$\sigma_{сж}$	кгс/см ²	284	284	284	284	284
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,25	0,25	0,25	0,25	0,25
Линейная плотность ВВ, Гранулит М	Δ	кг/м ³	840	840	840	840	840
Длина перебура	$l_{пер}$	м	1	1	1	1	1
Объем ВГМ с одной скважины	V	м ³	504	432	302,5	175	100
Высота уступа	$H_{уст}$	м	14	12	10	7	4
Масса заряда в скважине	m	кг	126	108	75,63	43,75	25
Объем 1 м внутренней полости скважины	–	м ³	0,023	0,023	0,023	0,023	0,023
Вместимость ВВ в 1 м скважины	P	кг	19,42	19,42	19,42	19,42	19,42
Выход ВГМ с 1 м скважины		м ³	33,60	33,23	27,50	21,88	20,00
Коэффициент, учитывающий особенности рельефа местности	K_p	–	2,0	2,0	2,0	2,0	2,0
Угол наклона косогора к горизонту	β	град	45	45	45	45	45
–	$tq\beta$	–	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00

Согласно расчетам, представленным в таблице 5.5, величина $r_{разл}$, аналогично вышеуказанным расчетам (таблица 5.3), возрастает пропорционально увеличению глубины скважины и длины свободной от ВВ верхней части скважины.

Фиксация максимальной дальности разлета осколков ВГМ производилась маркшейдерами на ровной поверхности внутрикарьерных дорог и площадок (рисунок 5.5), аналогично исследованиям на разрезе «Правобережный».

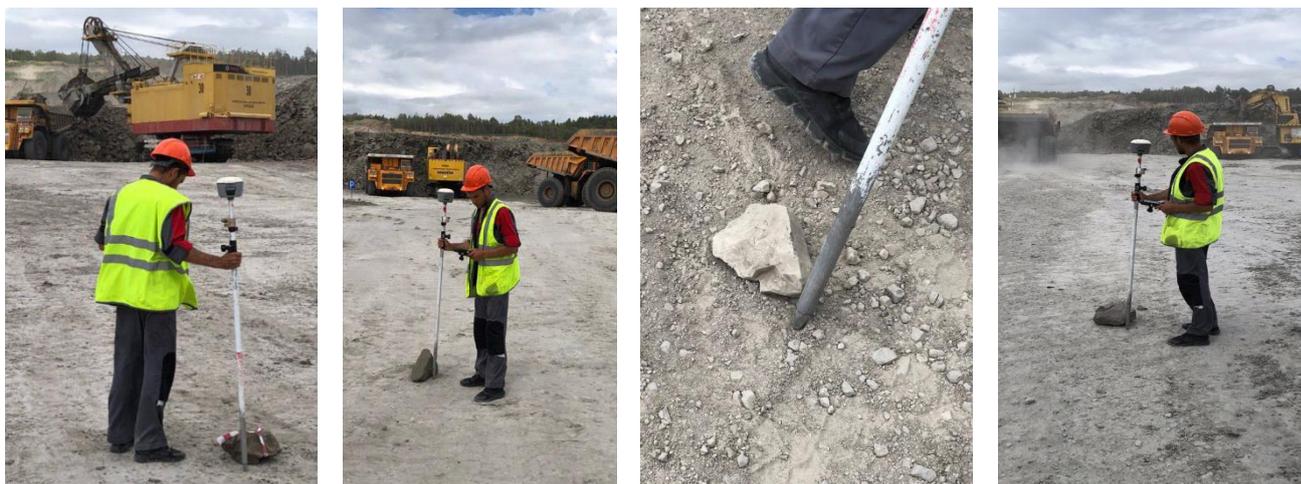


Рисунок 5.5 – Процесс измерения дальности разлета осколков ВГМ маркшейдерами на «Солнцевском угольном разрезе»

Графики (рисунок 5.6), где для каждой серии из пяти взрывов была определена средняя величина максимального разлета осколков ВГМ, показывают, что с увеличением глубины скважин максимальный $r_{\text{разл}}$ уменьшается в два и более раза по сравнению с показаниями, полученными по нормативной (директивной) формуле ФНП-ПОВМ (таблица 5.5).

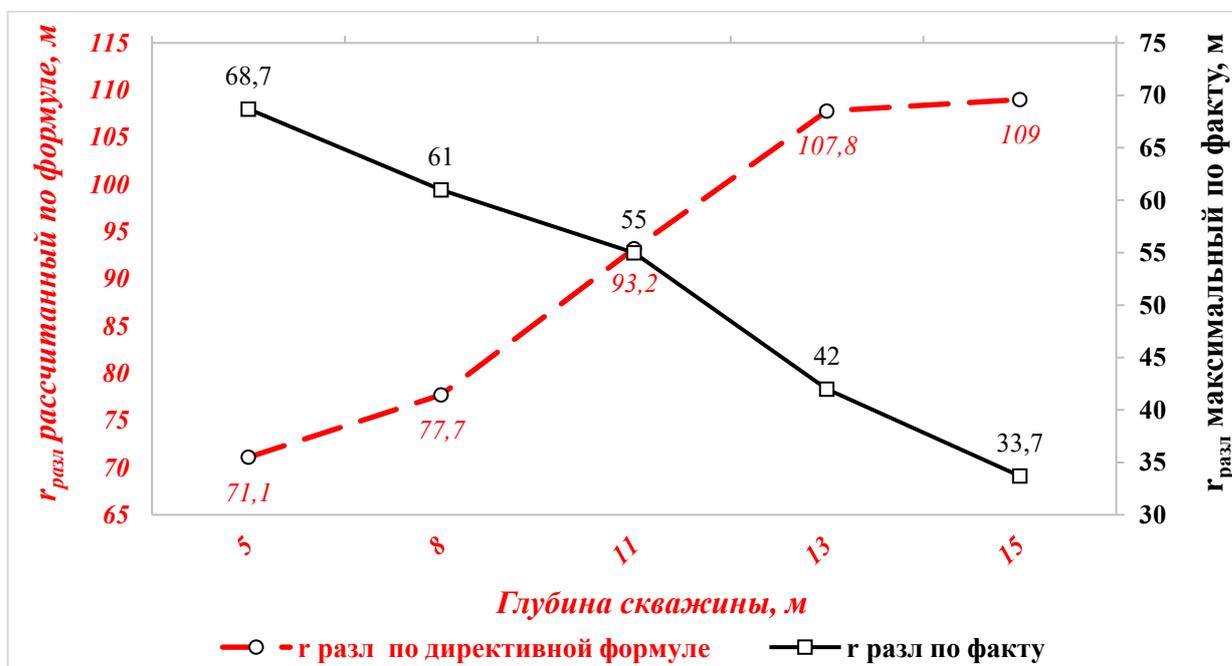


Рисунок 5.6 – Графики максимального радиуса разлета горной массы рассчитанного по нормативной формуле ФНП-ПОВМ и зафиксированного по факту экспериментальных взрывов на разрезе «Солнцевский»

Для определения влияния изменения интервала замедления между скважинами на максимальный разлет осколков ВГМ были проведены опытные взрывы на разрезе «Солнцевский». Параметры БВР соответствовали указанным в таблице 5.5. Для взрывных блоков определенной глубины скважин и объемом примерно 50 тыс. м³ каждый была организована серия массовых взрывов. Каждая серия состояла из трех экспериментальных взрывов для каждой из четырех схем замедления: 25×42 мс; 42×67 мс; 67×109 мс; 109×176 мс. Во всех схемах применялось внутрискважинное замедление «Искра-С-500». Результаты этих экспериментов представлены на графиках (рисунок 5.7), где каждая точка отражает среднее значение максимального $r_{\text{разл}}$, полученное в результате трех взрывов.

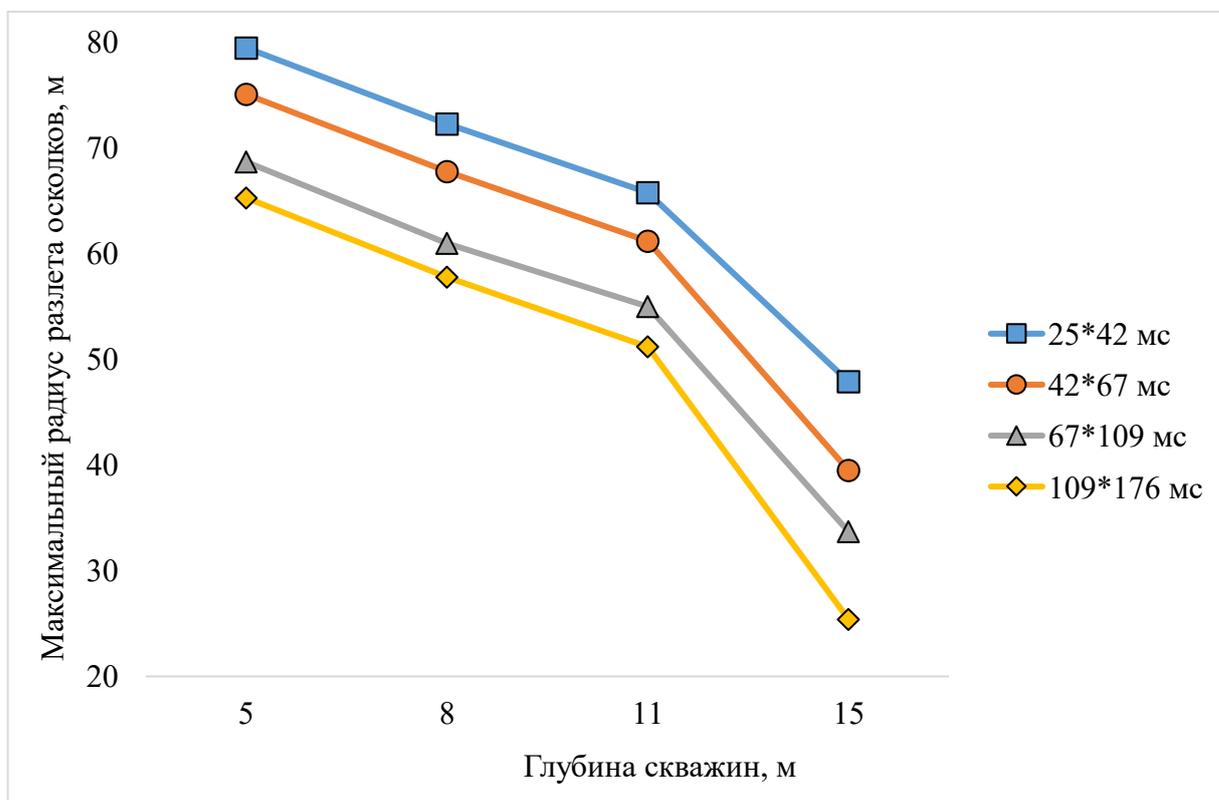


Рисунок 5.7 – Графики максимального радиуса разлета горной массы в зависимости от схемы монтажа взрывной сети (разрез «Солнцевский»)

Анализ графиков показал, что увеличение глубины скважин и интервалов межскважинного замедления приводит к снижению максимального значения $r_{\text{разл}}$ в среднем на 17,9-47% (таблица 5.6).

Таблица 5.6 – Уменьшение $r_{\text{разл}}$ в зависимости от схемы монтажа взрывной сети и $L_{\text{скв}}$ (разрез «Солнцевский»)

Глубина скважин, м	Схема замедления				Уменьшение $r_{\text{разл}}$, %
	25×42 мс	42×67 мс	67×109 мс	109×176 мс	
	Максимальный $r_{\text{разл}}$ по трем взрывам, м				
5	79,5	75,1	68,7	65,3	17,9
8	72,3	67,8	61	57,8	20,1
11	65,8	61,2	55	51,2	22,2
15	47,9	39,5	33,7	25,4	47,0

В результате анализа полученных данных была адаптирована нормативная формула (1.8) ФНП-ПОВМ (посредством введения в нее эмпирического коэффициента - $\eta_{\text{уз}}$, характеризующего длину удаления заряда ВВ от устья скважины) для расчета радиуса опасной зоны по разлету осколков ВГМ при проведении массовых взрывов с применением скважинных зарядов на ОГР непосредственно для механизмов (техники и оборудования) в условиях объекта исследования. Адаптированная формула имеет следующий вид:

$$R_{\text{оз.оборуд}} = 1250 \times \eta_3 \sqrt{\frac{f}{1 + \eta_{\text{заб}}} \times \frac{d}{a}} \times \eta_{\text{уз}}, \quad (5.6)$$

где $\eta_3 = l_3/L$ - коэффициент заполнения скважины ВВ, равен отношению длины колонки скважинного заряда l_3 к глубине пробуренной скважины L ;

$\eta_{\text{заб}} = l_{\text{заб}}/l_{\text{н}}$ - коэффициент заполнения скважин забойкой, равен отношению длины забойки $l_{\text{заб}}$ к длине свободной от заряда верхней части скважины $l_{\text{н}}$;

f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова;

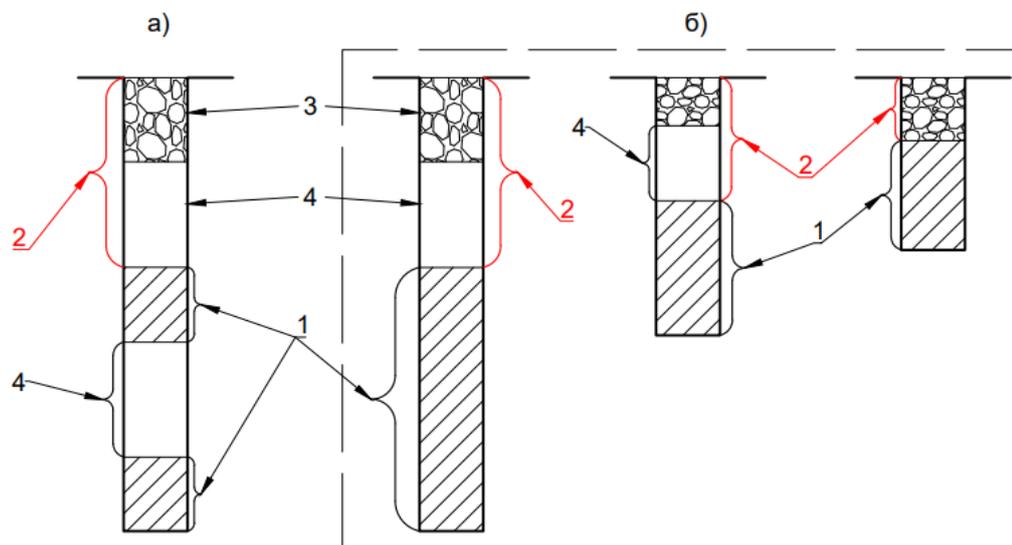
d – диаметр взрываваемой скважины, м;

a – расстояние между скважинами в ряду, м.

$$\eta_{\text{уз}} = \frac{2}{L_{\text{нз}}}, \quad (5.7)$$

где $L_{нз}$ – расстояние от заряда ВВ до устья скважины (рисунок 5.8);

2 – значение коэффициента, отражающего особенности горно-геологических условий.



1 – заряд ВВ; 2 – расстояние от заряда ВВ до устья скважины; 3 – забойка; 4 – инертный промежуток.

Рисунок 5.8 – Конструкция заряда (а – рассредоточенный, б – сплошной)

Пример локального расчета безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ на разрезе «Правобережный», приведенный на графиках (рисунок 5.9) с использованием двух формул (нормативной и адаптированной), отражает взаимосвязь между максимальными значениями дальности разлета осколков ВГМ и значениями глубины скважины. Сравнительный анализ данных графиков показывает, что при использовании адаптированной формулы максимальное значение безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ снижается примерно вдвое по сравнению с расчетными значениями по нормативной формуле.

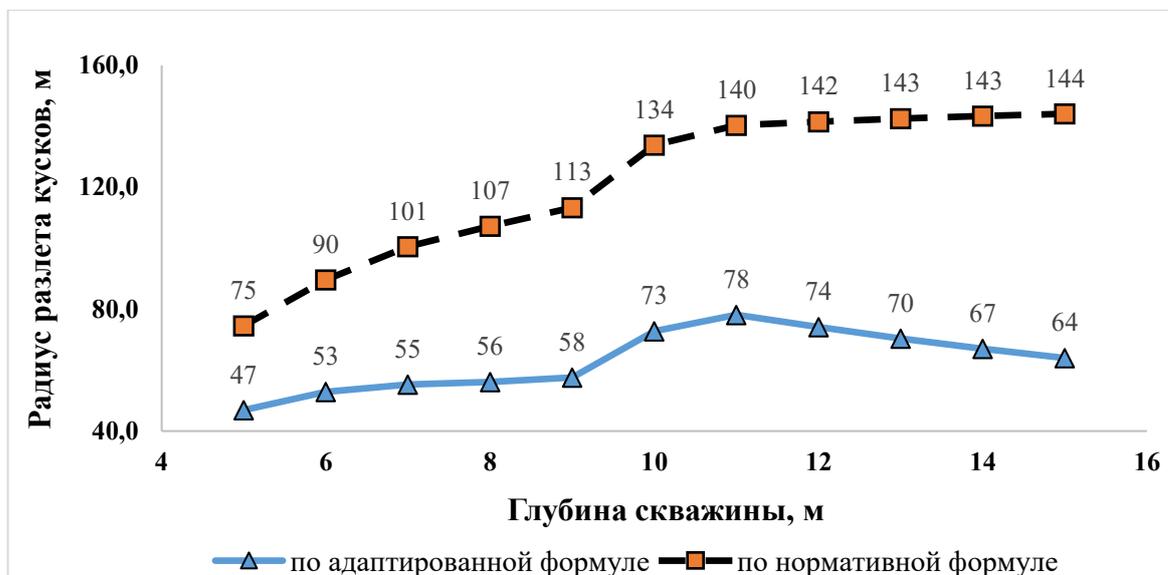


Рисунок 5.9 – Графики зависимости максимального значения безопасного расстояния по разлету осколков ВГМ от глубины скважин

Преимущество адаптированной формулы для определения $R_{\text{оз.оборуд}}$ перед существующими подходами заключается в ее *операционной простоте* и *специфической применимости*. Простота реализации достигается путем умножения эмпирического коэффициента на значение, рассчитанное по нормативной формуле ФНП-ПОВМ (обязательной для определения безопасных расстояний от осколков ВГМ для людей), а специфичность – в ее *прямом ориентировании на расчеты для механизмов, техники и оборудования*.

5.4 Разработка методики рационализации единичного объема взрывного блока посредством адаптированной формулы разлета осколков взорванной горной массы

На основе анализа результатов проведенных исследований разработана методика (рисунок 5.10) рационализации единичного объема взрывного блока ($V_{\text{е.в.б}}$) посредством определения $R_{\text{оз.оборуд}}$ по адаптированной формуле в совокупности с контролем обеспечения качества скважинных зарядов (СЗ) и выбором рациональной схемы монтажа взрывной сети.

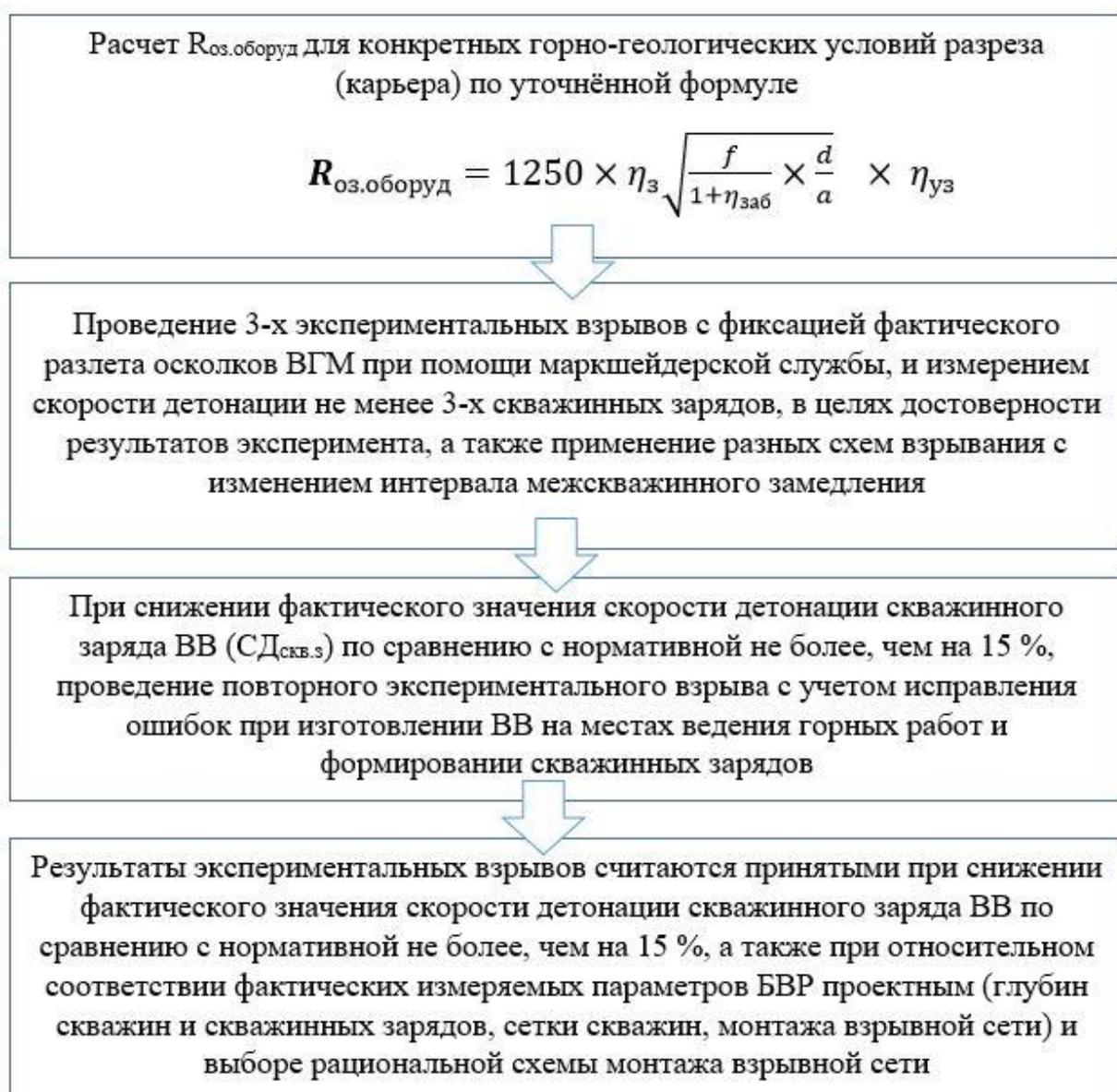


Рисунок 5.10 – Схема методики рационализации $V_{\text{е.в.б}}$ посредством определения $R_{\text{оз.оборуд}}$ в совокупности с контролем обеспечения качества СЗ и выбором рациональной схемы монтажа взрывной сети

В результате внедрения указанной методики на разрезах АО «Ургалуголь» в зоне мерзлых пород достигнуты основные результаты, приведенные в таблице 5.7.

Таблица 5.7 – Основные результаты исследований по определению $R_{\text{оз.оборуд}}$ на разрезах АО «Ургалголь»

Наименование	Усл. обозн.	Ед. изм.	2018	2019	2020	P*, %
Среднее значение радиуса опасной зоны по разлету осколков ВГМ для механизмов, принимаемое проектом на массовый взрыв	$R_{\text{оз.оборуд}}$	м	400	300	200	-50,0%
Среднее время, затраченное на организацию одного массового взрыва	$T_{\text{мв}}$	час	3	2,5	2	-33,3%
Среднегодовое значение рационального единичного объема взрывного блока	$V_{\text{е.в.б}}$	млн. м ³	0,27	0,31	0,4	48,1%
Удельное среднегодовое непроизводительное время, связанное с подготовительно-заключительными операциями при подготовке массового взрыва	$T_{\text{уд.непр}}$	час/млн. м ³	11,2	8	4,9	-56,3%
Эффект от снижения $T_{\text{уд.непр}}$ ** относительно предыдущего года	–	дней/год	–	7,9	8,6	–

* P - процентная разница между результатами 2018 и 2020 гг.

** $T_{\text{уд.непр}}$ - удельное среднегодовое непроизводительное время, связанное с подготовительно-заключительными операциями при подготовке массового взрыва

На основании проведенного анализа рекомендуется внедрение представленной методики на других угольных разрезах, осуществляющих открытую разработку с подготовкой горной массы к выемке взрывным способом в зоне мерзлых пород.

5.5 Разработка методики рационализации единичного объема взрывного блока при производстве взрывных работ под укрытием вблизи охраняемых объектов

Нормативная формула по разлету кусков породы показывает уменьшение значения по разлету осколков ВГМ ($r_{\text{разл}}$) при применении камуфлетно-скважинного метода. Однако по факту $r_{\text{разл}}$ увеличивается из-за сокращения

расстояния от устья скважины до верхнего заряда, что теоретически подтверждается формулой «приведенной глубины залегания заряда», когда при увеличении глубины заложения заряда уменьшается разлет кусков ВГМ. Поэтому для снижения $R_{\text{оз.оборуд}}$ в условиях взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород возникает необходимость в исследовании и разработке метода, минимизирующего безопасное расстояние по разлету осколков для механизмов.

При подготовке горных пород к выемке взрывным способом на открытых горных работах не всегда возможно свести к минимуму $R_{\text{оз.оборуд}}$ за счет только рационализации параметров БВР, так как указанный вариант решения проблемы позволяет снизить это расстояние примерно до 200 м при принятии данного значения проектом на массовый взрыв с учетом форс-мажорных обстоятельств, связанных с отклонением фактических параметров БВР от проектных. Однако в ряде случаев, связанных с обеспечением безопасности охраняемых объектов карьера (ЛЭП, объекты инфраструктуры и т.п.), требуется снизить $R_{\text{оз.оборуд}}$ до 50 м и даже меньше, что достигается применением защитных конструкций сплошных газонепроницаемых и газопроницаемых укрытий мест взрыва (таблица 5.2) [242].

Несмотря на значительный вклад дальневосточных ученых [48, 49, 137, 308] и других специалистов в исследовании взрывных работ под укрытием, их результаты наиболее применимы в транспортном строительстве. Внедрение этих технологий в открытую добычу полезных ископаемых ограничено из-за их высокой себестоимости, в том числе необходимости соблюдения п. 180 ФНП-ПОВМ [205], разрешающего взрывание группы зарядов, прикрытых защитными приспособлениями, только при условии их одновременного взрывания или с суммарным замедлением не более 200 мс.

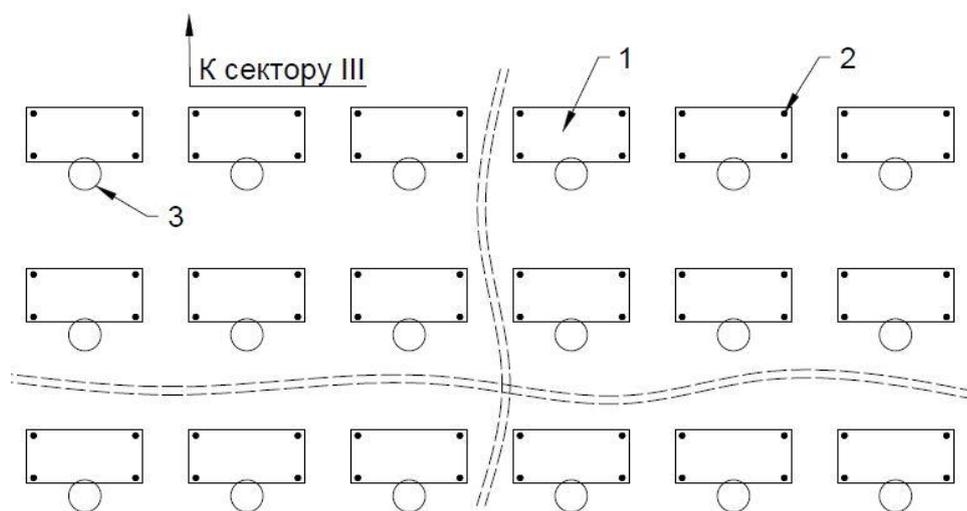
Учитывая изложенное, очевидна целесообразность продолжения исследований в части рационализации взрывного дробления горных пород под защитными конструкциями на ОГР. В связи с чем, основываясь на опыте ученых и горных инженеров, описанном выше в данной главе, разработан метод рационализации единичного объема взрывного блока при производстве взрывных

работ под укрытием в зоне многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород (МГГП), схема которой представлена на рисунке 5.11.



Рисунок 5.11 – Схема метода рационализации $V_{e.v.б}$ при производстве взрывных работ под укрытием в зоне МГГП

Отличительная особенность инновационного метода заключается в использовании в качестве укрытий специальных матов из нетканого материала, не соединенных между собой, но закрепленных к поверхности взрывного блока посредством крепежных приспособлений (рисунок 5.12).



1 - укрывной мат из нетканого материала; 2 - кол крепежный; 3 - скважина.

Рисунок 5.12 – Схема метода с применением отдельных укрытий от разлета кусков ВГМ в зоне МГГП

Применение данного метода приводит к уменьшению зоны поражения осколками при взрывании МГГП, что позволяет сократить максимальное значение $R_{\text{оз.оборуд}}$ при взрывании зарядов сектора II (рисунок 3.27) в сторону поверхности блока сектора III до 48,7 - 27,8 м. Указанный результат достигнут в процессе апробации предложенного метода (рисунок 5.12) на разрезах АО «Ургалуголь» при взрывании 20 блоков 10-метрового уступа (рисунок 5.13), представленного гравийно-галечниковыми породами с помощью камуфлетно-скважинного метода (КСМ).

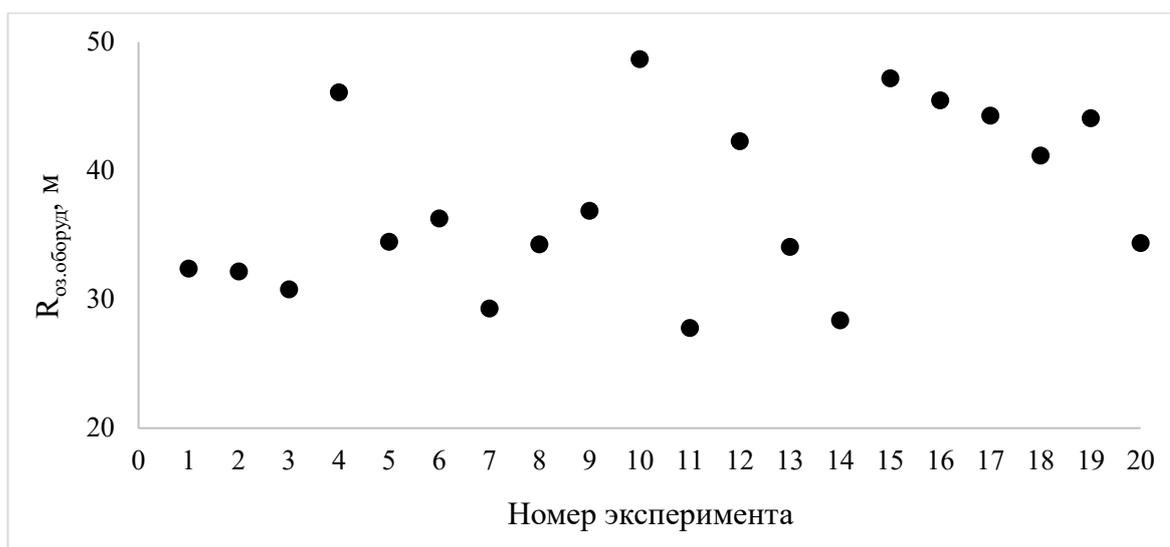


Рисунок 5.13 – График разлёта осколков при взрывании сектора II в сторону сектора III при применении камуфлетно-скважиного метода совместно с отдельными укрытиями из нетканого материала в зоне МГПП

Особую значимость данный метод приобретает при проведении работ вблизи охраняемых объектов, включая, например, высоковольтные ЛЭП. В связи с чем в рамках сотрудничества между ИГД ДВО РАН и филиалом «Разрез Коксовый» АО «Распадская-Коксовая» в 2024 году проведены две серии по 8 экспериментальных взрывов каждая на угольном разрезе «Коксовый» (Кемеровская обл.) для последующей интеграции полученных результатов в процесс буровзрывных работ угольных разрезов криолитозоны.

Цель данных экспериментов состояла в предварительной апробации технических и организационных решений, предусмотренных методикой (рисунок 5.11), направленных на исключение вероятности повреждения опор высоковольтных линий (ВЛ-35 кВ) разлетом отдельных кусков породы от промышленных массовых взрывов, проводимых на горном отводе участка «Поле шахты» № 1 АО «Распадская-Коксовая» (филиал «Разрез Коксовый») в зоне от 300 до 75 метров (от ближайшей взрывной скважины до ближайшего фундамента опоры ЛЭП), с учетом охранной зоны [178] объекта электросетевого хозяйства ЛЭП-35 кВ, составляющей 15 метров от крайних проводов и соответственно 20 метров от фундамента опор.

5.5.1 Первая серия экспериментальных взрывов

Параметры БВР экспериментальных взрывов представлены в таблице 5.8. В качестве ВВ применялось ЭВВ «ЭМУЛАН ПВВ-А», а в качестве промежуточных детонаторов – «Патронит М60». Схема монтажа взрывной сети отображена на рисунке 5.14, где в качестве скважинных замедлителей применялись НСИ «Искра-С-450».

Таблица 5.8 – Параметры БВР экспериментальных взрывов на разрезе «Коксовый» (Кемеровская обл.)

Наименование параметра БВР	Обозн.	Ед. изм.	Величина параметра				
Объем взрываемого блока (максимальный, в целике), в т.ч.	$V_{\text{вб.макс.}}$	м ³	22050				
Ширина	–	м	21				
Длина	–	м	105				
Высота	–	м	10				
Масса ВМ по блоку	–	кг	15600				
Усредненный удельный расход ВВ по блоку	–	кг	0,71				
Общее количество скважин на блоке, максимальное	–	шт	100				
Номера рядов скважин, начиная с откоса уступа	–	–	1	2	3	4	5
Количество скважин в ряду, максимальное	–	шт	20	20	20	20	20
Масса ВМ в ряду	–	кг	3400	3800	3800	3800	800
Расстояние безопасное по разлету отдельных кусков породы	$r_{\text{разл}}$	м	211	227	227	227	96
Высота уступа	$H_{\text{уст}}$	м	10	10	10	10	5,5
Глубина вертикальной скважины	$L_{\text{скв}}$	м	11	–	–	–	–
Глубина скважины (наклонной, 75°)	$L_{\text{скв.нак}}$	м	–	11,4	11,4	11,4	–
Глубина скважины (наклонной 75°, прибортовой)	$L_{\text{приборт}}$	м	–	–	–	–	5,7
Высота столба заряда	l_z	м	4,0	4,5	4,5	4,5	1,0
Высота столба инертного промежутка в перебуре	$l_{\text{нз}}$	м	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Высота столба забойки	$l_{\text{заб}}$	м	6,0	5,9	5,9	5,9	3,7
Диаметр скважины	d	м	0,21	0,21	0,21	0,21	0,21

Продолжение таблицы 5.8

Наименование параметра БВР	Обозн.	Ед. изм.	Величина параметра				
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
Расстояние между рядами скважин	b	м	4,7	5,0	5,0	4,0	3,0
Коэффициент крепости породы	f	–	10	10	10	10	10
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,72	0,75	0,75	0,92	0,37
Длина перебура	l _{пер}	м	1	1	1	1	–
Масса заряда в скважине	m	кг	170	190	190	190	40
ВВ в 1 м скважины	–	кг	42,0	42,0	42,0	42,0	42,0

На рисунках 5.15 - 5.16 отображена схема бурения и укрытия скважин в плане и разрезе соответственно. В таблице 5.9 представлены технические характеристики специальных укрывных матов из нетканого материала.

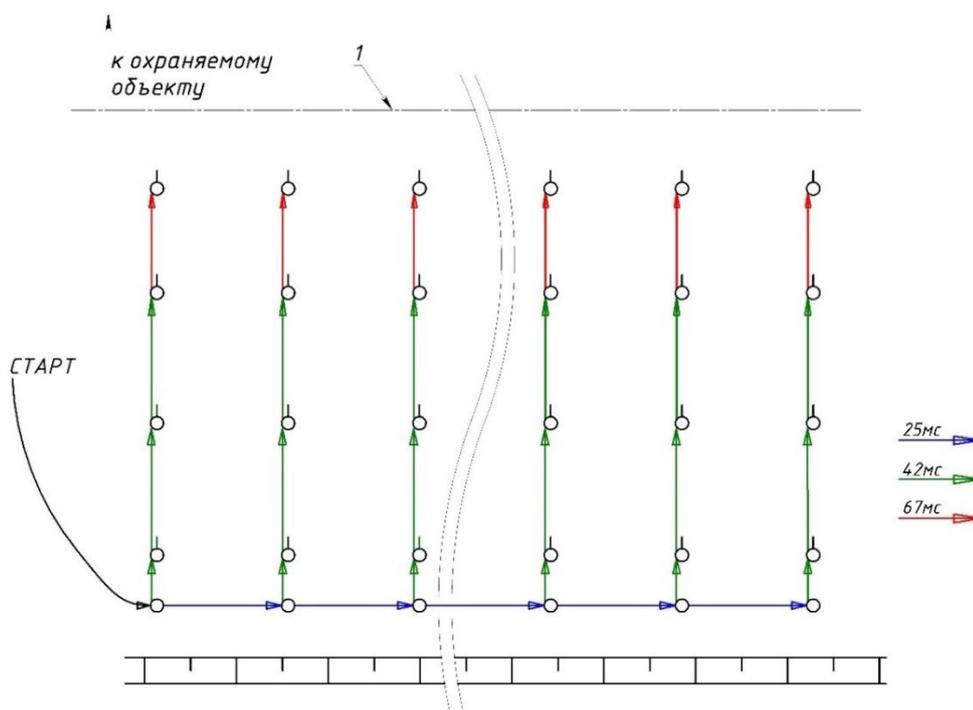
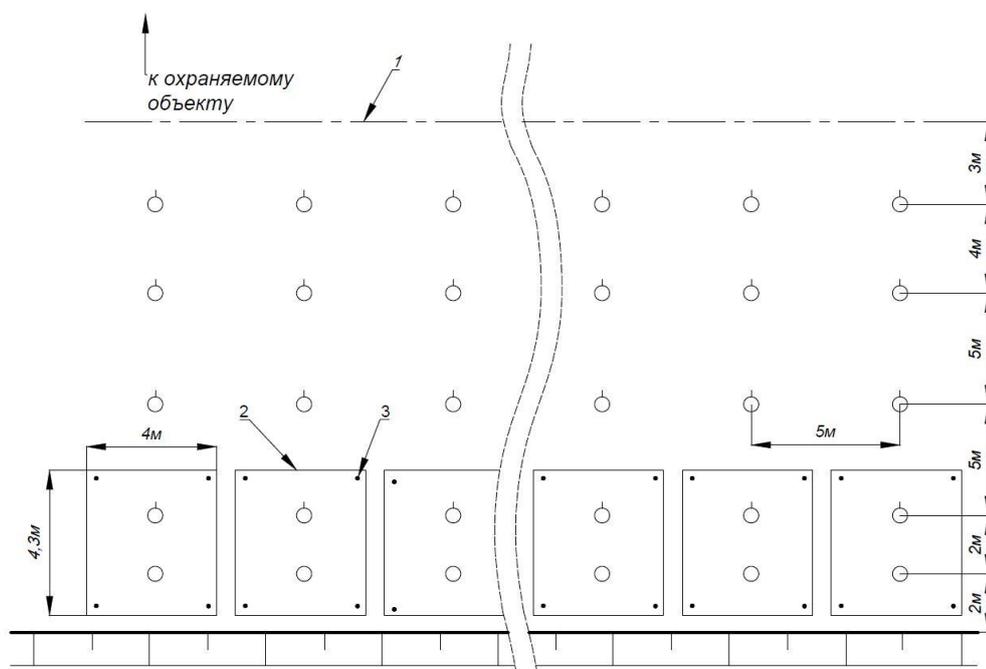
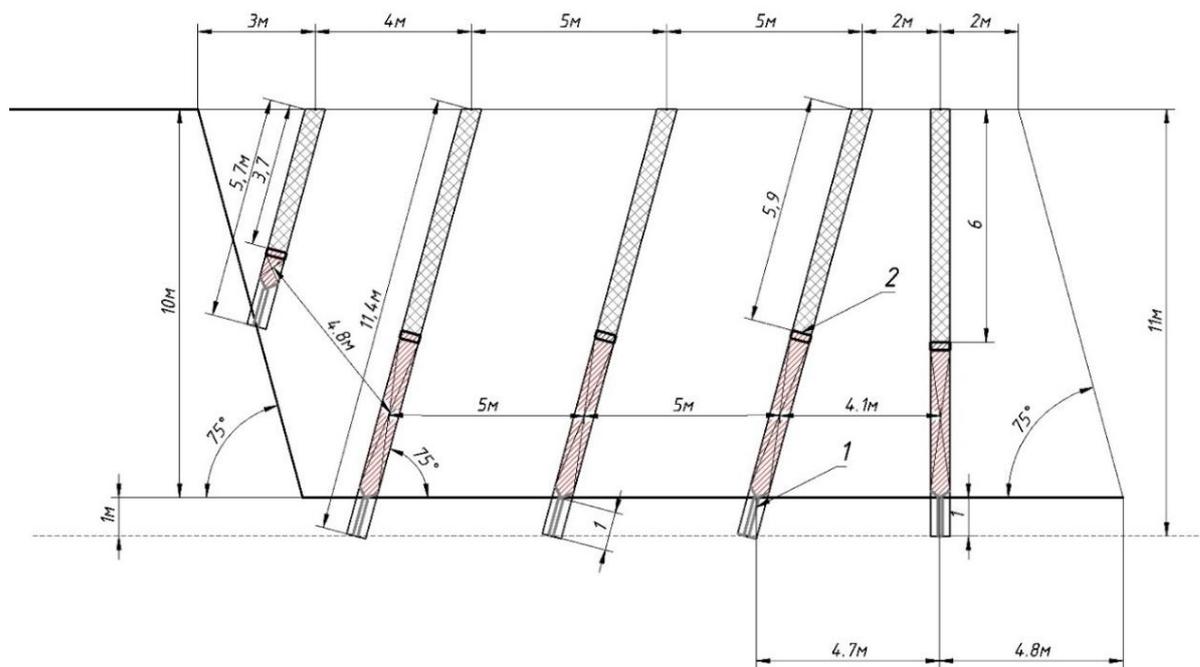


Рисунок 5.14 – Схема монтажа взрывной сети. 1 – линия отрыва взрыва



1 – линия отрыва; 2 – укрывной мат; 3 – кол крепежный.

Рисунок 5.15 – Схема бурения скважин экспериментального блока и их укрытия (вертикальных скважин первого ряда и наклонных скважин второго ряда)



1 – инертный промежуток; 2 – специальная мембрана, разделяющая заряд ВВ и забойку.

Рисунок 5.16 – Схема бурения скважин (в разрезе) и конструкции зарядов

Таблица 5.9 – Технические характеристики примененных укрывных матов

Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
Прочность при растяжении (допустимое отклонение не более 10%) - продольное направление - поперечное направление	кН/м	22,32 18,9
Удлинение при максимальной нагрузке не более, - продольное направление - поперечное направление	%	120 120
Удлинение при 25% нагрузке не более, - продольное направление - поперечное направление	%	20 25
Поверхностная плотность	г/м ²	600 (+5/15%)
Толщина при давлении 2 кПа	мм	1,9-3,5
Ширина	см	430 +/-1%

На рисунке 5.17 показаны зоны выброса отдельных кусков породы из скважин взрывааемых блоков, где выдерживание угла наклона скважин 75° снижает вероятность выброса отдельных кусков породы в сторону ЛЭП [271].

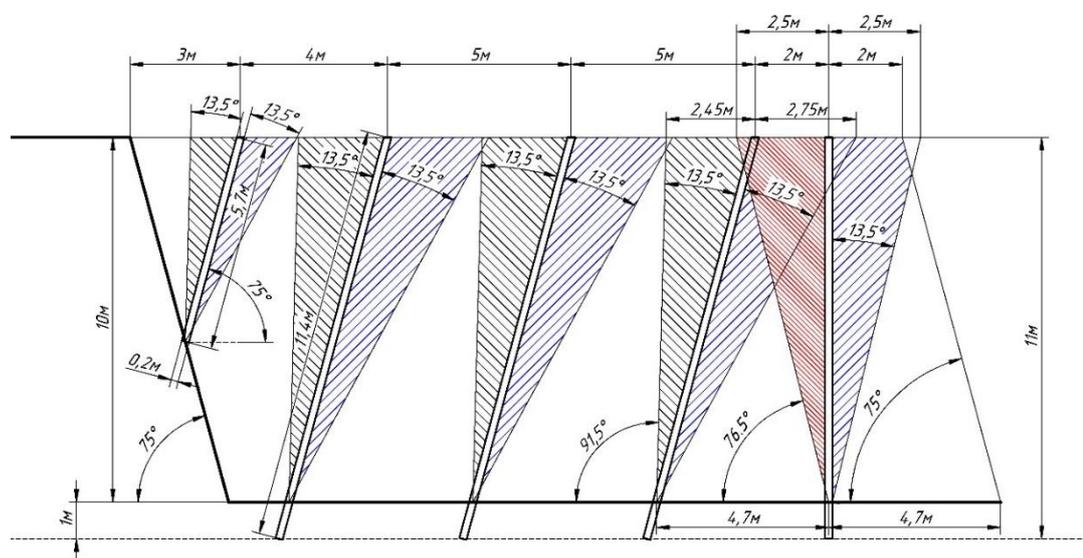


Рисунок 5.17 – Схема зон выброса отдельных кусков породы (красным цветом выделена наиболее опасная зона, черным зоны низкой вероятности выброса в сторону ЛЭП, синяя – наименее опасная)

По факту проведения 8 экспериментальных взрывов с указанными выше параметрами в первом квартале 2024 года среднее значение максимальной дальности разлета отдельных осколков ВГМ в сторону ЛЭП составило 45,32 м.

Измерение сейсмических колебаний при взрывах

При расчете безопасных расстояний до ЛЭП следует исходить из значений радиуса разлета осколков ВГМ, поскольку, согласно п. 797 (в) ФНП-ПОВМ [205], линии электропередачи относятся к категории конструкций, стойких по отношению к действию ударной воздушной волны. Исходя из этого, расчетом радиуса опасной зоны по ударной воздушной волне в отношении ЛЭП можно пренебречь. Однако действующие нормативные документы не содержат конкретных указаний по необходимости определения безопасных расстояний по воздействию сейсмических волн. Поэтому настоящим исследованием предусмотрены измерения действия сейсмических волн, вызванных экспериментальными взрывами.

Для обеспечения сейсмической безопасности взрывных работ необходимо оценить, насколько сильно взрыв может повлиять на близлежащие объекты. Эта оценка включает в себя определение допустимой скорости колебаний для каждого объекта, учитывая его особенности, и разработку параметров БВР, которые не превысят этот предел.

Существуют технологические и инженерные методы снижения сейсмического воздействия массовых взрывов на охраняемые объекты. К технологическим относятся оптимизация параметров БВР, а к инженерным - использование сейсмических экранов и амортизационных устройств (РТМ 36.22-91) [236].

При проектировании и строительстве объектов ВЛ-35 кВ Н-Р-З-О ПС Нагорная - ПС Ольжерасская, согласно СП 14.13330.2018 «Строительство в сейсмических районах» (утвержден приказом Минстроя Р от 24 мая 2018 г. N 309/пр, и введен в действие с 25 ноября 2018 г.) [262], сейсмичность района

принималась 6-8 баллов по шкале MSK-64. Это соответствует списку населенных пунктов Российской Федерации, расположенных в сейсмических районах, с указанием расчетной сейсмической интенсивности в баллах шкалы MSK-64 для средних грунтовых условий и трех степеней сейсмической опасности – А (10%), В (5%), С (1%) в течение 50 лет (таблица 5.10).

Таблица 5.10 – Общее сейсмическое районирование территории Российской Федерации ОСР - 2015

Наименование субъектов РФ и населенных пунктов	Карты ОСР-2015			Наименование субъектов РФ и населенных пунктов	Карты ОСР-2015			Наименование субъектов РФ и населенных пунктов	Карты ОСР-2015		
	А	В	С		А	В	С		А	В	С
Гурьевск	6	7	8	Междуреченск	7	7	8	Тяжинский	6	6	7

Настоящий свод правил (СП 14.13330.2018) [262] устанавливает требования по расчету с учетом сейсмических нагрузок, по объемно-планировочным решениям и конструированию элементов и их соединений, зданий и сооружений, обеспечивающие их сейсмостойкость.

Руководствуясь СП 14.13330.2018, регламентирующим предельно допустимые значения скоростей колебания грунта в основаниях охраняемых объектов при их проектировании и строительстве, принято допустимое значение - 7 баллов по шкале MSK-64, исходя из степени сейсмической опасности участков строительства с применением БВР.

Согласно данным Федерального государственного бюджетного учреждения науки «Институт физики Земли им. О.Ю. Шмидта Российской академии наук» (таблица 5.11), при сейсмическом событии магнитудой 7 баллов по шкале MSK-64 максимальная скорость смещения составляет 4–8 см/с (40–80 мм/с, при среднем значении 60 мм/с). Данное значение прогнозируемого модуля скорости смещения ниже предусмотренных нормами на проектирование и строительство ВЛ-35 кВ Н-Р-3-О ПС Нагорная - ПС Ольжерасская. Поэтому принято предельно допустимое значение скорости смещения фундамента опоры ЛЭП — 60 мм/с.

Таблица 5.11 – Сопоставление инструментальных данных некоторых шкал сейсмической интенсивности

I, балл MSK-64	V, см/с (MSK-64)		V, см/с (MMSK-92)		V, см/с (Казахстан 1993)		V, см/с (Прибайкалье,2000)	
	I	II	I	II	I	II	I	II
1	–	0,12	–	0,4	–	0,017	–	0,013
2	0,18	0,12-0,25	0,6	0,41-0,8	0,03	0,017-0,05	0,026	0,013-0,049
3	0,37	0,25-0,5	1,1	0,81-1,5	0,1	0,05-0,17	0,078	0,05-0,14
4	0,75	0,5-1	2,1	1,6-3,0	0,31	0,17-0,55	0,24	0,15-0,41
5	1,5	1-2	4,2	3,1-6,0	1	0,55-1,8	0,72	0,42-1,29
6	3	2-4	8,5	6,1-12	3,2	1,8-5,5	2,2	1,3-3,7
7	6	4-8	16,8	13-25	10	5,5-18	6,5	3,8-11,3
8	12	8-16	35	26-50	32	18-58	19,5	11,4-34
9	24	16-32	66	51-100	100	55-180	58	34-102

Для регистрации сейсмических колебаний при производстве экспериментальных взрывов применялись сейсмограф Instatel Micromate и сейсмодатчик. Их устанавливали на скальной породе на расстоянии 55 м от ближайших скважин взрываемого блока.

По факту проведения измерений сейсмических колебаний максимальное значение модуля вектора скорости смещения грунта из 8 экспериментальных взрывов составило 52,8 мм/с, а среднее значение 48,43 мм/с, что соответствует сейсмическому событию при магнитуде 7 баллов по шкале MSK-64.

Полученные результаты измерения сейсмических колебаний показывают, что скорость смещения грунта не превышает предельно допустимое значение скорости смещения фундамента опоры ЛЭП – 60 мм/с.

5.5.2 Вторая серия экспериментальных взрывов

В целях уточнения результатов, полученных в ходе проведения первой серии экспериментальных взрывов, во 2 квартале 2024 года проведена вторая серия с аналогичными параметрами БВР и количеством взрывов относительно первой серии, за исключением: схемы монтажа взрывной сети (рисунок 5.18); количества

и дислокации наклонных скважин (рисунок 5.19); схемы бурения и укрытия скважин (рисунок 5.20).

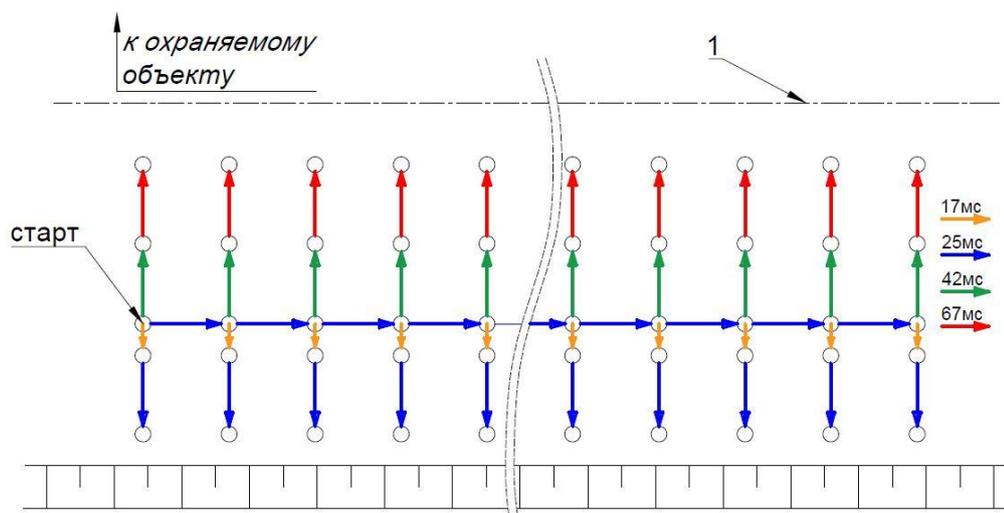
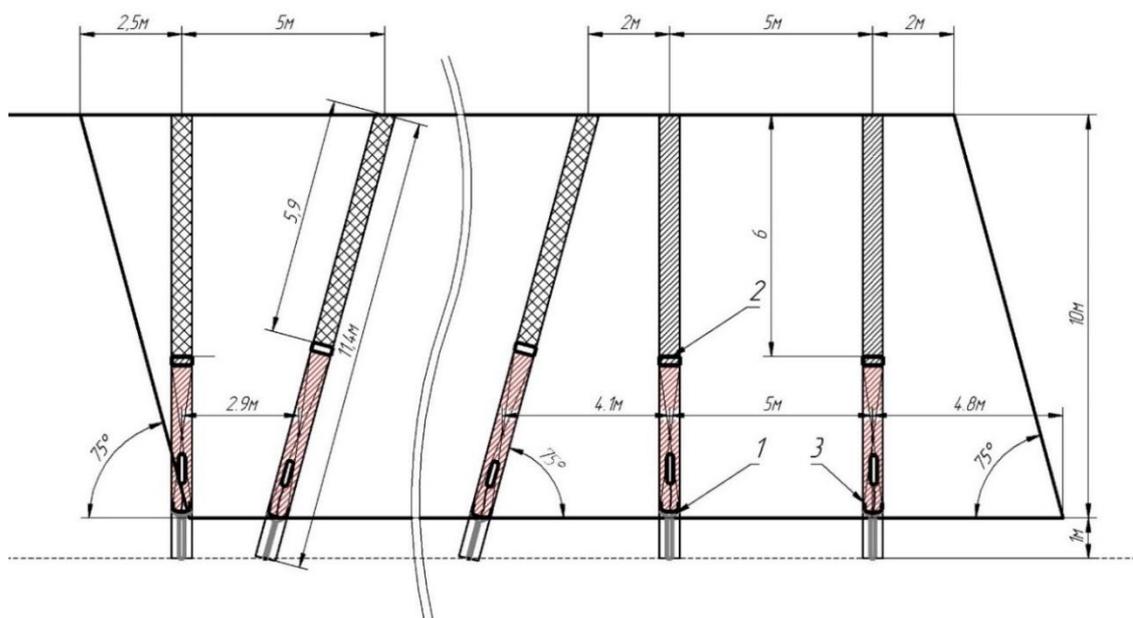
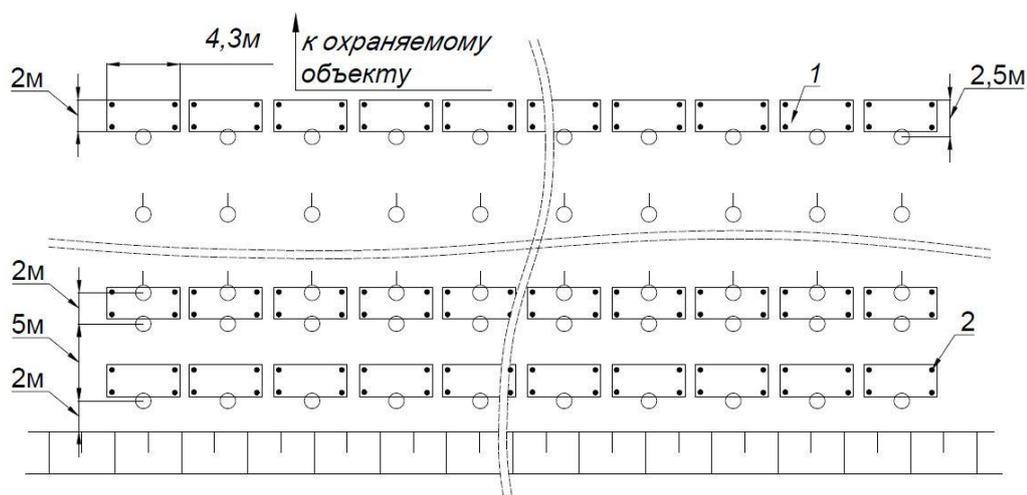


Рисунок 5.18 – Схема монтажа взрывной сети. 1 – линия отрыва взрыва



1 – инертный промежуток в перебуре; 2 – мембрана, разделяющая заряд ВВ и забойку;
3 – заряд ВВ.

Рисунок 5.19 – Схема расположения скважин (в разрезе)



1 – укрывной мат; 2 – кол крепежный.

Рисунок 5.20 – Схема бурения и укрытия скважин

На рисунке 5.21 показаны зоны выброса отдельных кусков от взрывающихся скважин, где выдерживание угла наклона скважин в 75° обеспечивает снижение вероятности выброса отдельных кусков породы в сторону ЛЭП. Красным цветом отмечены наиболее опасные зоны по выбросу кусков породы в сторону ЛЭП, поэтому именно эти зоны подлежали укрытию специальными матами (таблица 5.9).

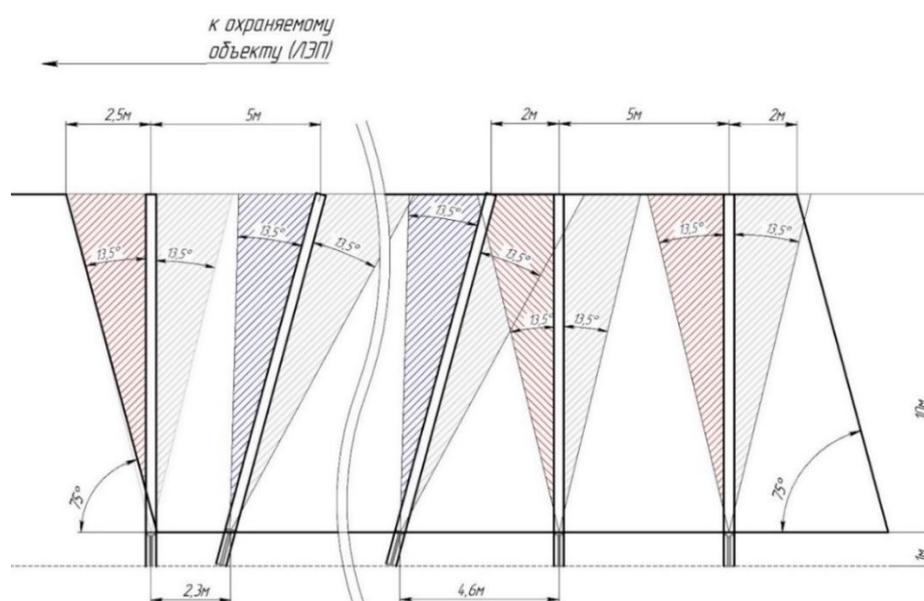


Рисунок 5.21 – Зоны выброса отдельных кусков породы от скважины взрывных блоков (красным цветом выделена наиболее опасная зона, синим – зоны низкой вероятности выброса в сторону ЛЭП, черным – не опасная)

В результате проведения 8 экспериментальных взрывов второй серии с указанными выше параметрами во втором квартале 2024 года среднее значение максимальной дальности разлета отдельных осколков ВГМ в сторону ЛЭП составило 42,67 м, что на 2,65 м меньше относительно соответствующего значения первой серии взрывов.

Измерения сейсмических колебаний от взрывов второй серии проводились по той же методике, что и в первой. В результате этих измерений максимальное значение модуля вектора скорости смещения грунта от 8 взрывов составило 46,5 мм/с, а среднее значение – 44,6 мм/с, что соответствует сейсмическому событию при магнитуде 7 баллов по шкале MSK-64 и не превышает предельно допустимое значение скорости смещения фундамента опоры ЛЭП – 60 мм/с.

Измерения дальности разброса осколков ВГМ и сейсмических колебаний от второй серии взрывов показывают более высокие результаты по сравнению с измерениями первой серии взрывов. Данный эффект достигнут в основном в результате перехода от диагональной схемы к врубовой.

5.6 Выводы по главе 5

В данном разделе исследованы вопросы минимизации безопасных расстояний от разлета фрагментов ВГМ в отношении горной техники и оборудования, с целью повышения уровня эффективности разработанных методов устойчивости проектных параметров зарядов ВВ в зоне мерзлых пород, включая увеличение значений единичного объема взрывного блока. В результате анализа получены следующие выводы:

1. В настоящее время отсутствует единый, общепризнанный способ определения безопасных расстояний по разлету осколков ВГМ при проведении горно-подготовительных работ. В то же время нормативными правилами предусмотрено осуществление индивидуальных локальных расчетов и возможность принятия $R_{\text{оз.оборуд}}$ проектом на массовый взрыв по данным расчетам,

на усмотрение руководства горного предприятия, с учётом конкретных горно-геологических и технологических условий.

2. Расчет безопасного расстояния по разлету осколков ВГМ по нормативной формуле показывает, что при сохранении удельного расхода ВВ максимальный $r_{\text{разл}}$ повышается с увеличением глубины скважин, коэффициентов заполнения скважины ВВ и длины забойки (при коэффициенте заполнения скважины забойкой, равном 1). Однако результаты практических наблюдений, проведенных в рамках данного исследования, демонстрируют обратную связь: увеличение глубины скважин и сопутствующие изменения параметров БВР приводят к уменьшению $r_{\text{разл}}$.

3. Установлена взаимосвязь между увеличением глубины взрывных скважин (с 5 до 15 м) и снижением дальности разлета кусков взорванной горной массы на 11–47 % относительно нормативных значений, в зависимости от конкретных горно-геологических условий Ургальского угольного месторождения, обуславливающая возможность более корректного расчета безопасных расстояний по данному негативному фактору для механизмов с учетом глубины заложения скважинного заряда.

4. Снижение в 1,5 раза и более нормативного значения безопасного расстояния по разлету осколков взорванной горной массы для механизмов, реализуется с применением дополнительного понижающего коэффициента, учитывающего расстояние от заряда ВВ до устья скважины и особенности горно-геологических условий зоны мерзлых пород.

5. Разработана методика рационализации единичного объема взрывного блока ($V_{\text{с.в.б}}$), основанная на применении адаптированной нормативной формулы расчета безопасных расстояния по разлету кусков взорванной горной массы в совокупности с контролем обеспечения качества скважинных зарядов и выбором рациональной схемы монтажа взрывной сети. Внедрение данной методики на разрезах АО «Ургалуголь» позволило увеличить среднегодовое значение рационального $V_{\text{с.в.б}}$ на 48,1%, а также снизить на:

- 50% среднее значение безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ для механизмов, принимаемое проектом на массовый взрыв;
- 33,3% среднее время, затраченное на организацию массового взрыва;
- на 56,3% удельное среднегодовое непроизводительное время ($T_{уд.непр}$), связанное с подготовительно-заключительными операциями при подготовке массового взрыва.

6. Разработана и внедрена технология взрывания под укрытием при ведении БВР по мерзлым гравийно-галечниковым породам с применением камуфлетно-скважинного метода, заключающаяся в использовании принципа разделения общего укрытия поверхности взрываемого массива горных пород на отдельные укрытия относительно каждого скважинного заряда, что позволяет увеличить единичный объем взрывного блока за счет удлинения общего времени замедления взрыва более чем на 200 мс и сократить безопасное расстояние по разлету кусков взорванной горной массы в 4 и более раз.

6 ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТАННЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ И АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ ФАКТОРА УГЛУБЛЕНИЯ УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА НА ПЛАНИРОВАНИЕ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

В настоящей главе представлена оценка эффективности и безопасности предложенных технологических решений, направленных на адаптацию параметров буровзрывных работ к специфике исследуемого объекта. Также в главе приводится обоснование показателя относительных затрат на БВР в условиях углубления (до 100 м) угольных разрезов равнинного типа в зоне мерзлых пород, обуславливающего более корректное обоснование затрат за прошедшие периоды и существенное улучшение планирования буровзрывных работ.

Данным исследованием установлено (относительно условий объекта исследования) противоречие между ростом единичного объема взрывного блока ($V_{\text{е.в.б}}$) и снижением безопасности и эффективности БВР. С одной стороны, теоретически, повышение $V_{\text{е.в.б}}$ позволяет увеличить эффективность горных работ за счет снижения времени простоя горной техники и оборудования во время организации массового взрыва (МВ), а с другой стороны, фактически снижается уровень безопасности, характеризуемый увеличением безопасного расстояния по разлету кусков взорванной горной массы (ВГМ) и сейсмическим воздействиям; качество ВГМ при снижении устойчивости детонации эмульсионного заряда ВВ и производительности экскаватора, а также повышение выхода негабаритных кусков. Основной причиной данной проблемы, выявленной автором методом сравнительного и эмпирического анализа, являются неконтролируемые колебания объема зарядных полостей взрывных скважин. В связи с чем для зоны мёрзлых полускальных пород разработан и внедрен метод параметрической устойчивости заряда ВВ (МПУЗ), который позволяет адаптировать параметры БВР к условиям объекта исследования за счет возможности стабилизации параметров скважинного заряда и, как следствие, обеспечить стабильность проектных значений безопасных

расстояний по поражающим факторам и детонации зарядов наливных эмульсионных ВВ, что дает возможность увеличить значение $V_{с.в.б.}$

Однако зона мерзлых пород также включает слой мерзлых гравийно-галечниковых пород (МГГП), для дробления которых указанный выше метод не подходит, так как при взрывании данные породы подвержены относительно быстрому смерзанию за счет воздействия комплекса факторов: свойств данных пород, относительно большого коэффициента разрыхления и одновременного выделения тепловой энергии при взрыве в большом количестве. Поэтому для подготовки МГГП к выемке взрывным способом разработан и внедрен камуфлетно-скважинный метод (КСМ), заключающийся в первоочередном взрывании заряда камуфлета, оказывающего тепловое дезинтегрирующее воздействие на нижнюю часть уступа, и дальнейшем взрывании верхнего уменьшенного заряда ВВ, что позволяет повысить производительность экскавации за счет увеличения единичного объема массового взрыва при снижении удельного расхода ВВ и коэффициента разрыхления.

При разработке и внедрении КСМ для МГГП выявлено следующее противоречие: нормативная формула по разлету кусков породы показывает уменьшение значения безопасного расстояния по разлету осколков ВГМ ($r_{разл}$) при применении КСМ, однако по факту $r_{разл}$ увеличивается из-за сокращения расстояния от устья скважины до верхнего заряда, что теоретически подтверждается формулой «приведенной глубины залегания заряда» (из справочника международной ассоциации взрывников), когда при увеличении глубины заложения заряда уменьшается разлет кусков ВГМ. Поэтому для снижения $r_{разл}$ разработан и внедрен метод взрывания под отдельным укрытием, заключающийся в применении (относительно каждой скважины блока) укрытий из нетканого материала, не соединенных между собой, но закрепленных к поверхности взрывного блока специальными креплениями. Это обеспечивает снижение значения безопасного расстояния в 4 и более раза относительно взрывания без укрытия за счет возможности применения короткозамедленного

взрывания под отдельным укрытием при общем времени замедления зарядов, превышающем 200 мс.

С учетом эффекта «приведённой глубины залегания» нормативная формула расчета безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ адаптирована к условиям объекта исследования относительно полускальных пород путем введения понижающего коэффициента. Это позволяет уменьшить значение $r_{\text{разл}}$ и повысить производительность горных работ за счет сокращения простоя механизмов при организации массовых взрывов.

При применении КСМ важно учитывать положительный эффект относительно влияния больших замедлений на дезинтегрирующее действие МГПП благодаря увеличению количества, длины и ширины трещин и поступления в них тепловой энергии взрыва. Однако ГОСТ Р 52892–2007 определяет диапазон частот от 4 до 15 Гц как наиболее опасный для зданий и сооружений, поскольку такие частоты близки к собственным частотам колебаний конструкций, что может привести к резонансу. Гипотетически, подобный эффект может быть вызван применением интервалов замедления между взрывными скважинами в пределах 67–250 миллисекунд. Поскольку частота колебаний обратно пропорциональна периоду ($\nu = 1/T$), интервал в 109 мс соответствует частоте примерно 9,2 Гц, а интервал в 250 мс – 4 Гц. Учитывая изложенное, в настоящей работе обоснован показатель относительной сейсмобезопасности, отражающий снижение сейсмического воздействия при увеличении межскважинного интервала замедления с учетом возможных отклонений срабатывания детонаторов от нормы, что обуславливает возможность эффективного применения увеличенных интервалов короткозамедленного взрывания при применении КСМ для дробления МГПП.

6.1 Методика расчета эффективности новых методов

На рисунке 6.1 отображена концептуальная модель повышения уровня безопасности и эффективности БВР в рамках настоящего исследования, на основании которой выполнены итоговые расчеты, приведённые в таблицах 6.1, 6.2 для 10-метрового уступа.



g - выход горной массы с 1 метра скважины; $C_{Д_{сква.з}}$ - скорость детонации скважинного заряда; $V_{е.в.б}$ - единичный объем взрывного блока; безопасные расстояния по разлету кусков ВГМ - $r_{разл}$ и сейсмическому воздействию от взрыва - r_c .

Рисунок 6.1 – Концептуальная модель повышения уровня безопасности и эффективности БВР в рамках настоящего исследования

Таблица 6.1 – Итоговые данные эффективности и безопасности по факту внедрения метода параметрической устойчивости заряда ВВ

Параметр	Усл. обозн.	Ед. изм.	Усредненное значение, по методу			Процентное отношение значения относительно применения нового метода к фактическому значению традиц. метода, %
			традиционному		новому	
			по проекту	по факту	МПУЗ	МПУЗ/факт
Радиус опасной зоны по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	R_{оз.оборуд}	м	207,7	235,2	207,7	< 11,7%
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_с	м	369,9	391,7	341,7	< 12,8%
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,9	1,074	0,71	< 33,89%
Выход горной массы с 1 м бурения	g	м ³	32,73	29,07	32,73	> 12,6%

Таблица 6.2 – Итоговые данные эффективности и безопасности по факту внедрения камуфлетно-скважинного метода

Параметр	Усл. обозн.	Ед. изм.	Усредненное значение, по методу			Процентное отношение значения относительно применения нового метода к фактическому значению традиц. метода, %
			традиционному		новому	
			по проекту	по факту	КСМ	КСМ/факт
Безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	R_{оз.оборуд}	м	220,2	249	50*	< 72,4
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_с	м	386,8	416,1	210,3	< 49,5
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,9	1,29	0,28	< 78,3

Продолжение таблицы 6.2

Параметр	Усл. обозн.	Ед. изм.	Усредненное значение, по методу		КСМ	Процентное отношение значения относительно применения нового метода к фактическому значению традиц. метода, %
			традиционному	новому		
			по проекту	по факту	КСМ	КСМ/факт
Выход горной массы с 1 м бурения	g	м ³	30	26,64	36	> 35,1
Единичный объем взрывного блока	V_{е.в.б.}	м ³	–	–	–	> в 2 и более раза

*КСМ с применением отдельных укрывных матов

Представленные выше итоговые расчеты выполнены на основе сравнительного анализа параметров БВР, приведенного ниже (таблица 6.3-6.8).

Сравнительный анализ

Таблица 6.3 – Сравнительный анализ параметров БВР при применении традиционного и инновационного (МПУЗ) методов

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости метода заряжения		
			традиционный		МПУЗ
			по плану	по факту	
Высота уступа	H _{уст}	м	10	10	10
Глубина скважины	L	м	11	11	11
Длина перебура	l _{пер}	м	1	1	1
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6
Расстояние между рядами скважин	b	м	6	6	6
Диаметр скважины (усредненное значение)	d	м	0,227	0,247	0,227
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,9	1,074	0,71
Длина скважинного заряда, в т.ч.:	l _з	м	6,98	6,98	6,98
<i>сплошного заряда</i>	l _{з.сплош}	м	6,98	6,98	–
<i>нижнего заряда</i>	l _{з.низ}	м	–	–	1,5
<i>инертного промежутка</i>	l _{ин.пр}	м	–	–	1,48
<i>верхнего заряда</i>	l _{з.верх}	м	–	–	4,0
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l _н	м	4,02	4,02	4,0
Вместимость ВВ в 1 м скважины	P	кг/м	46,80	77,11	46,80

Продолжение таблицы 6.3

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости метода заряжания		
			традиционный		МПУЗ
			по плану	по факту	
Плотность заряжания (до газогенерации)	Δ	кг/м ³	1300	1300	1300
Плотность заряжания (после газогенерации)	Δ	кг/м ³	1160	1160	1160
Масса скважинного заряда, в т.ч.:	m	кг	327	538	257
<i>сплошного заряда ЭВВ</i>	m _{нз}	кг	327	538	–
<i>нижнего заряда</i>	m _{вз}	кг	–	–	70
<i>верхнего заряда ЭВВ</i>	m _{нз}	кг	–	–	187
Выход горной массы с одного м бурения	g	м ³	32,73	29,07	32,73
<i>Коэффициент перебуривания скважин</i>	–	–	–	1,126	–

Таблица 6.4 – Сравнительный анализ при применении традиционного и инновационного (КСМ) методов по МГГП

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости метода заряжания		
			традиционный		КСМ
			по плану	по факту	
Высота уступа	H _{уст}	м	10	10	10
Глубина скважины	L	м	12	12	10
Длина перебура	l _{пер}	м	2	2	0
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6
Расстояние между рядами скважин	b	м	6	6	6
Диаметр скважины (усредненное значение)	d	м	0,227	0,253	0,227
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	1,0	1,29	0,28
Длина скважинного заряда, в т.ч.:	l _з	м	7,98	7,98	8,2
<i>сплошного заряда</i>	l _{з.сплош}	м	7,98	7,98	–
<i>нижнего заряда</i>	l _{з.низ}	м	–	–	1,3
<i>инертного промежутка</i>	l _{ин.пр}	м	–	–	6,1
<i>верхнего заряда</i>	l _{з.верх}	м	–	–	0,9
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l _н	м	4,02	4,02	1,8
Вместимость ВВ в 1 м скважины	P	кг/м	46,80	58,29	46,80
Плотность заряжания (до газогенерации)	Δ	кг/м ³	1300	1300	1300
Плотность заряжания (после газогенерации)	Δ	кг/м ³	1160	1160	1160
Масса скважинного заряда, в т.ч.:	m	кг	373	465	100
<i>сплошного заряда ЭВВ</i>	m _{нз}	кг	373	465	–

Продолжение таблицы 6.4

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости метода заряжания		
			традиционный		КСМ
			по плану	по факту	
<i>нижнего заряда</i>	$m_{вз}$	кг	–	–	60
<i>верхнего заряда ЭВВ</i>	$m_{нз}$	кг	–	–	40
<i>Выход горной массы с одного м бурения</i>	g	m^3	30,00	26,64	36,00
<i>Коэффициент перебуривания скважин</i>	–	–	–	1,126	–

На основании анализа (таблицы 6.3, 6.4) выполнен сравнительный расчет безопасных расстояний по разлету фрагментов ВГМ для оборудования и сейсмическому воздействию (таблицы 6.5-6.8) при разных методах.

Таблица 6.5 – Сравнительный расчет безопасных расстояний по разлету фрагментов ВГМ для оборудования при применении традиционного и инновационного (МПУЗ) методов

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода заряжания		
			традиционный		МПУЗ
			План	Факт	
Безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	$R_{оз.оборуд}$	м	207,7	235,2	207,7
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6
Коэффициент крепости по Протодьяконову	f	–	10	10	10
Коэффициент заполнения скважины ВВ	η_z	–	0,635	0,635	0,635
Коэффициент заполнения скважины забойкой	$\eta_{заб}$	–	0,365	0,365	0,365
Коэффициент удаления заряда ВВ от устья скважины	$\eta_{уз}$	–	0,498	0,498	0,498
Диаметр взрывающей скважины (усредненное значение)	d	м	0,227	0,291	0,227
Длина заряда	l_z	м	6,98	6,98	7,0
Глубина скважины	L	м	11	11	11
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l_n	м	4,02	4,02	4,02

Таблица 6.6 – Сравнительный расчет безопасных расстояний по разлету фрагментов ВГМ для оборудования при применении традиционного и инновационного (КСМ) методов в условиях МГТП

Параметры БВР	Усл. обозн.	Уд. изм.	Значения параметров в зависимости от метода заряжания		
			традиционный		КСМ
			План	Факт	
Безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	$R_{\text{оз.оборуд}}$	м	220,2	249,0	50*
Расстояние между скважинами в ряду	a	м	6	6	6
Коэффициент крепости по Протодьяконову	f	–	10	10	10
Коэффициент заполнения скважины ВВ	η_z	–	0,665	0,665	0,085
Коэффициент заполнения скважины забойкой	$\eta_{\text{заб}}$	–	0,335	0,335	0,176
Коэффициент удаления заряда ВВ от устья скважины	$\eta_{\text{уз}}$	–	0,498	0,497	1,134
Диаметр взрывающей скважины (усредненное значение)	d	м	0,227	0,291	0,227
Длина заряда	l_z	м	7,98	7,98	0,85
Глубина скважины	L	м	12	12	10
Длина свободной от заряда верхней части скважины	l_n	м	4,02	4,02	1,8

*КСМ с применением отдельных укрывных матов

Таблица 6.7 – Сравнительный расчет безопасных расстояний по сейсмическому воздействию при применении традиционного и инновационного (МПУЗ) методов

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости от метода заряжания		
			традиционный		МПУЗ
			План	Факт	
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_c	–	369,9	391,7	341,7
Коэффициент, зависящий от условий взрывания	a_i	–	2	2	2
Коэффициент, зависящий от свойств грунта	K_r	–	8	8	8
Коэффициент, зависящий от типа здания	K_c	–	2	2	2
Общая масса скважинных зарядов	Q	кг	163319	193886	128690
Количество скважинных зарядов на взрывном блоке	N	шт	500	500	500

Таблица 6.8 – Сравнительный расчет безопасных расстояний по сейсмическому воздействию при применении традиционного и инновационного (КСМ) методов в условиях МГПП

Параметры БВР	Усл. обозн.	Ед. изм.	Значения параметров в зависимости метода заряжания		
			традиционный		КСМ
			План	Факт	
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_c	–	386,8	416,1	210,3
Коэффициент, зависящий от условий взрывания	a	–	2	2	2
Коэффициент, зависящий от свойств грунта	K_r	–	8	8	8
Коэффициент, зависящий от типа здания	K_c	–	2	2	2
Общая масса скважинных зарядов	Q	кг	186717	232500	30000
Количество скважинных зарядов на взрывном блоке	N	шт	500	500	500

В таблице 6.9 приведена стоимость материалов с учетом индексации цен и транспортных расходов по состоянию на 2025 год, без учета налога на добавленную стоимость.

Таблица 6.9 – Стоимость материалов для ведения взрывных работ

Наименование	Ед. изм.	Стоимость, руб.
ПЭВВ - Эмуласт АС-30ФП	кг	98
ЭВВ НПГМ-70	кг	57
Тротил гексогеновая шашка ТГ-500	кг	375
Эмульсионный пром. детонатор	шт	230
Электронный детонатор	шт	1500
СИ - Устройство ИСКРА-С (5м)	шт	250
СИ - Устройство ИСКРА-С (12м)	шт	355
СИ - Устройство Искра-Т	шт	1000
Устройство для создания инертного промежутка в виде полый пластиковой трубы	шт	1160
Устройство типа "УЗУ" (для запириания продуктов взрыва в скважине)	шт	950
Зарядный рукав (полиэтиленовый)	шт	540
Укрывной мат 4,3×4 м, двухслойный из нетканого материала плотностью 6000 г/м ³ , с устройством фиксации к поверхности взрывного блока	шт	5300

Далее, с учетом стоимости материалов для ВР произведен экономический расчёт (таблицы 6.10-6.11)

Таблица 6.10 – Экономический расчет с учетом применения метода параметрической устойчивости заряда

Наименование	Ед. изм.	Метод	
		Традиционный (факт)	МПУЗ
Сравнительные параметры			
Годовой объем ВГМ	млн. м ³	30,0	30,0
Удельный расход ВВ (<i>q</i>)	кг/м ³	1,074	0,72
Выход горной массы с 1 скважины (<i>g</i> _{скв})	м ³	29,07	32,73
Затраты на:			
ВВ нижнего заряда	руб	22116	3990
ВВ верхнего заряда	руб	–	10659
Устройство инертного промежутка	руб	–	1160
Эмульсионный ПД	руб	230	230
ПД из ТГ	руб	–	375
Средства инициирования (СИ)	руб	355	2000
Зарядный рукав	руб	–	540
Итого	руб	22701	18954
Удельные затраты на БВР на 1 м³, в т.ч.:			
ВМ	руб/м ³	63,1	52,7
Бурение	руб/м ³	106,5	79,0
ΣВМ, Бурение	руб/м ³	170	132
Суммарные затраты			
Всего, в т.ч.:	млн. руб	5087	3949
на бурение	млн. руб	3195	2369
на ВМ	млн. руб	1892	1580
Экономический эффект			
с 1 м ³	руб	38	
Годовой	млн. руб	1138	

*с учетом процента перебуривания скважин - 12,6%

Таблица 6.11 – Экономический расчет с учетом применения камуфлетно-скважинного метода

Наименование	Ед. изм.	Метод	
		Традиционный (факт)	КСМ
Сравнительные параметры			
Годовой объем ВГМ	млн. м ³	10,0	10,0
Удельный расход ВВ (<i>q</i>)	кг/м ³	1,29	0,28
Выход горной массы с 1 скважины (<i>g</i> _{скв})	м ³	26,64	36,00

Продолжение таблицы 6.11

Наименование	Ед. изм.	Метод	
		Традиционный (факт)	КСМ
Затраты на:			
ВВ нижнего заряда	руб	26505	3420
ВВ верхнего заряда	руб	–	2280
Устройство типа "УЗУ"	руб	–	950
Эмульсионный ПД	руб	230	230
ПД из ТГ	руб	–	750
Средства инициирования (СИ)	руб	355	3250
Зарядный рукав	руб	–	1080
Укрывной мат	руб	–	5300
Итого	руб	27090	17260
Удельные затраты на БВР, в т.ч.:			
ВМ	руб/м ³	75,3	47,9
Бурение	руб/м ³	127,1	71,9
ΣВМ, Бурение	руб/м ³	202	120
Суммарные затраты			
Всего, в т.ч.:	млн. руб	2023	1199
на бурение	млн. руб	1271	719
на ВМ	млн. руб	753	479
Экономический эффект			
с 1 м ³	руб	82	
Годовой	млн. руб	825	

*с учетом процента перебуривания скважин - 12,6%

С учетом результатов расчета, представленных в таблицах 6.10 - 6.11, среднегодовой экономический эффект по совокупности трех анализируемых разрезов («Правобережный», «Эльга», «Буреинский») составил **49,08 руб.** на кубический метр. При условии достижения минимального суммарного годового объема ВГМ в размере 40 млн м³ с указанных разрезов (включая 10 млн м³ МГГП и 30 млн м³ мерзлых полускальных пород), минимальный совокупный годовой экономический эффект оценивается в **1,963 млрд руб.** Данные расчеты произведены с учетом индексации цен и транспортных расходов по состоянию на 2025 год, без учета налога на добавленную стоимость.

6.2 Анализ влияния фактора углубления угольных разрезов равнинного типа на планирование буровзрывных работ в зоне мерзлых пород

Для повышения качества планирования буровзрывных работ угольных разрезов равнинного типа в условиях мёрзлых пород исследован фактор углубления горных работ для выработки экономически выгодных решений с учетом обоснованных в настоящей работе новых методов, а именно, возможности значительного снижения затрат на взрывную подготовку к выемке мерзлых гравийно-галечниковых пород реализацией камуфлетно-скважинного метода.

6.2.1 Исследование вопросов, связанных с изменением условий горных работ при углублении карьера

Для технологических процессов характерно интенсивное развитие БВР при постоянном изменении горно-геологических условий [100, 161]. С увеличением глубины угольных разрезов наблюдается постепенное снижение ширины рабочих площадок, повышение крепости горных пород и усложнение гидрогеологических условий [51, 89, 100, 141, 152, 238]. При этом сужается область применения наиболее эффективного короткозамедленного взрывания (КЗВ) скважинными зарядами большого диаметра. Это обуславливает необходимость разработки принципиально новых технологических подходов к проведению взрывных работ (ВР), использующих скважины малого диаметра в условиях ограниченной ширины рабочих площадок. В работе [169] профессор Мосинец В.Н. утверждает, что именно снижение диаметра скважинных зарядов ВВ по мере понижения горных работ, является первым необходимым условием успешного развития ВР, которое диктуется снижением на глубоких карьерах ширины рабочих площадок и необходимостью сохранения при этом технологии многорядного КЗВ. Удовлетворение этого условия возможно лишь на основе применения скважин небольшого, до 150-160 мм диаметра [169], позволяющего при снижении нагрузки на скважину до 150-200 кг сохранять масштабность многорядного КЗВ при

снижении среднего размера куска на фронте дробления на одинаковых приведенных расстояниях по отношению к скважинным зарядам большого диаметра.

Вторым условием успешного применения на карьерах поточной и циклично-поточной технологии при их повышенной глубине, по мнению д.т.н. Мосинца В.Н., является изменение параметров системы разработки с учетом повышения высоты взрываемого уступа, обеспечения кратности высоты разрабатываемого уступа высоте взрываемого уступа при установке оборудования на ВГМ и независимого ведения буровых и погрузочно-транспортных работ при дроблении массива под предварительно взорванным слоем.

Как показывает опыт [169], при последовательном увеличении высоты заряда и равномерном размещении ВВ в массиве улучшается качество ВГМ при сокращении зоны практически нерегулируемого дробления. При этом отмечено, что предел возможной глубины заложения зарядов для труднодробимых пород составляет 20-25 м, для среднедробимых пород – 30-35 м, а для легкодробимых пород – 40-50 метров.

По мере углубления карьера, согласно исследованию [141], наблюдается изменение соотношения пород горного массива по прочности (рисунок 6.2). При этом отмечается тенденция к увеличению прочности пород с глубиной, в среднем на 0,39–0,58 единиц на каждые 100 метров. Аналогично возрастает и блочность массива (рисунок 6.3). В связи с этим фактором зафиксировано снижение эффективности работы буровых станков по мере углубления карьера на каждые 100 метров.

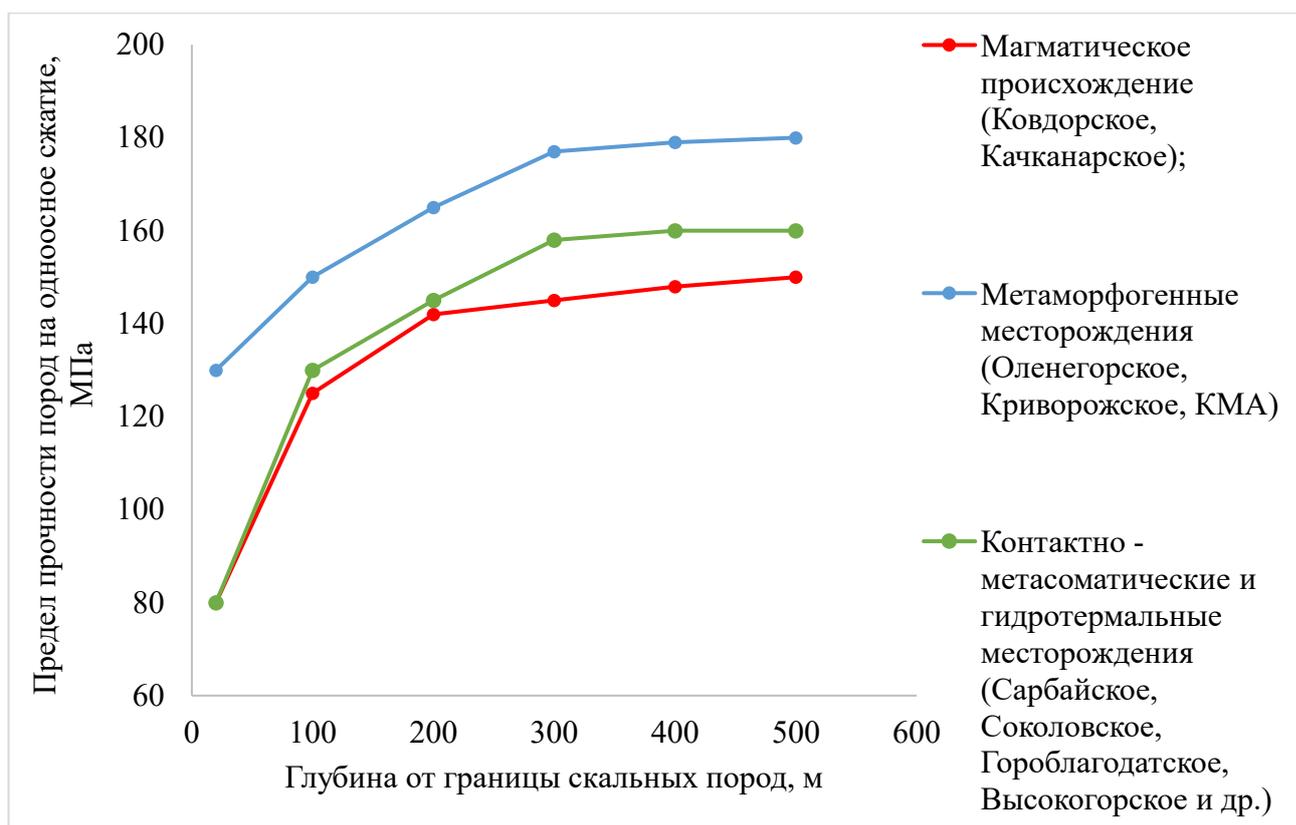


Рисунок 6.2 – Изменение прочности пород с увеличением глубины карьера [141]

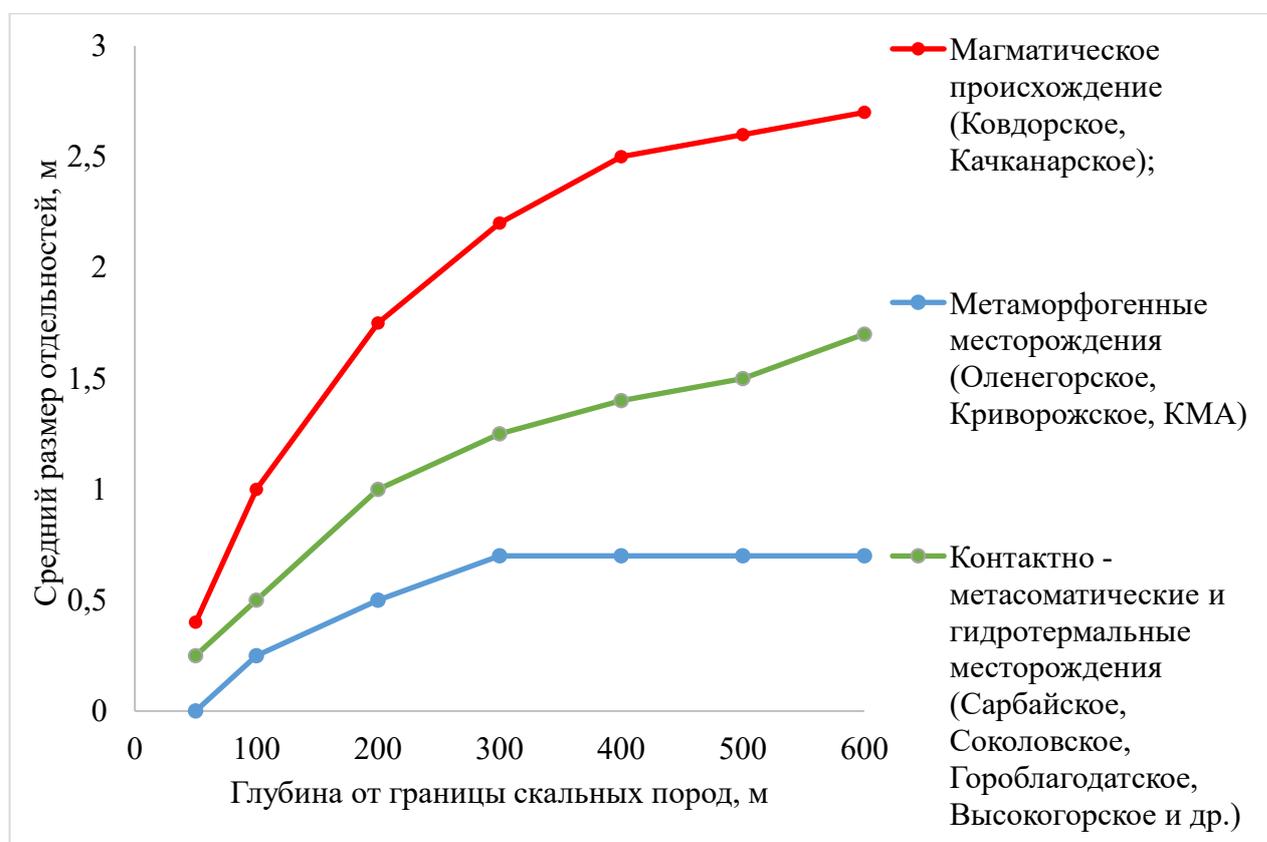


Рисунок 6.3 – Изменение блочности пород с увеличением глубины карьера [141]

Структура горных пород претерпевает изменения в зависимости от глубины, скорости и направления горных работ. По мере увеличения глубины разработки карьера наблюдается тенденция к повышению прочности и блочности пород (таблица 6.12). Исследования, проведенные на более чем 19 месторождениях, выявили линейную зависимость этого явления [316].

Таблица 6.12 – Изменение блочности с углублением карьеров [316]

L, м	Размер отдельностей (средний), м					
	«Качканар»	«Сокол»	«Сарбай»	«Ковдор»	«Коршунов»	«Оленегор»
0-50	0,32	0,3	0,45	0,4	0,3	0,3
50-100	0,8	0,7	0,8	0,8	0,62	0,52
100-150	1,7	0,9	1,1	1,5	0,9	0,52
150-200	1,8	1,1	1,3	2,2	1,1	0,6
200	2,3	1,2	1,4	2,8	1,2	-

Исследования по оценке устойчивости откосов карьера Сорского молибденового комбината были проведены Уральским филиалом Всесоюзного научно-исследовательского института механики горного дела (ВНИМИ) в 60-х годах [204]. Для обеспечения безопасной эксплуатации Сорского карьера (глубиной 150 м) проведено исследование устойчивости его бортов. На основе анализа керна, полученного из скважин глубиной до 490 м, определены физико-механические свойства пород. Результаты позволили разработать рекомендации по углам наклона откосов карьера с учетом различной степени выветривания пород в верхней, средней и нижней зонах. В ходе дальнейшей эксплуатации карьера наблюдалось изменение свойств горных пород. В частности, отмечалось увеличение сцепления в куске и массиве горных пород, увеличение объемного веса и уменьшение коэффициента структурного ослабления (таблица 6.13).

Таблица 6.13 – Изменение свойств пород с увеличением глубины Сорского карьера [204]

Зона	L, м	Категории пород	Объемный вес γ , т/м ³	Сцепление в куске C_k , т/м ²	Угол внутреннего трения ϕ , град.	Коэфф-т структурного ослабления	Сцепление в массиве, C_m , т/м ²
Верхняя	0-50	Сильновыветрелые	2,38	143	36 30	0,154 0,0616	22 8,8
		Выветрелые	2,50	390	37 30	0,082 0,0328	32 12,8
		Средние	2,41	266	36,5 30	0,1018 0,0407	27 10,8
Средняя	50-250	Маловыветрелые	2,62	1800	36 30	0,0283 0,0113	51 20,4
		Невыветрелые, трещиноватые	2,68	2000	36,5 30	0,0335 0,0133	67 26,8
		Средние	2,65	1900	36,25 30	0,031 0,0124	59 23,6
Нижняя	250-500	Невыветрелые, средней трещиноватости	2,69	2100	37 30	0,031 0,0124	65 26
		Невыветрелые, малой трещиноватости	2,70	2300	36,5 30	0,0374 0,0150	86 34,4
		Невыветрелые, монолитные (условно)	2,72	3800	37,5 30	0,0321 0,0128	122 48,8
		Средние	2,703	2733	37 30	0,0333 0,0133	91 36,4

Системный анализ [51, 186, 257, 269, 296, 336] показал, что с ростом глубины залегания угольных пластов повышается сложность горно-геологических условий их разработки открытым способом. При этом отмечено [98, 186, 261], что в большей степени именно угольные пласты Дальневосточного региона, за исключением Восточно-Сибирского района, имеют неблагоприятные условия разработки.

Уплотняясь в процессе перекристаллизации кварца, песчаник преобразуется в крупнозернистый [141]. Ю.П. Зубаревым, Б.А. Лысаковым и другими учеными зафиксировано изменение типа цементирования с возрастанием глубины залегания горных пород, на примере песчаников лежащего бока угольных пластов.

Рациональное использование геологических данных существенно повышает эффективность буровзрывных работ и производительность труда при осуществлении вскрышных и добычных работ. В этой связи актуальна

разработанная «ВНИМИ» схема [96] геологического обеспечения БВР на угольных месторождениях (рисунок 6.4).

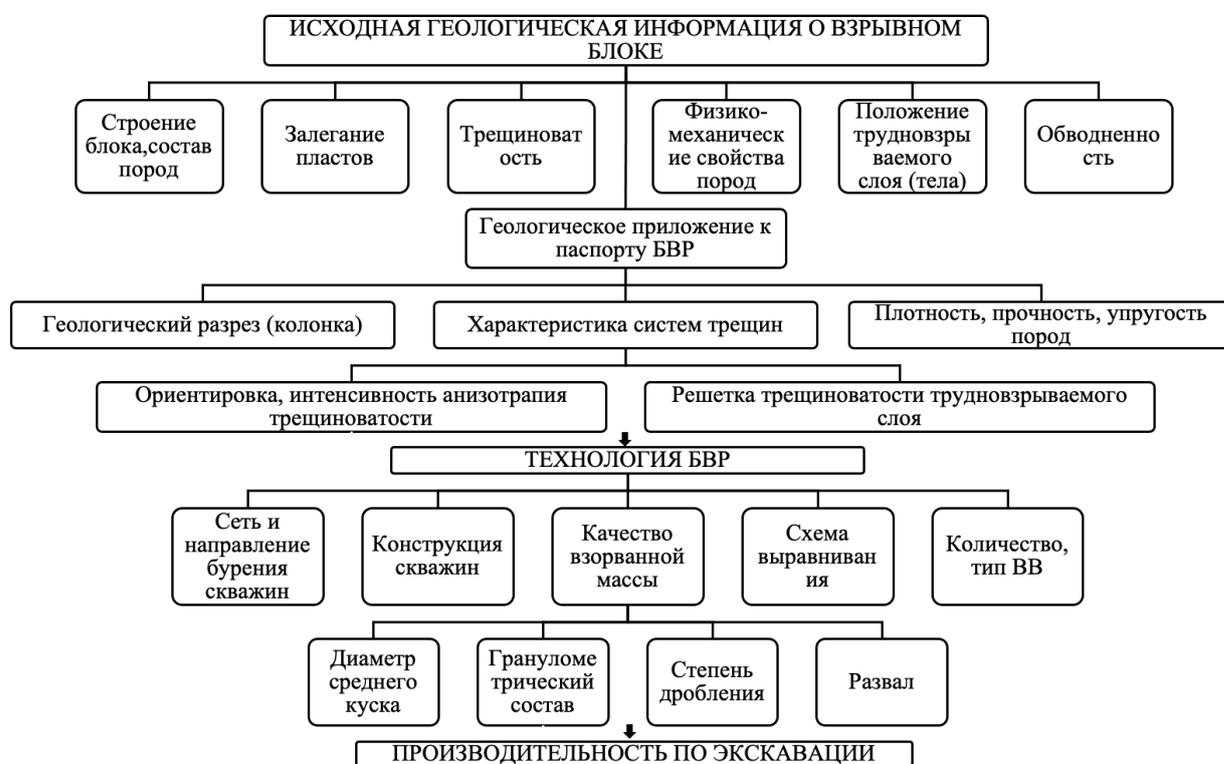


Рисунок 6.4 – Схема геологического обеспечения БВР на угольных месторождениях [141]

В естественных условиях горные породы подвергаются воздействию множества факторов, таких как давление вышележащих слоёв, циркуляция водных растворов и тектоническая активность. Эти факторы, обусловленные различными физическими, физико-химическими и геологическими процессами, оказывают существенное влияние на структуру и свойства горных пород [3]. Под действием геостатического давления, прежде всего, происходит процесс уплотнения горных пород, сопровождающийся уменьшением их пористости за счёт изменения первоначального объёма [19, 210]. Этот процесс продолжается до тех пор, пока не произойдёт непосредственное соприкосновение минеральных зёрен между собой.

При эксплуатации угольных разрезов возникает необходимость в обосновании расхождений между запланированными и фактическими параметрами буровзрывных работ. Данное расхождение обусловлено

отклонениями фактического положения горных работ от проектного по глубине разработки. Указанная проблема наиболее актуальна для угольных месторождений, представленных преимущественно осадочными породами, которые составляют более 75% площади земной поверхности [326].

Анализ опыта эксплуатации угольных разрезов показывает, что с увеличением глубины разработки усложняются условия производства работ. Это обусловлено ростом объемов вскрышных работ, повышением водонасыщенности пород, уменьшением ширины рабочих площадок уступов и возрастанием сопротивляемости пород взрывному воздействию [141]. Исследованиями подтверждена взаимосвязь эффективности разрушения массива с прочностью горных пород на сдвиг и сжатие, а также с их степенью трещиноватости, пористости и плотности [45, 331].

При принятии обоснованных инженерных решений неопределенность возникает из-за того, что оптимальные параметры выбираются во многих случаях без учета комплексного воздействия природных факторов и техногенных решений на результаты подготовки горной массы к выемке. К количественной оценке воздействия каждого из этих факторов предъявляются высокие требования. Многие из этих факторов связаны между собой, что усложняет оценку их влияния на выбор оптимальных решений для каждого из анализируемых параметров БВР.

В существующих нормативных документах по проектированию БВР не учитываются в достаточной мере взаимосвязи физико-механических свойств горных пород по мере углубления разреза с параметрами взрыва. Это приводит к снижению эффективности разупрочнения массива горных пород взрывом и, как следствие, негативно сказывается на устойчивости развития горных работ [51]. Поэтому проведение исследований по определению оптимальных методов разупрочнения массива буровзрывным способом в совокупности с совершенствованием технологий разработки угольных месторождений приобретает особое значение относительно понижения горных работ [52, 194, 195, 250, 331].

Для оптимизации параметров БВР в краткосрочной и долгосрочной перспективах, учитывая фактор перманентного увеличения глубины угольных разрезов, особую важность приобретает разработка и внедрение специального критерия, отражающего взаимосвязь между относительными затратами на БВР и ростом глубины разработки разреза равнинного типа, с учётом технических и экономических аспектов объекта исследования.

Разработка месторождений по мере углубления горных работ осложняется изменением физико-механических свойств горных пород (ФМС-ГП), в том числе увеличением их естественной трещиноватости и блочности. Это, в свою очередь, создает проблемы при взрывных работах и снижает эффективность работы экскаваторов [212, 213]. При этом сужение фронта работ экскаватора, увеличение концентрации техники и уменьшение единичного объема взрывных блоков приводят к учащению массовых взрывов и, как следствие, к росту опасных производственных ситуаций [59, 120, 211, 275].

Важно отметить, что изменения ФМС-ГП на разных месторождениях полезных ископаемых не характеризуются единообразием и не всегда зависят от глубины залегания и простираия горных пород. Ярким тому примером может служить Малмыжский рудный узел, расположенный в центральной части Хабаровского края, на правом берегу реки Амур [123].

На основании анализа геологического строения, региональных особенностей, инженерно-геологических свойств и гидрогеологических условий Малмыжское рудное поле классифицируется как месторождение IV типа, расположенное в массивах вулканогенно-осадочных и метаморфических пород (скальных и полускальных), пронизанных магматическими интрузиями. Данная классификация соответствует методическим рекомендациям [253]. По сложности инженерно-геологических условий разработки месторождение относится к категории «сложные» согласно инструкции по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке [62]. В качестве примера пространственной неоднородности горного массива Малмыжского месторождения на рисунке 6.5 приводится схема массива пород участка «Свобода»

по одному из профилей, где кружками разного цвета обозначены горные породы: красным цветом – малопрочные (5-15 МПа); желтым – средней прочности (15-50 МПа); зеленым – прочные (50-120 МПа). Схема данного рудного поля [123], изображённая на рисунке 6.6 в плане, подчёркивает эту неоднородность.

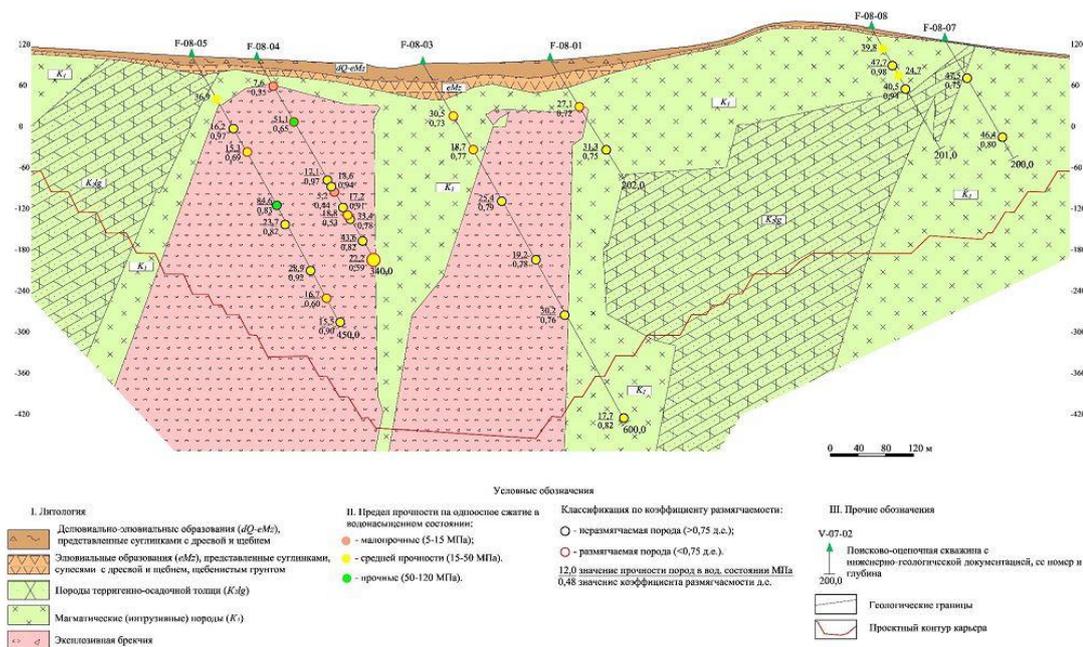
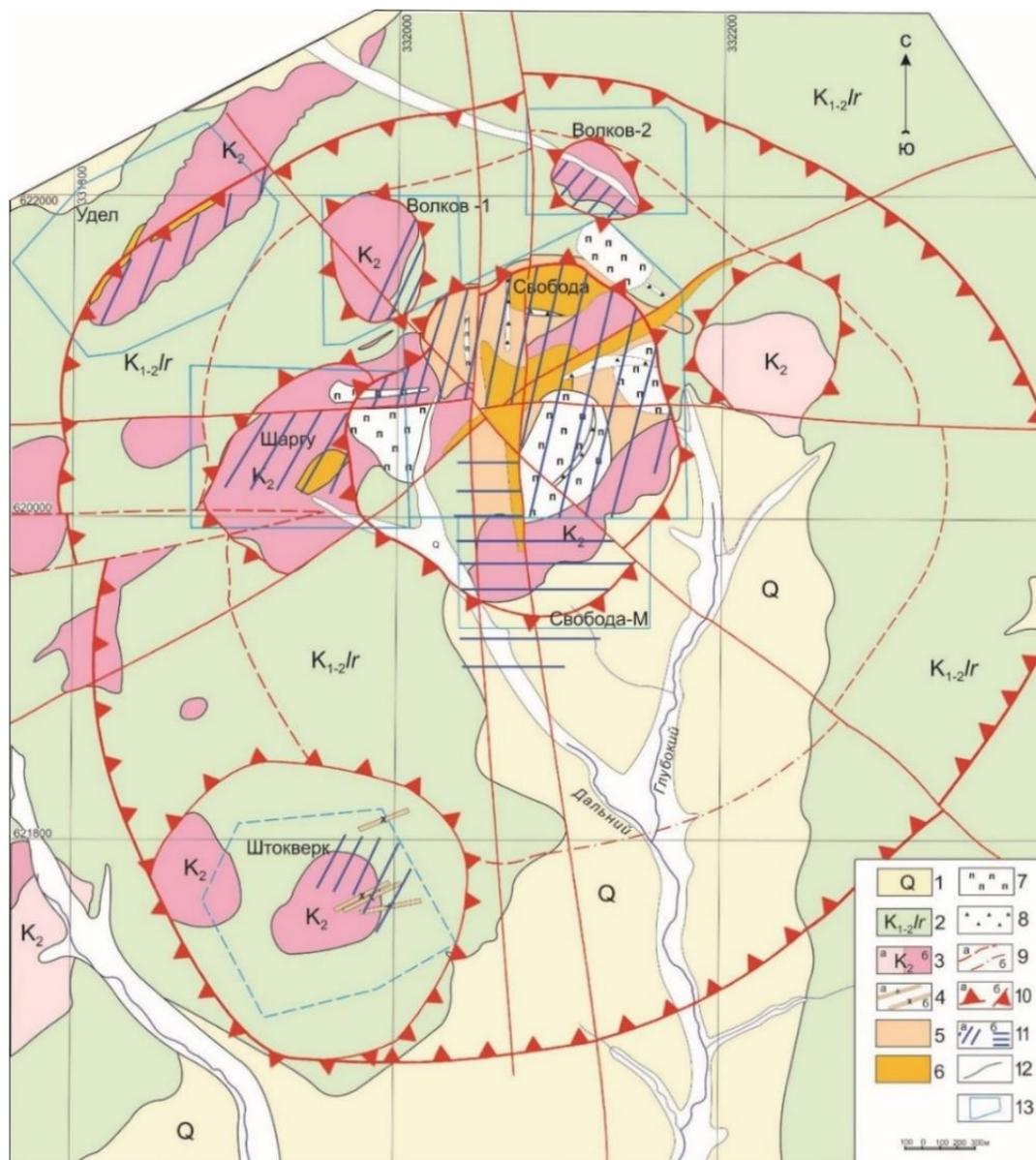


Рисунок 6.5 – Схема пространственной неоднородности пород участка «Свобода» Малмыжского месторождения по профилю F-08



1 – четвертичные отложения; 2 – нижнемеловые осадочные породы; 3 – позднемеловая ассоциация габбро, диоритов, гранодиоритов и их порфировых разновидностей (существенно гранодиоритовая и существенно диоритовая); 4 – Дайки диоритовых, гранодиоритовых порфиров; 5 – «моноблочные» брекчии; 6 – агломеративные пестрые по составу брекчии, флюидолиты; 7 – полнопроявленные биотит-амфибол-плагиоплаз-магнетитовые рудовмещающие метасоматиты; 8 – полнопроявленные существенно полевошпатовые рудовмещающие метасоматиты; 9 – тектонические нарушения; 10 – структуры (воздымания – треугольники и проседания – треугольники внутрь); 11 - участки с штокверковым оруденением; 12 – литологические границы; 13 – границы участков.

Рисунок 6.6 – Геолого-структурная схема «Свободненского» рудного поля в плане (автор к.г.-м.н. В.Г. Крюков)

Следует подчеркнуть, что технические решения, предложенные автором в данной главе, неприменимы к месторождениям, схожим с Малмыжским. Это обусловлено значительной пространственной неоднородностью геологического строения и отсутствием связи между глубиной залегания, и физико-механическими характеристиками горных пород данного месторождения, включая их трещиноватость и прочность. Автор акцентирует на этом внимание, поскольку для эффективной разработки месторождений необходимо адаптировать стратегию с учётом геологических условий. При выраженной пространственной неоднородности строения требуется принципиально иной подход по сравнению с ситуацией, когда существует относительно чёткая корреляция между свойствами горного массива и глубиной залегания пород.

В настоящем исследовании рассматривается возможность выработки решений, направленных на повышение эффективности разработки угольных месторождений равнинного типа в зоне мерзлых пород, с учетом фактора углубления до 100 метров.

6.2.2 Обоснование критерия оценки влияния углубления горных работ на угольных месторождениях в условиях криолитозоны

В приведенном выше исследовании горно-геологических особенностей отдельных угольных месторождений можно отметить, что они состоят преимущественно из осадочных пород. При этом по мере углубления возрастает горное давление, повышается блочность, обводненность и крепость горных пород (рисунок 6.7).

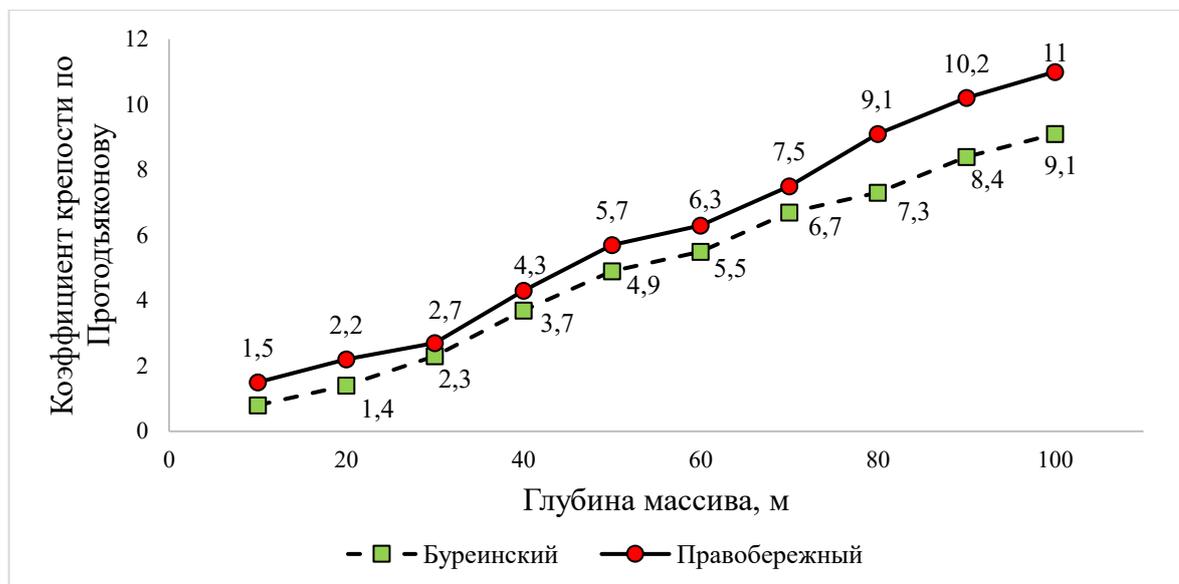


Рисунок 6.7 – Динамика изменения коэффициента крепости вмещающих пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова по мере углубления угольных разрезов (Буреинский, Правобережный)

Указанные факторы отрицательно влияют на эффективность и безопасность подготовки массива горных пород к выемке, в том числе на планировании рационального единичного объема взрывного блока ($V_{р.е.в.б.}$), где требуемое качество взорванной горной массы обеспечивается за счет оптимизации параметров БВР, главным образом посредством увеличения удельного расхода ВВ и уменьшения выхода горной массы с одного метра бурения при неизменном диаметре скважин.

Учитывая изложенное, в процессе проведенного автором исследования выявлено, что планируемые показатели БВР расходятся с фактическими не только по техническим и геологическим причинам (параметры БВР, свойства массива), но и организационным (отклонение годового плана развития горных работ от операционного), что в итоге негативно отражается на финансово-экономической деятельности предприятия.

Основные факторы, приводящие к расхождению между плановыми и фактическими показателями БВР, схематично показаны на рисунке 6.8, где зеленым цветом выделены уступы, планируемые к подготовке буровзрывным

способом, а красным цветом – уступы, где БВР проводились по факту в соответствующем планируемом периоде.

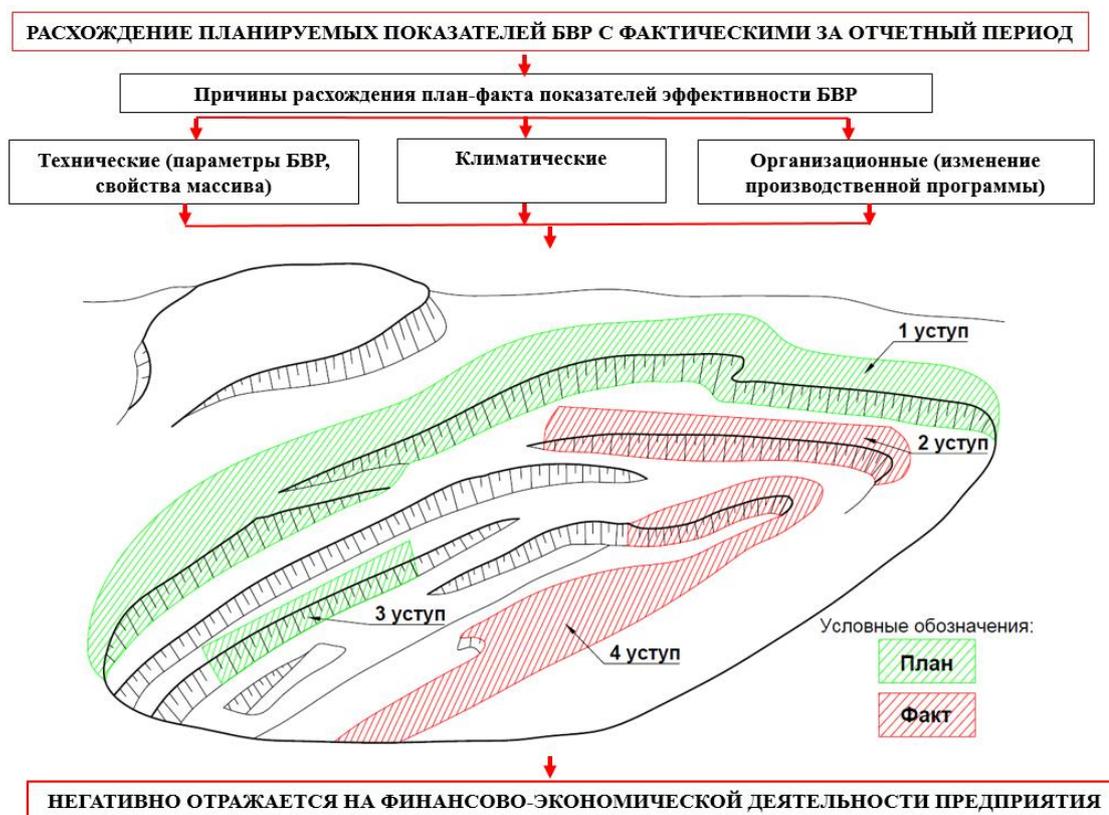


Рисунок 6.8 – Схема, иллюстрирующая основные факторы расхождения плановых показателей БВР с фактическими

В процессе исследований процесса БВР на ряде угольных разрезов, а также карьеров преимущественно Дальневосточного региона, зафиксировано наличие следующих основных проблем при планировании развития горных работ:

1. В рамках существующих стратегий развития горнодобывающих компаний предусматривается ежегодное повышение эффективности процесса БВР посредством оптимизации ключевых показателей БВР, а именно: снижения удельного расхода ВВ и повышения выхода горной массы с 1 метра относительно соответствующих среднегодовых значений по предыдущему году, без детальной проработки фактора изменения горно-геологических условий относительно глубины разработки.

2. Отсутствие полноценной карты районирования карьера (разреза), характеризующей горно-геологические условия.

3. Чрезмерная частота пересмотра годовых планов по объемам добычи и вскрыши в течение года эксплуатации карьера, при ежеквартальном и ежемесячном оперативном планировании.

Наличие перечисленных негативных факторов в комплексе обуславливает неудовлетворительное качество взорванной горной массы, что, в свою очередь, негативно отражается на всех последующих технологических процессах открытых горных работ и, как следствие, приводит к увеличению себестоимости конечного продукта.

Указанные обстоятельства определяют необходимость разработки технических решений, направленных на повышение уровня эффективности планирования БВР с учетом фактора углубления угольного разреза.

В целях технико-экономической оценки процесса подготовки массива горных пород к выемке взрывным способом за отчетный период и повышения эффективности планирования БВР на будущие периоды, в том числе рационализации единичного объема взрывного блока, в качестве критерия эффективности БВР относительно фактора углубления горных работ на угольном месторождении в условиях криолитозоны, автором предложен показатель относительных затрат на БВР в условиях углубления до 100 м угольного разреза равнинного типа в зоне мерзлых пород за отчетный период - $C_{\text{ср.уст.}}$, определяемый как средневзвешенное значение номера 10 метрового уступа, считая от дневной поверхности, учитывающего объем ВГМ каждого из слагаемых уступов, для которых рассчитывается данное значение. Предложенный показатель рассчитывается по формуле:

$$C_{\text{ср.уст.}} = \frac{\sum_{i=1}^n N_{\text{уст.}} \times V_{\text{ВГМ}}}{\sum_{i=1}^n V_{\text{ВГМ}}}, \quad (6.1)$$

где $N_{уст}$ – номер 10-метрового уступа, каждому из которых, считая от дневной поверхности, присваивается номер: 1, 2, 3 и т.д. Каждый взрывной блок привязывается к номеру уступа по отметке забоя (дна) самых глубоких скважин соответствующего взрывного блока за вычетом глубины перебура.

$V_{вгм}$ – объем взорванной горной массы (ВГМ), привязанный к соответствующему уступу за расчетный период времени.

По итогам проведенных исследований на угольном разрезе «Буреинский» предприятия АО «Ургалуголь» за период 2015-2019 гг. зафиксирована взаимосвязь (рисунок 6.9) между показателем относительных затрат на БВР ($C_{ср.уст.}$) и фактическими операционными затратами на БВР (с учетом инфляции), включая процент выхода горной массы с одного метра бурения. Использование данной взаимосвязи позволяет более эффективно планировать себестоимость горно-подготовительных работ, в том числе единичный объем взрываеваемого массива горных пород, что способствует более эффективному планированию развития разработки угольных разрезов в зоне мерзлых пород.

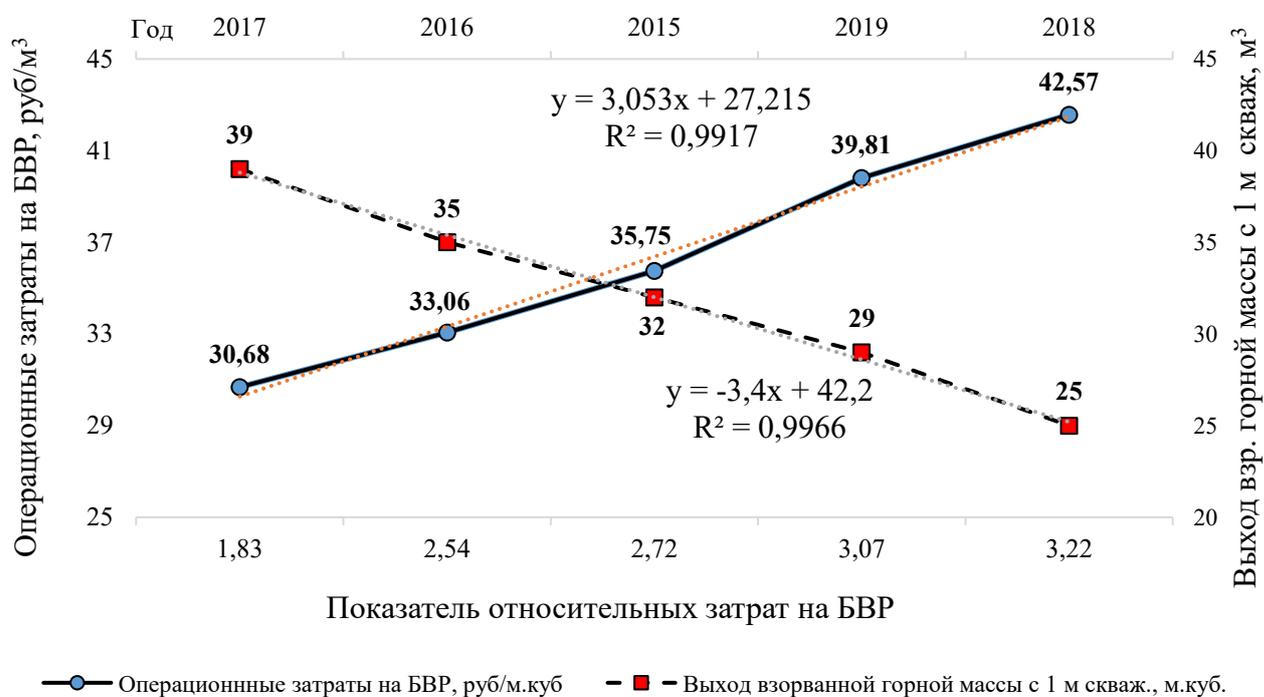


Рисунок 6.9 – Графики зависимости операционных затрат на БВР (в ценах 2015 г.) и выхода горной массы с одного метра от $C_{ср.уст.}$ на разрезе «Буреинский»

Анализ представленных графиков (рисунок 6.9) демонстрирует тесную корреляцию между операционными затратами на БВР, выходом взорванной горной массы с 1 м и показателем относительных затрат на БВР в условиях углубления горных работ на разрезе «Буреинский». Коэффициент детерминации (R^2) равный 0,99 свидетельствует о высокой степени этой зависимости. При этом зафиксировано (за период 2015-2019 гг.), что при увеличении $C_{\text{ср.уст}}$ на 76% повышаются на 39% операционные затраты на БВР и на 36% снижается выход взорванной горной массы с одного метра бурения.

Необходимо отметить, что мерзлые гравийно-галечниковые породы (МГГП) располагаются в верхних частях зоны вечной мерзлоты. Традиционная взрывная подготовка МГГП к выемке требует более высоких затрат по сравнению с разработкой мерзлых полускальных пород. Однако применение камуфлетно-скважинного метода позволяет оптимизировать затраты на буровзрывные работы (БВР) при разработке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород относительно полускальных в зоне мерзлых горных пород, что также обеспечивает возможность адаптации предложенного показателя ($C_{\text{ср.уст}}$) к указанным объектам настоящего исследования.

Применение показателя - $C_{\text{ср.уст}}$ рекомендуется к внедрению на угольных разрезах равнинного типа в зоне мерзлых пород до 100 м (считая от дневной поверхности) в целях повышения эффективности стратегического и оперативного планирования буровзрывных работ, включающего расчет рационального единичного объема взрывного блока.

6.3 Выводы по главе 6

1. Экономически обоснованы рекомендации, основанные на комплексном подходе, включающем адаптацию проектных параметров БВР к условиям разработки угольных разрезов Дальнего Востока в зоне мерзлых пород. Достигнутый среднегодовой экономический эффект по совокупности трех анализируемых разрезов («Правобережный», «Эльга», «Буреинский») составил

49,08 руб. на кубический метр. При условии достижения минимального суммарного годового объема ВГМ в размере 40 млн м³ с указанных разрезов (включая 10 млн м³ МГПП и 30 млн м³ мерзлых полускальных пород), минимальный совокупный годовой экономический эффект оценивается в **1,963 млрд руб.**, с учетом индексации цен и транспортных расходов по состоянию на 2025 год, без учета налога на добавленную стоимость.

2. Предложена методика оценки эффективности планирования буровзрывных работ в условиях криолитозоны, учитывающая взаимосвязь между затратами на БВР и углублением разреза, выраженную через показатель относительных затрат, определяемый как средневзвешенное значение номера 10-метрового уступа, отсчитываемого от дневной поверхности, с учетом объема взорванной горной массы каждого уступа, входящего в расчет данного значения, в пределах максимальной фактической глубины горных работ до 100 м.

3. Установлено, что повышение эффективности планирования процесса взрывной отбойки горных пород на угольном разрезе «Буреинский» АО «Ургалуголь» достигается оценкой затрат на БВР за прошедший отчетный период с использованием взаимосвязи между изменением параметров БВР и глубиной разработки угольного разреза. Увеличение на 76% значения показателя относительных затрат на БВР коррелирует с ростом операционных затрат БВР на 39% и снижением выхода взорванной горной массы с одного метра скважины на 36%.

Реализация предложенной методики на других угольных разрезах в аналогичных горно-геологических условиях весьма актуальна для повышения эффективности основных процессов открытых горных работ, включая оптимизацию единичного объема взрывного блока.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Настоящая диссертационная работа посвящена решению крупной научной проблемы по разработке инновационных технологий взрывного разрушения массива горных пород для повышения эффективности и безопасности освоения угольных месторождений криолитозоны за счет реализации принципа сохранения проектных параметров буровзрывных работ, имеющей важное значение для развития горнопромышленного комплекса Дальневосточного региона.

Основные научные и практические результаты работы:

1. Выявлены особенности негативного влияния фактора вариативности объема зарядной полости на безопасность и эффективность БВР при обрушении взрывных скважин в зоне мерзлых горных пород и увеличении объема взрывного блока, отражающиеся на: увеличении удельного расхода ВВ и безопасных расстояний (разлет кусков, сейсмическое воздействие); снижении выхода взорванной горной массы с 1 м бурения и качества формирования заряда из наливного эмульсионного ВВ.

2. Для условий Ургальского месторождения разработана технология адаптации параметров БВР к условиям мерзлых полускальных пород, реализуемая оперативным формированием конструкции рассредоточенного заряда, стабилизирующим его проектные параметры, внедрение которой позволяет: снизить безопасные расстояния по разлету кусков и сейсмическому воздействию на 11,7 и 12,8 % соответственно; уменьшить удельный расход ВВ на 33,9 %; повысить выход горной массы с 1 метра скважины на 12,6 %; стабилизировать скорость детонации эмульсионных ВВ; снизить выход негабарита с 7 до 1,5 %.

3. Разработан камуфлетно-скважинный метод взрывной подготовки к выемке многолетнемерзлых гравийно-галечниковых пород, предусматривающий повышенный дезинтегрирующе растепляющий эффект за счет инициирования нижней части заряда с задержкой более суток относительно верхней и применения увеличенного (50 и более мс) межскважинного замедления, что позволяет вдвое уменьшить глубину повторного смерзания и увеличить объем взрываемого массива

при снижении коэффициента разрыхления и удельного расхода ВВ более чем в 2 раза.

4. Установлена взаимосвязь между изменением скорости детонации скважинного заряда наливного эмульсионного ВВ и условиями его применения на стадиях изготовления ВВ и формирования скважинного заряда, обуславливающая необходимость контроля качества на соответствующих этапах при применении технологий стабилизации параметров заряда для обеспечения устойчивой детонации и гарантии требуемого качества взорванной горной массы при увеличении объема взрывного блока.

5. Обоснованы принципы проведения измерений скорости детонации скважинных зарядов эмульсионных ВВ в комплексе с измерениями скоростей детонации наружных удлиненных зарядов и промежуточных детонаторов, обеспечивающие более полную оценку качества наливных эмульсионных ВВ относительно существующих нормативных методов контроля.

6. Выявлена взаимосвязь между повышением среднеквадратичного отклонения срабатывания детонаторов неэлектрических систем инициирования и снижением температуры окружающей среды, отражающая рост на 0,8–32,5% среднего фактического значения отклонения времени замедления относительно номинала при снижении температуры и имеющая существенное значение для проектирования взрывных сетей и оценки сейсмобезопасности.

7. Для обеспечения допустимого уровня безопасности и эффективности взрывного разрушения массива мерзлых горных пород определена необходимость увеличения суммарного интервала замедления на 60–63 %, при которой на 7–50 % увеличивается показатель относительной сейсмобезопасности для объектов, находящихся на расстоянии 500–1500 м от взрыва, при взрывании продольными или поперечными зарядами с междурядным и межскважинным замедлением.

8. Установлена взаимосвязь между увеличением глубины взрывных скважин (с 5 до 15 м) и снижением дальности разлета кусков взорванной горной массы на 11–47 % относительно нормативных значений, в зависимости от конкретных горно-геологических условий Ургальского угольного месторождения,

обуславливающая возможность более корректного расчета безопасных расстояний по данному негативному фактору для механизмов с учетом глубины заложения скважинного заряда.

9. Предложена методика оценки эффективности планирования буровзрывных работ в условиях криолитозоны, учитывающая взаимосвязь между затратами на БВР и углублением разреза, выраженную через показатель относительных затрат, определяемый как средневзвешенное значение номера 10- метрового уступа, отсчитываемого от дневной поверхности, с учетом объема взорванной горной массы каждого уступа, входящего в расчет данного значения, в пределах максимальной фактической глубины горных работ до 100 м.

10. Совокупный годовой экономический эффект от внедрения инновационных технологий БВР в условиях криолитозоны на угольных разрезах Дальневосточного региона по состоянию на 2025 год оценивается в 1,96 млрд руб. (без НДС, с учетом индексации цен и транспортных расходов) при годовом объеме 40 млн м³ (10 млн м³ гравийно-галечниковых и 30 млн м³ полускальных пород).

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Абдулкасимов, А. М. Совершенствование качества взрывной подготовки горной массы на карьерах стройматериалов на основе оптимизации основных параметров БВР : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Абдулкасимов Абдулкасим Магомедсаидович; Мос. гос. геологоразвед. ун-т им. С. Орджоникидзе. – Москва, 2006. – 127 с.
2. Авакян, Г. А. Расчет энергетических и взрывчатых характеристик ВВ (метод Военной инженерной академии им. Ф. Э. Дзержинского) : учеб. пособие / Г. А. Авакян. – М. : Изд-во ВИА, 1964. – 106 с.
3. Авчян Г. М. Петрофизика осадочных пород в глубинных условиях / Г. М. Авчян, А. А. Матвиенко, З. Б. Стефанкевич. – М. : Недра, 1979. – 224 с.
4. Азаркович, А. Е. Взрывные работы вблизи охраняемых объектов / А. Е. Азаркович, М. И. Шуйфер, А. П. Тихомиров. – М. : Недра, 1984. – 213 с.
5. Алексеев, А. Г. Методика прогнозирования значений сезонно-талого слоя в районах распространения многолетнемерзлых грунтов с учетом их деградации при климатическом потеплении / А. Г. Алексеев, П. М. Сазонов, В. Г. Рябухина // Вестник НИЦ Строительство. – 2024. – № 4(43). – С. 81-92. – DOI 10.37538/2224-9494-2024-4(43)-81-92.
6. Анализ методов контроля качества заряда эмульсионных взрывчатых веществ / В. И. Мишнев, А. Ю. Плотников, Е. Н. Казарина, А. Г. Галимьянов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2025. – № 1. – С. 737-750.
7. Андреев, К. К. Теория взрывчатых веществ: учебник для химико-технологических специальностей вузов / К. К. Андреев, А. Ф. Беляев. – Москва : Оборонгиз, 1960. – 595 с.
8. Атласов, Р. А. Пути совершенствования строительства скважин в многолетнемерзлых породах / Р. А. Атласов, Р. М. Скрыбин, Э. Р. Туги [и др.] // Наука и образование. – 2015. – № 3(79). – С. 54-58.

9. Барон, Л. И. Коэффициенты крепости горных пород / АН СССР. М-во угольной пром-сти СССР. Ин-т горного дела им. А. А. Скочинского. — Москва : Наука, 1972. — 176 с.
10. Барон, В. Л. Техника и технология взрывных работ в США / В. Л. Барон, В. Х. Кантор. — М. : Недра, 1989. — 376 с.
11. Басарнов, А. И. Испытания устройств неэлектрической системы инициирования на время срабатывания в полигонных условиях / А. И. Басарнов, Д. Н. Батраков // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. — 2023. — № 1. — С. 27-37.
12. Батраков, Д. Н. Комплексные мероприятия по безопасному ведению взрывных работ при разработке полезных ископаемых открытым способом / Д. Н. Батраков, А. И. Басарнов // Вестник Научного центра ВостНИИ по промышленной и экологической безопасности. — 2018. — № 3. — С. 73-80.
13. Безопасность сейсмического и воздушного воздействия массовых взрывов : Учебное пособие / Б. Н. Кутузов, В. К. Совмен, Б. В. Эквист, В. Г. Вартанов. — Москва : Московский государственный горный университет, 2004. — 181 с.
14. Белин, В. А. Особенности ведения взрывных работ в условиях вечной мерзлоты на угольных разрезах Монголии / В. А. Белин, А. А. Трусов, А. Цэдэнбат // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2007. — № S7. — С. 113-118.
15. Беляев, А. Е. Новая методика бурения взрывных скважин в многолетнемерзлых породах / А. Е. Беляев, И. А. Уваров, С. Ю. Красноштанов // Вестник Иркутского государственного технического университета. — 2014. — № 11(94). — С. 117-122.
16. Большие данные для оптимизации работы погрузочной техники и автотранспорта на горных работах / М. В. Рыльникова, М. А. Макеев, М. В. Кадочников, Д. А. Клебанов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. — 2022. — № 4. — С. 343-354.
17. Боресков, М. М. Опыт руководства по минному искусству / М. М. Боресков // Инженерный журнал. — 1871. — Вып. 6. — №10. — С. 450-475.

18. Брагин, П. А. Оперативные методы оценки полноты тепловыделения при взрыве промышленных ВВ местного производства / П. А. Брагин, С. А. Горинов, И. Ю. Маслов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S9-35. – С. 3-17.

19. Брюзгина, Н. И. О законах изменения пористости и плотности горных пород с глубиной их залегания для отложений Западно-Сибирской низменности / Н. И. Брюзгина, Н. А. Туезова // Труды СНИИГГиМС: сб. науч. ст. – Новосибирск. – 1967. – Вып. 62. – С. 134-140.

20. Бульбашева, И. А. Управление сейсмическим воздействием взрывов на опоры линий электропередачи при открытой разработке месторождений : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Бульбашева Инна Александровна; ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет. – Санкт-Петербург, 2019. – 180 с.

21. Бульон, И. А. Теоретические основы сейсмического эффекта взрыва / И. А. Бульон // Наука и молодежь: проблемы, поиски, решения : Труды Всероссийской научной конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, Новокузнецк, 11–15 февраля 2019 года. Том вып. 23. – Новокузнецк: Сибирский государственный индустриальный университет, 2019. – С. 112-115.

22. Буровзрывные работы на кимберлитовых карьерах Якутии / И. Ф. Бондаренко, С. Н. Жариков, И. В. Зырянов, В. Г. Шеменев. – Екатеринбург : Институт горного дела УрО РАН, 2017. – 172 с.

23. Буровзрывные работы на угольных разрезах / Н. Я. Репин, В. П. Богатырев, В. Д. Буткин, А. С. Ташкинов. – Москва : Издательство "Недра", 1987. – 254 с.

24. Васильев, П. Н. Технология ведения взрывных работ в условиях криолитозоны / П. Н. Васильев, С. М. Ткач // Записки Горного института. – 2009. – Т. 180. – С. 114-117.

25. Верхоланцев, А. В. Разработка метода прогнозирования величины сейсмического воздействия взрывных работ на поверхностные здания и

сооружения : специальность 2.8.6. "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Верхоланцев Александр Викторович ; Пермский федеральный исследовательский центр Уральского отделения Российской академии наук. – Пермь, 2023. – 159 с.

26. Взрывное разрушение горных пород при разработке сложноструктурных месторождений / С. Д. Викторов, Ю. П. Галченко, В. М. Закалинский, С. К. Рубцов. – Москва : Издательство "Научтехлитиздат", 2013. – 336 с.

27. Взрывное разрушение массивов горных пород при освоении недр / К. Н. Трубецкой, В. Н. Захаров, С. Д. Викторов [и др.] // Проблемы недропользования. – 2014. – № 3(3). – С. 80-95.

28. Взрывное разрушение многолетнемерзлых горных пород / Г. О. Киприянов, В. С. Сорокин, Г. В. Шубин, В. С. Квагинидзе. – Якутск : Изд-во ЯГУ, 2001. – 43 с.

29. Взрывное рыхление горных пород на карьерах группы компаний "Петропавловск" / Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный журнал. – 2022. – № 2. – С. 45-50.

30. Взрывные работы на подземных рудниках: учебник для ПТУ / Е. Г. Баранов, О. Н. Беремок. – М. : Недра, 1985. – 255 с.

31. Викторов, С. Д. Экспериментальная оценка и сравнение работоспособности смесевых взрывчатых веществ различного состава / С. Д. Викторов, А. В. Старшинов, Ж. Жамьян // Взрывное дело. – 2011. – № 105-62. – С. 142-150.

32. Викторов, С. Д. Эффективная взрывная подготовка при освоении пластовых месторождений / С. Д. Викторов, В. М. Закалинский, А. А. Осокин // Вестник Российской академии наук. – 2015. – Т. 85, № 2. – С. 138-145.

33. Виноградов, Ю. И. Влияние диаметра заряда на коэффициент полезного действия взрыва / Ю. И. Виноградов, В. А. Артемов // Записки Горного института. – 2012. – Т. 198. – С. 170-173.

34. Виноградов, Ю. И. Влияние поверхности контакта заряда ВВ с породой на эффективность дробления массива горных пород / Ю. И. Виноградов, С. Я. Жихарев, С. В. Хохлов // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2018. – № 1. – С. 132-141.

35. Виноградов, Ю. И. О распределении продуктов разрушения горных пород / Ю. И. Виноградов, Г. П. Парамонов // Записки Горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 161-166.

36. Власов, О. Е. Основы расчёта дробления горных пород взрывом / О. Е. Власов, С. А. Смирнов. – М. : Изд-во Акад. наук СССР, 1962. – 104 с.

37. Влияние взрыва скважинного заряда с радиальным зазором на качество разрушения алмазоносной руды / И. В. Зырянов, И. Ф. Бондаренко, С. В. Ковалевич, С. И. Ким // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. – № 5-2. – С. 58-71.

38. Влияние конструкции заряда ВВ в скважине на сейсмоэффект взрыва / А. Д. Романько, М. А. Романько, А. В. Шкурко, Е. В. Измайлова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № S7. – С. 45-49.

39. Влияние межскважинных замедлений на уровень сейсмобезопасности с учетом отклонения времени срабатывания детонаторов / А. А. Галимьянов, А. В. Рассказова, И. В. Корнеев [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2024. – № 3. – С. 69-79.

40. Влияние параметров БВР на скорость детонации заряда взрывчатых веществ / А. А. Галимьянов, Д. Е. Герасимов, В. И. Мишнев [и др.] // Известия Тульского государственного университета. Технические науки. – 2022. – № 9. – С. 268-274.

41. Влияние параметров промежуточного детонатора на скорость детонации смесевых взрывчатых веществ / А. А. Галимьянов, К. А. Рудницкий, К. В. Гильденбрант [и др.] // Горная промышленность. – 2023. – № 3. – С. 130-133.

42. Влияние скорости детонации взрывчатых веществ на степень предразрушения горной породы при взрыве / С. В. Хохлов, Ю. И. Виноградов, В.

А. Маккоев, З. А. Абиев // Горные науки и технологии. – 2024. – Т. 9, № 2. – С. 85-96.

43. Влияние эмульгаторов на качество получаемой эмульсии при производстве эмульсионных взрывчатых веществ типа порэмит 1А / К. Е. Морозов, В. А. Соснин, Ю. Г. Печенев, Р. З. Гильманов // Вестник Казанского технологического университета. – 2014. – Т. 17, № 24. – С. 52-55.

44. Возгрин, Р. А. Измерение характеристик сейсмозрывной волны при строительстве траншеи вблизи действующего газопровода / Р. А. Возгрин, Л. В. Суравицкий // Записки Горного института. – 2013. – Т. 206. – С. 69-73.

45. Вокин, В. Н. Открытая геотехнология : практикум / В. Н. Вокин, Е. В. Кирюшина, М. Ю. Кадеров. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2018. – 132 с.

46. Габитов, С. И. Анализ обвальнoй породы в процессе бурения как инструмент для безопасного строительства скважины / С. И. Габитов, А. С. Гоцуляк, И. С. Чебышев, Т. Р. Ахметшин // Нефтяная провинция. – 2021. – № 1(25). – С. 124-140. – DOI 10.25689/NP.2021.1.124-140.

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

48. Газопроницаемые укрытия мест взрыва из упругих элементов / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, К. В. Гильденбрант, В. Н. Клименко // Фундаментальная и прикладная наука: состояние и тенденция развития : Сборник статей III Международной научно-практической конференции, Петрозаводск, 05 марта 2020 года. – Петрозаводск: Международный центр научного партнерства «Новая Наука» (ИП Ивановская Ирина Игоревна), 2020. – С. 146-159.

49. Газопроницаемые цепные маты для укрытия мест взрыва / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, К. В. Гильденбрант, В. Н. Клименко // Фундаментальная и прикладная наука: состояние и тенденция развития : Сборник статей III Международной научно-практической конференции, Петрозаводск, 05 марта 2020

года. – Петрозаводск: Международный центр научного партнерства «Новая Наука» (ИП Ивановская Ирина Игоревна), 2020. – С. 168-177.

50. Галимьянов, А. А. Исследование эффективности конструкции скважинных зарядов при изменении расположения точки инициирования по высоте колонки заряда / А. А. Галимьянов, В. И. Мишнев // Проблемы недропользования. – 2024. – № 3(42). – С. 72-77.

51. Галимьянов, А. А. Оценка влияния глубины разработки угольных месторождений на основные показатели буровзрывных работ на предприятии "Ургалуголь" / А. А. Галимьянов, А. А. Соболев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 12-1. – С. 69- 75.

52. Галимьянов, А. А. Повышение эффективности взрывного рыхления мёрзлых горных пород / А. А. Галимьянов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S1-1. – С. 433-438.

53. Галимьянов, А. А. Повышение эффективности процесса подготовки горной массы к выемке за счет применения новых параметров технологии буровзрывных работ / А. А. Галимьянов, А. А. Соболев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 3. – С. 107-121.

54. Галимьянов, А. А. Применение камуфлетно-скважинного взрывания для дробления вечномерзлых гравийно-галечниковых пород на угольных разрезах / А. А. Галимьянов, В. И. Мишнев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2025. – № 1. – С. 100-108.

55. Галимьянов, А. А. Рациональный объем массового взрыва при разработке карьеров / А. А. Галимьянов, В. И. Мишнев // Известия Коми научного центра УрО РАН. – 2025. – № 3(79). – С. 102-105

56. Галимьянов, А. А. Совершенствование технологий буровзрывных работ на угольных разрезах Дальневосточного региона / А. А. Галимьянов. – Хабаровск : Хабаровский федеральный исследовательский центр, 2025. – 308 с. – ISBN 978-5-905652-40-0.

57. Галимьянов, А. А. Способы измерения скорости детонации зарядов взрывчатых веществ / А. А. Галимьянов, В. И. Мишнев // Вестник Забайкальского горного колледжа. – 2024. – № 17. – С. 40-44.

58. Галимьянов, А. А. Уточнение методов контроля качества эмульсионных взрывчатых веществ / А. А. Галимьянов, Е. Б. Шевкун // Уголь. – 2024. – № 11(1186). – С. 122-128.

59. Галкин, А. В. Методы надежного обеспечения безопасности производства на основе контроля опасных производственных ситуаций / А. В. Галкин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S1-1. – С. 138-148.

60. Галкин, В. А. Технологические основы проектирования и планирования грузопотоков на рудных карьерах с автомобильным транспортом : специальность 05.15.03 "Открытая разработка месторождений полезных ископаемых" : диссертация на соискание учёной степени доктора технических наук / Галкин Владимир Алексеевич ; Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова. – Магнитогорск, 1987. – 261 с.

61. Ганопольский, М. И. Методы ведения взрывных работ. Специальные взрывные работы: Учебное пособие / М. И. Ганопольский, В. Л. Барон, В. А. Белин [и др.]. – М. : изд-во МГГУ, 2007. – 563 с.

62. Геомеханическая оценка параметров бортов и отвалов при разработке Малмыжского месторождения открытым способом, 123/1-ИОС-5.7.2.-С, ООО «НТЦ – Геотехнология», Екатеринбург 2020 г.

63. Голубин, К. А. Обоснование резерва взорванной горной массы на разрезах с автомобильным транспортом : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Голубин Кирилл Андреевич ; Кузбас. гос. техн. ун-т. – Кемерово, 2013. – 115 с.

64. Горинов, С. А. Аппроксимационный метод расчета детонационных параметров низкоплотных аммиачно-селитренных ВВ / С. А. Горинов // Горный

информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 10. – С. 244-255.

65. Горинов, С. А. Инициирование и детонация эмульсионных взрывчатых веществ / С. А. Горинов. – Йошкар-Ола : Стринг, 2020. – 214 с.

66. Горинов, С. А. Научно-технические основы и технологии обеспечения устойчивой детонации эмульсионных взрывчатых веществ в скважинных зарядах : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Горинов Сергей Александрович ; Ин-т горн. дела УрО РАН. – Екатеринбург, 2018. – 263 с.

67. Горная энциклопедия : в 5 т. / редкол. : Е. А. Козловский (гл. ред.) [и др.]. СССР – Яшма. – Москва : Советская энциклопедия, 1991. – 541 с.

68. ГОРНОЕ ДЕЛО. Терминологический словарь / А. В. Атрушкевич, Т. Н. Бочкарева, В. С.

69. ГОСТ 21987-76 Вещества взрывчатые промышленные. Гранулиты. Технические условия = Industrial explosive substances. Granulites. Technical specifications : национальный стандарт Российской Федерации : издание официальное : введен впервые 01.07.1977 : дата введения 01.05.2004 / принято Межгосударственным советом по стандартизации, метрологии и сертификации. – Москва : ИПК издательство стандартов, 1977. – 9 с.

70. ГОСТ Р 52892-2007 Вибрация и удар. Вибрация зданий. Измерение вибрации и оценка её воздействия на конструкцию = Vibration and shock. Vibration of buildings. Measurement of vibration and assessment of its impact on the structure : национальный стандарт Российской Федерации : издание официальное : введен впервые : дата введения 01.10.2008 / разработан открытым акционерным обществом "Научно-исследовательский центр контроля и диагностики технических систем". – Москва : Стандартинформ, 2008. – 32 с.

71. Дауетас, А. А. Влияние параметров взрывных работ на интенсивность сейсмических колебаний / А. А. Дауетас, А. А. Кузьменко, Л. А. Фурман // Киев : Наукова думка. – 1978. – С. 68-72.

72. Державец, А. С. Аммиачная селитра для взрывчатых материалов / А. С. Державец, Ф. И. Галушко // Горная промышленность. – 2018. – № 6(142). – С. 48- 49.

73. Дмитриев, А. П. Термическое и комбинированное разрушение горных пород / А. П. Дмитриев, С. А. Гончаров. - М. : Недра. – 1978. – 304 с.

74. Добрынин, И. А. Обоснование параметров промежуточных детонаторов в скважинных зарядах для повышения эффективности дробления горных пород : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Добрынин Иван Александрович; Ин-т проблем комплекс. освоения недр. – Москва, 2010. – 141 с.

75. Должиков, В. В. Влияние интервалов замедления на амплитуды волн напряжений при изучении модели взрыва системы скважинных зарядов / В. В. Должиков, Д. Э. Рядинский, А. А. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. – № 6-2. – С. 18- 32.

76. Должиков, В. В. Повышение качества подготовки горной массы к выемке на основе учета пространственного временного формирования поля напряжений : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Должиков Вадим Владимирович. – С.-Петерб. гос. гор. ун-т. - Санкт-Петербург, 2016. – 116 с.

77. Доможиров, Д. В. Развитие методологии управления качеством минерального сырья путем разработки технологии и обоснования параметров подготовки к выемке горных пород сложноструктурных месторождений : специальность 2.8.8. "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Доможиров Дмитрий Викторович ; ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова». – Магнитогорск, 2023. – 352 с.

78. Дробление горных пород взрывом в карьерах / Н. Н. Казаков, С. Д. Викторов, А. В. Шляпин, И. Н. Лапиков ; Под научной редакцией академика РАН К.Н. Трубецкого. – Москва : Российская академия наук, 2020. – 520 с.

79. Дроговойко, И. З. Разрушение мерзлых грунтов взрывом / И. З. Дроговойко. – Москва : Недра, 1981. – 245 с.

80. Друкованый, М. Ф. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах / М. Ф. Друкованый, В. С. Куц, В. И. Ильин. – М. : Недра, 1980. – 223 с.

81. Евсеев, Н. А. Управление взрывной отбойкой мерзлых пород удлиненными зарядами сброса с воздушными полостями : специальность 05.15.11 : автореф. дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук / АН СССР, Сиб. отд-ние, Якут. фил., Ин-т гор. дела Севера. – Якутск, 1988. – 19 с.

82. Егупов, А. А. Взрывные работы в условиях многолетней мерзлоты / А. А. Егупов. – М. : Недра, 1981. – 103 с.

83. Ефремов М. И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями / М. И. Ефремов. – Киев : Наукова думка, 1971. – 170 с.

84. Жариков, И. Ф. Эффективность разрушения горных пород зарядами различных конструкций / И. Ф. Жариков // Взрывное дело. – 1986. – Т. 46, № 89. – С. 31-42.

85. Жариков, С. Н. Анализ сейсмического эффекта в различных породах и грунтовых условиях / С. Н. Жариков, В. А. Кутуев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 12. – С. 44- 53.

86. Жариков, С. Н. Изучение промышленной сейсмичности для уточнения методики оценки влияния взрывов на устойчивость охраняемых объектов / С. Н. Жариков, В. А. Кутуев // Горная промышленность. – 2023. – № S1. – С. 122-127.

87. Жунусов, К. Отбойка скальных пород зарядами с воздушной подушкой / К. Жунусов // Алма-Ата : Наука, 1979. – 119 с.

88. Зависимость сейсмического действия взрыва в массиве горных пород от технологических условий ведения буровзрывных работ / Г. В. Гриб, Н. Н. Гриб,

А. Ю. Пазынич, Е. Е. Петров // Известия Самарского научного центра Российской академии наук. – 2012. – Т. 14, № 1-8. – С. 2112-2117.

89. Закалинский, В. М. Влияние горно-технологических факторов на буровзрывные работы при разработке месторождений на большой глубине / В. М. Закалинский, Р. Я. Мингазов, И. Е. Шиповский // Проблемы недропользования. – 2022. – № 2(33). – С. 46-54.

90. Заливин, В. Г. Осложнения при бурении нефтегазовых скважин : учебное пособие / В. Г. Заливин ; Иркутский государственный технический университет. – Иркутск : Иркутский государственный технический университет, 2013. – 247 с.

91. Заровняев, Б. Н. Повышение эффективности использования взрывных скважин в условиях островной многолетней мерзлоты : на примере Нерюнгринского месторождения : специальность 05.15.11 "Физические процессы горного производства" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Заровняев Борис Николаевич; Институт горного дела Севера им. Н. В. Черского СО РАН. – Якутск, 1984. – 180 с.

92. Иванченко, С. Н. Безвзрывная технология вскрышных работ в зимний период на угольных месторождениях / С. Н. Иванченко, С. А. Шемякин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 10. – С. 184-188.

93. Ивашин, А. А. Анализ методов оттаивания мерзлых пород / А. А. Ивашин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № S7. – С. 537-544.

94. Изменение уровня сейсмической активности в Южной Якутии под воздействием промышленных взрывов / Н. Н. Гриб, Г. В. Гриб, А. В. Качаев [и др.] // Тенденции развития науки и образования. – 2021. – № 71-1. – С. 117-123.

95. Изучение влияния гранулометрического состава взорванной горной массы на производительность экскаватора wk-35 / М. А. Маринин, Р. А. Рахманов, И. А. Аленичев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 6. – С. 111-125.

96. Инструкция по геологическим работам на угольных месторождениях Российской Федерации : введ. в действие 23.07.93 / Гос. предприятие НИИ горн. геомеханики и маркшейдер. дела (ВНИМИ). – СПб. : [б. и.], 1993. – 145 с.

97. Ирисбоев, Б. Х. Экспериментальное влияние диаметра заряда на степень дробления горных пород взрывом / Б. Х. Ирисбоев, И. А. Кудратов // Central Asian Academic Journal of Scientific Research. – 2022. – vol. 2, № 5. – pp. 631- 634.

98. Исмаилов, Т. Т. Организация взрывных работ при выемке мощных рудных залежей комбинированным способом : Монография / Т. Т. Исмаилов. – Москва : Горная книга, 2008. – 163 с.

99. Исследование влияния параметров взорванной горной массы на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса / М. А. Маринин, Р. А. Рахманов, В. В. Должиков, В. И. Сушкова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 9-1. – С. 35- 48.

100. Исследование влияния трещиноватости массивов горных пород на Степень взрывного дробления / Ф. Я. Умаров, З. К. Ишанходжаев, Р. К. Игизбаев [и др.] // Universum: технические науки. – 2024. – № 7-2(124). – С. 53-61.

101. К вопросу обоснования интервалов замедления при производстве массовых взрывов в карьерах / В. А. Фокин, М. Б. Тогунов, С. В. Семкин, Ю. А. Шитов // Горный журнал. – 2012. – № 2. – С. 44-48.

102. К методологии обеспечения минимизации негативных геотехнологических рисков и явлений при комплексном освоении недр / С. Д. Викторов, В. М. Закалинский, Р. Я. Мингазов, И. Е. Шиповский // Проблемы недропользования. – 2021. – № 1(28). – С. 21-27.

103. Казаков, Н. Н. О действии слабой волны напряжений на горную породу / Н. Н. Казаков // Взрывное дело № 77/34. – М : Недра, 1976. – С. 261-268.

104. Камянский, В. Н. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при разновременном взрывании скважинных зарядов : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и

горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Камянский Виктор Николаевич ; Ин-т проблем комплекс. освоения недр. – Москва, 2019. – 123 с.

105. Киприянов, Г. О. Оценка состояния массива многолетнемерзлых осадочных пород с применением геофизических методов / Г. О. Киприянов, В. С. Сорокин // Физико-технические проблемы освоения месторождений Севера. – Якутск : изд. Якутского госуниверситета, 1989. – С. 93-98.

106. Клишин, И. В. Влияние величины перебура скважин на качество ведения взрывных работ при разработке каменных карьеров по производству щебня / И. В. Клишин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 5. – С. 272-274.

107. Князев, Д. Ю. Ведение буровзрывных работ в сложноструктурном горном массиве угольного разреза / Д. Ю. Князев, В. А. Кутуев // Научные технологии разработки и использования минеральных ресурсов. – 2022. – № 8. – С. 21-27.

108. Козырев, С. А. Исследование взрывчатых характеристик промышленных ВВ местного изготовления / С. А. Козырев, Е. А. Власова. – Апатиты : Кольский научный центр РАН, 2024. – 145 с.

109. Козырев, С. А. Оценка влияния сейсмозрывных нагрузок в ближней зоне взрыва / С. А. Козырев, В. Н. Камянский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № S23. – С. 316- 324.

110. Козырев, С. А. Оценка сейсмического действия массовых взрывов, производимых в карьере рудника «Железный» АО «Ковдорский ГОК», на здания и сооружения промплощадки обогатительного комплекса / С. А. Козырев, Е. А. Усачев, А. В. Соколов // Взрывное дело. – 2023. – № 141-98. – С. 134-150.

111. Козырев, С. А. Совершенствование технологии ведения взрывных работ на руднике «Северный» АО «Кольская ГМК» при использовании эмульсионных взрывчатых веществ / С. А. Козырев, Н. В. Сафонов, В. А. Матвеев // Горный журнал. – 2023. – № 8. – С. 5-12.

112. Кокин, С. В. Опыт ООО "КузбассразрезугольВзрывпром" по снижению воздействия массовых взрывов в Кузбассе на охраняемые объекты и окружающую среду / С. В. Кокин, Д. М. Пархоменко, А. В. Бервин // Горная промышленность. – 2019. – № 5(147). – С. 72-75.

113. Колганов, Е. В. Состояние и перспективы развития ПВВ в России и за рубежом / Е. В. Колганов, В. А. Соснин // Взрывное дело. – 2008. – Т. 100-57. – С. 20-32.

114. Колганов, Е. В. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества: классификация и методология / Е. В. Колганов, В. А. Соснин. – Дзержинск : ГосНИИ "Кристалл", 2010. – Кн. 1. – 292 с.

115. Колганов, Е. В. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества: Составы и свойства / Е. В. Колганов, В. А. Соснин. – Дзержинск : ГосНИИ "Кристалл", 2009. – Кн. 1. – 592 с.

116. Колганов, Е. В. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества: составы и свойства / Е. В. Колганов, В. А. Соснин. – Дзержинск : ГосНИИ "Кристалл", 2010. – Кн. 2. – 534 с.

117. Колганов, Е. В. Эмульсионные промышленные взрывчатые вещества: Технология и безопасность / Е. В. Колганов, В. А. Соснин. – Дзержинск : ГосНИИ "Кристалл", 2009. – Кн. 2. – 336 с.

118. Комащенко, В. И. Технология взрывных работ / В. И. Комащенко, В. Г. Мартынов, Т. Т. Исмаилов. – 2-е издание, переработанное и дополненное. – Москва : Общество с ограниченной ответственностью "Издательство ЮРАЙТ", 2019. – 428 с.

119. Кондратьев, С. А. Анализ результатов заводских испытаний устройств "Искра" для инициирования скважинных зарядов / С. А. Кондратьев, А. А. Сысоев, И. Б. Катанов // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2019. – № 6(136). – С. 72-78.

120. Корнилков, С. В. О прогнозе возникновения опасных производственных ситуаций на угольных разрезах / С. В. Корнилков, И. Л.

Кравчук, В. А. Пикалов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2024. – № 6. – С. 59-71.

121. Костюнина, О. А. Влияние интервалов замедлений на разлет осколков горных пород / О. А. Костюнина, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 12-1. – С. 107-120.

122. Котяшев, А. А. Закономерности изменения условий и показателей эксплуатации буровзрывного комплекса на открытых горных разработках / А. А. Котяшев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2018. – № 8. – С. 34-40.

123. Крюков, В. Г. Геолого-структурные особенности медно-порфирового оруденения Малмыжского рудного узла (Хабаровский край) / В. Г. Крюков // Региональные проблемы. – 2022. – Т. 25, № 3. – С. 69-71.

124. Ксюгуанг, В. Эмульсионные взрывчатые вещества. Пер. монографии / В. Ксюгуанг. – Москва – Красноармейск : Metallurgical Industry Press, 2022. – 396 с.

125. Кузьменко, А. А. Сейсмический эффект взрывов цилиндрических зарядов / А. А. Кузьменко // Взрывное дело. - 1979. - № 81/38. - С. 180-195.

126. Кук, М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / М. А. Кук. – М. : Недра, 1980. – 465 с.

127. Кутуев, В. А. Анализ методов исследования детонационных процессов ВВ / В. А. Кутуев, П. В. Меньшиков, С. Н. Жариков // Проблемы недропользования. – 2016. – № 3(10). – С. 78-87.

128. Кутуев, В. А. Изучение детонационных характеристик промышленного эмульсионного взрывчатого вещества порэммит-1А, с использованием регистратора данных "ДАТАТРАП™" / В. А. Кутуев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № S21. – С. 101-109.

129. Кутуев, В. А. Исследование детонационных характеристик ПЭВВ НПГМ с различными исходными компонентами эмульсии при инициировании зарядов разными промежуточными детонаторами / В. А. Кутуев, А. С. Флягин, С.

Н. Жариков // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2021. – № 3. – С. 175-187.

130. Кутузов, Б. Н. Справочник взрывника / Кутузов Б. Н, Скоробогатов В. М., Ерофеев И. Е. [и др.]; Под общей ред. Б. Н. Кутузова. – М. : Недра, 1988. – 511 с.

131. Кутузов, Б. Н. Методы ведения взрывных работ : Учебник / Б. Н. Кутузов. – Москва : Горная книга, 2009. – 473 с.

132. Кутузов, Б. Н. Проблемы замены тротилсодержащих ВВ на бестротиловые на горных предприятиях России / Б. Н. Кутузов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 10. – С. 334-336.

133. Кутузов, Б. Н. Проектирование и организация взрывных работ : Учебник / Б. Н. Кутузов. В. А. Белин – Москва : Горная книга, 2012. – 416 с.

134. Кутузов, Б. Н. Физико-технические основы создания эмульсионных и гранулированных ВВ и средств их инициирования / Б. Н. Кутузов, С. А. Горинов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № S3-1. – С. 34-52.

135. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом: учеб. для вузов / Б. Н. Кутузов. – М. : Издательство "Горная книга", 2007. – 471 с.

136. Кучерявый, Ф. И. Короткозамедленное взрывание на карьерах / Ф. И. Кучерявый, М. Ф. Друкованый, Ю. В. Гаек. – Москва : Госгортехиздат, 1962. – 227 с.

137. Лещинский, А. В. Взрывные работы под укрытием в транспортном строительстве / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, Н. К. Лукашевич. – Хабаровск : Тихоокеанский государственный университет, 2014. – 182 с.

138. Лещинский, А. В. Научно-техническое обоснование рациональных средств и методов разрушения скальных пород при открытых горных работах : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой

степени доктора технических наук / Лещинский Александр Валентинович; Ин-т горн. дела ДВО РАН. – Хабаровск, 2010. – 327 с.

139. Лещинский, А. В. Поточная технология выемки горных пород в глубоких карьерах / А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 7. – С. 309-316.

140. Литовка, О. Б. Исследование физико-химических и взрывчатых свойств аммиачной селитры и смесей на ее основе : специальность 05.17.07 "Химическая технология топлива и высокоэнергетических веществ" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Литовка Ольга Борисовна ; Рос. хим.-технол. ун-т им. Д. И. Менделеева. – Москва, 2010. – 125 с.

141. Лысаков, Б. А. Пример влияния глубины залегания на петрографические и механические свойства песчаников / Б. А. Лысаков, Ю. П. Зубарев // Известия АН СССР вузов. Геология и разведка. – 1968. – № 1. – С. 18 – 22.

142. Магжанов, Р. Р. Разработка безопасных и экологически чистых промышленных взрывчатых веществ / Р. Р. Магжанов // Конкурс научно-исследовательских работ: Технологические инновации и научные открытия : Сборник статей по материалам Международного научно-исследовательского конкурса, Уфа, 10 апреля 2020 года. – Уфа: Общество с ограниченной ответственностью "Научно-издательский центр "Вестник науки", 2020. – С. 12-23.

143. Макаров, А. М. Теоретические основы и методы обеспечения жизнеспособности угледобывающего предприятия : специальность 08.00.28 "Организация производства" : диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Макаров Александр Михайлович ; Научно-технич. центр угольной промышленности. – Челябинск, 1997. – 185 с.

144. Максимов, М. С. Обоснование производительности и рациональных параметров экскавационно-драглайном многолетнемерзлых горных пород, склонных к повторному смерзанию (например разреза "Кангаласский") : специальность 2.8.8.«Геотехнология, горные машины» : диссертация на соискание ученой

степени кандидата технических наук / Максимов Михаил Саввич ; ФГУБН ФИЦ «ЯНЦ СО РАН». – Якутск, 2024. – 125 с.

145. Мамошин, С. А. Контроль качества эмульгатора эмульсионных взрывчатых веществ / С. А. Мамошин, Ю. А. Винидиктова // Химия и химическая технология: достижения и перспективы : Материалы VI Всероссийской конференции, Кемерово, 29–30 ноября 2022 года. – Кемерово : Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 2022. – С. 111.1- 111.3.

146. Маринин, М. А. Промышленная безопасность и организация взрывных работ : Учебное пособие / М. А. Маринин, В. А. Ишейский, В. Н. Ковалевский. – Санкт-Петербург : Санкт-Петербургский горный университет, 2023. – 86 с.

147. Марков, В. С. Методика определения коэффициента крепости многолетнемерзлых крупнообломочных пород / В. С. Марков // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 12. – С. 355-358.

148. Маслов, И. Ю. Определение фактических детонационных и энергетических характеристик ЭВВ Порэммит 1А в удлиненных и сосредоточенных зарядах / И. Ю. Маслов, В. И. Сивенков, И. А. Ненахов // Сб. Физические проблемы разрушения горных пород. – М. : ИПКОН РАН, 2005. – С. 333-336.

149. Математическая теория горения и взрыва / Я. Б. Зельдович, Г. И. Баренблатт, В. Б. Либрович, Г. М. Махвиладзе. – М. : Наука, 1980. – 478 с.

150. Машуков, И. В. Расчет сейсмобезопасных расстояний при массовых взрывах с учетом схем взрывания скважинных зарядов с применением неэлектрической системы инициирования / И. В. Машуков, В. В. Чаплыгин // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. – 2015. – № 2(12). – С. 4-8.

151. Мельников, Н. В. Использование энергии взрывчатых веществ и кусковатость пород при взрывных работах / Н. В. Мельников // Горный журнал. – 1940. – № 5-6. – С. 61-64.

152. Мельников, Н. В. Избранные труды. Открытая разработка месторождений / Н. В. Мельников ; отв. ред. Д. М. Бронников ; Институт проблем комплексного освоения недр АН СССР. – М. : Наука, 1985. – 280 с.

153. Мельников, Н. В. Энергия взрыва и конструкция заряда / Н. В. Мельников, Л. Н. Марченко. – Москва : Недр, 1964. – 138 с.

154. Менжулин, М. Г. Влияние диссипации энергии на законы изменения максимальных параметров волн напряжений / М. Г. Менжулин, А. Н. Шишов // Записки горного института. – 1991. – Т. 125. – С. 72-77.

155. Меньшиков, П. В. Анализ результатов исследований методик расчета скорости детонации взрывчатых веществ / П. В. Меньшиков, В. А. Кутуев, С. Н. Жариков // Проблемы недропользования. – 2022. – № 3(34). – С. 91-103.

156. Меньшиков, П. В. Исследование взаимосвязей детонационных характеристик взрывчатых веществ и установление отклонений измеренных значений от нормативных / П. В. Меньшиков, В. А. Кутуев // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2024. – № 3. – С. 352-362.

157. Меньшиков, П. В. Исследование детонационных характеристик ЭВВ порэмит 1А / П. В. Меньшиков, С. Н. Жариков, В. А. Кутуев // Проблемы недропользования. – 2020. – № 4(27). – С. 32-41.

158. Меньшиков, П. В. Методика определения фактических интервалов замедлений для рациональных параметров сетки скважин с использованием системы электронного взрывания "Daveytronic" / П. В. Меньшиков, В. А. Сеницын, В. Г. Шеменев // Успехи современного естествознания. – 2016. – № 3. – С. 183-189.

159. Методика обеспечения качества заряда наливного эмульсионного взрывчатого вещества в обводненных скважинах / А. А. Галимьянов, О. И. Черских, А. В. Рассказова [и др.] // Уголь. – 2024. – № 1(1176). – С. 100-108.

160. Методические рекомендации по определению динамических свойств грунтов, скальных пород и местных строительных материалов. П 01-72 / М-во энергетики и электрификации СССР. Главниипроект. Всесоюз. науч.-исслед. ин-т гидротехники им. Б. Е. Веденеева. – Ленинград : Энергия. Ленингр. отд-ние, 1972. – 36 с.

161. Методологические основы адаптации параметров буровзрывных работ к изменяющимся горно-геологическим условиям при разработке сложноструктурных месторождений / В. Л. Яковлев, С. Н. Жариков, А. С. Реготунов, В. А. Кутуев // Горная промышленность. – 2024. – № 6. – С. 89-97.

162. Механизм действия воздушного промежутка скважинных зарядов / В. И. Нифадьев, В. А. Коваленко, М. А. Райымкулов [и др.] // Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета. – 2017. – Т. 17, № 12. – С. 170-174.

163. Механика сдвижения и разрушения горных пород / С. Д. Викторов, С. А. Гончаров, М. А. Иофис, В. М. Закалинский. – Москва : Российская академия наук, 2019. – 360 с.

164. Микулич, Д. А. Опыт проведения взрывных работ на золоторудном карьере вблизи комплекса автоклавного выщелачивания / Д. А. Микулич, В. П. Лушпей // Информационный бюллетень НОИВ. – 2015. – № 2. – С. 27-30.

165. Моделирование поведения выбросоопасного массива при взрывных работах в проводимой выработке / С. П. Минеев, И. Е. Шиповский, В. В. Киселев, А. А. Гулай // Геомеханика и геотехника. – 2015. – Т. 2, № 123. – С. 26 - 39.

166. Мозер, С. П. Влияние качества аммиачной селитры на свойства эмульсионных взрывчатых веществ / С. П. Мозер, С. А. Козырев, Е. А. Власова // Горная промышленность. – 2023. – № 4. – С. 65-70.

167. Мосинец, В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В. Н. Мосинец. – Москва : Недра, 1976. – 271 с.

168. Мосинец, В. Н. Разрушение горных пород / В. Н. Мосинец, А. Д. Пашков, В. А. Латышев. – М. : Недра. – 1975. – 216 с.

169. Мосинец, В. Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород / В. Н. Мосинец, А. В. Абрамов. – М. : Недра, 1982. – 248 с.

170. Натаров, О. В. Совершенствование технологии взрывных работ с применением эмульсионных взрывчатых веществ на карьерах Хибинских месторождений : специальность 25.00.20 «Геомеханика, разрушение пород взрывом, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика»: диссертация на

соискание ученой степени кандидата технических наук / Натаров Олег Валерьевич ; – Апатиты, 2006. — 113 с.

171. Нерадовский, Л. Г. Опыт изучения мёрзлой грунтово-геологической среды методом георадиолокации в криолитозоне Южной Якутии (на примере Г. Нерюнгри) / Л. Г. Нерадовский // *Universum: технические науки.* – 2021. – № 7-1(88). – С. 69-74.

172. Нескромных, В. В. Разрушение горных пород при проведении геологоразведочных работ : учебное пособие / В. В. Нескромных; Министерство науки и высшего образования Российской Федерации Сибирский федеральный университет. – Красноярск : Сибирский федеральный университет, 2015. – 396 с.

173. Нифадьев, В. И. Критерии оценки качества взрывной подготовки горной массы к выемке / В. И. Нифадьев, Я. М. Додис // *Известия высших учебных заведений. Горный журнал.* – 2007. – № 2. – С. 124-129.

174. Нифадьев, В. И. Оценка уровня потерь энергии взрыва при прямом и обратном инициировании зарядов / В. И. Нифадьев, Я. М. Додис // *Вестник Кыргызско-Российского Славянского университета.* – 2009. – Т. 9, № 11. – С. 06- 110.

175. Нифадьев, В. И. Управление разрушением горных пород на основе регулирования энергетических и детонационных характеристик ВВ : 05.15.11 "Физические процессы горного производства" : диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук в форме науч. докл. / Нифадьев Владимир Иванович. – Москва, 1993. – 38 с.

176. Новые технологии ведения взрывных работ / В. А. Белин, М. Г. Горбонос, С. К. Мангуш, Б. В. Эквист // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал).* – 2015. – № S1. – С. 87-102.

177. О комплексном освоении недр и территорий в сложных природно-климатических условиях / В. Л. Яковлев, С. В. Корнилков, И. Ю. Рассказов, С. М. Ткач // *Горный журнал.* – 2019. – № 6. – С. 84-89.

178. О порядке установления охранных зон объектов электросетевого хозяйства и особых условий использования земельных участков, расположенных в

границах таких зон : утверждены постановлением Правительства РФ от 24 февраля 2009 г. №160. – Москва : Постановление правительства РФ, 2009. – 22 с.

179. О программных средствах моделирования месторождений при подсчете запасов, разработке ТЭО кондиций и автоматизированном проектировании горных работ / С. В. Корнилков, В. М. Аленичев, А. Д. Стариков [и др.] // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2012. – № 2. – С. 85-94.

180. О способах оценки детонационной способности современных промышленных взрывчатых веществ / Б. Н. Кукиб, В. Б. Иоффе, Е. И. Жученко, [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № S5. – С. 214- 226.

181. Образцов, С. А. Перспективные разработки промышленных ВВ на Калиновском химическом заводе / С. А. Образцов // Взрывное дело. – 2012. – № 107-64. – С. 42-48.

182. Оксанич, И. Ф. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава / И. Ф. Оксанич, П. С. Миронов. – Москва : Недра, 1982. – 166 с.

183. Определение интервалов времени замедления между зарядами при массовых взрывах методом камерных зарядов массовых взрывов / В. В. Арно, И. Ю. Гарифулина, Н. Е. Ломакина [и др.] // Вестник Северо-Восточного государственного университета. – 2024. – № 41. – С. 76-80.

184. Опыт применения гидравлических экскаваторов в сложных горно-геологических и климатических условиях / А. М. Бураков, С. В. Панишев, Е. Л. Алькова, Д. В. Хосоев // Горная промышленность. – 2022. – № 2. – С. 90-96.

185. Особенности взрывного рыхления при увеличенных интервалах замедления / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 4. – С. 272-282.

186. Особенности горно-геологических условий залегания угольных пластов основных бассейнов России / А. Б. Жабин, Ю. Н. Линник, В. Ю. Линник,

А. Цих // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2022. – № 1. – С. 250-260.

187. Особенности открытой разработки угольных месторождений брахисинклинального типа / В. И. Ческидов, В. Л. Гаврилов, Е. А. Хоютанов [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2022. – № 4. – С. 40-51.

188. Особенности применения волокон хризотил-асбеста в качестве сенсбилизатора при производстве эмульсионного взрывчатого вещества / Н. С. Матухно, А. С. Флягин, В. Г. Шеменев [и др.] // Вестник Технологического университета. – 2016. – Т. 19, № 13. – С. 71-76.

189. Отчет НИР. Исследование и разработка мер по уменьшению вредного влияния взрывных работ на окружающую среду с использованием их в АСУ буровзрывными работами в карьерах / В. Ф. Губайдулин, С. М. Ильенко, Е. В. Стародубцев // Донецкий политехн. ин-т. – Донецк, 1985. – 83 с.

190. Оценка эффективности использования воздушного промежутка в скважинных зарядах / В. А. Коваленко, М. А. Райымкулов, П. В. Коммисаров [и др.] // Добывающая промышленность. – 2018. – № 2(10). – С. 136-138.

191. Павлютенков, В. М. Влияние свойств ВВ на дробящее действие взрыва / В. М. Павлютенков, В. А. Сеницын // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2003. – № 7. – С. 44-47.

192. Панфилов, С. Ю. История создания, состояние, проблемы и перспективы развития производства и применения взрывчатых материалов в Российской Федерации / С. Ю. Панфилов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № S10. – С. 42- 56.

193. Парамонов, Г. П. Системы автоматизированного проектирования параметров буровзрывных работ / Г. П. Парамонов, В. В. Лисевич, В. В. Должиков // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 4(107). – С. 28-31.

194. Патент № 2169900 С1 Российская Федерация, МПК F42D 5/045. Самоходная установка для локализации взрыва : № 2000122609/03 : заявл.

28.08.2000 : опубл. 27.06.2001 / В. И. Мирошников, Е. Б. Шевкун, Н. А. Леоненко ; заявитель Государственное учреждение Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН. – 7 с.

195. Патент № 2171447 С1 Российская Федерация, МПК F42D 5/045. Устройство для укрытия мест взрыва : № 2000105639/02 : заявл. 07.03.2000 : опубл. 27.07.2001 / Е. Б. Шевкун, В. И. Мирошников, Н. А. Леоненко, Н. А. Павлова ; заявитель Государственное учреждение Институт горного дела ДВО РАН. – 4 с.

196. Патент № 2600474 С1 Российская Федерация, МПК F42D 1/08, F42D 1/10, В65G 65/30. Заблочная машина для формирования короткой комбинированной забойки взрывных скважин с каменным материалом: № 2015113100/03 : заявл. 09.04.2015 : опубл. 20.10.2016 / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, А. И. Добровольский, А. А. Галимьянов ; заявитель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Тихоокеанский государственный университет". – 7 с.

197. Патент № 2678245 С1 Российская Федерация, МПК F42D 3/04, F42D 1/08. Способ взрывного разрушения мерзлых горных пород : № 2018114579 : заявл. 19.04.2018 : опубл. 24.01.2019 / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. И. Добровольский, А. А. Галимьянов ; заявитель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Тихоокеанский государственный университет", Акционерное общество "Ургалуголь". – 11 с.

198. Патент № 2744534 С1 Российская Федерация, МПК F42D 1/08, F42D 3/04, E21C 41/26. Способ ведения взрывных работ с учетом зоны предразрушения : № 2020132515 : заявл. 30.09.2020 : опубл. 11.03.2021 / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. Ю. Плотников, Е. А. Шишкин ; заявитель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Тихоокеанский государственный университет". – 12 с.

199. Патент № 2773126 С9 Российская Федерация, МПК F42D 5/05. Укрытие мест взрыва : № 2021107259 : заявл. 03.04.2020 : опубл. 22.08.2022 / А. И.

Басарнов, Д. Н. Батраков, А. В. Нейман, В. В. Саяпин ; заявитель Акционерное общество "СИБВЗРЫВКОМПЛЕКТ". – 11 с.

200. Патент на полезную модель № 214622 U1 Российская Федерация, МПК F42D 1/08, F42D 1/22. Контейнер для защиты эмульсионного боевика : № 2022112846 : заявл. 12.05.2022 : опубл. 08.11.2022 / А. А. Галимьянов, К. В. Гевало, В. И. Мишнев [и др.] ; заявитель Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения Российской академии наук. – 6 с.

201. Петренко, И. Е. Итоги работы угольной промышленности России за январь - март 2024 года / И. Е. Петренко // Уголь. – 2024. – № 6(1181). – С. 5-13.

202. Повышение сейсмической безопасности при взрывных работах / Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 4. – С. 283-292.

203. Покровский, Г. И. Взрыв / Г. И. Покровский. – 4-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1980. – 190 с.

204. Попов, В. Н. Об изменении физико-механических свойств горных пород с глубиной залегания / В. Н. Попов, О. Б. Сильченко, М. С. Парамонова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – № 5. – С. 108-117.

205. Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения : утверждены приказом Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 25.05.2022 : введены в действие 01.09.2022. – Москва : Минюст РФ, 2021. – 217 с.

206. Проект отработки Эльгинского месторождения ООО «Эльгауголь». Технологические решения. Геологическое строение карьерного поля. ООО «СИБГЕОПРОЕКТ», 2022 г

207. Проектирование и аутсорсинг буровзрывных работ при открытом способе добычи полезных ископаемых / Г. Ф. Алексеев, В. И. Ефимов, В. В. Мельник [и др.]. – Кемерово : Типография ООО «Сибирский Институт Горного

Дела» 6500066, Кемеровская обл., г. Кемерово, пр.-т Притомский, дом 7/2, 2021. – 230 с.

208. Проектная документация строительства участка «Правобережный» производственной мощностью 3,0 млн. т угля в год. Подраздел – «Технологические решения». ООО «Сибниииуглеобогащение», 2015.

209. Пронин, В. В. Обоснование параметров технологии буровзрывной подготовки пород к выемке экскаваторами с повышенной емкостью ковша на разрезах Кузбасса : специальность 25.00.22 "Геотехнология (подземная, открытая и строительная)" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Пронин Виктор Викторович; ФГБОУ ВО "Северо-Кавказский горно-металлургический институт (государственный технологический университет)". – Владикавказ, 2022. – 163 с.

210. Прошляков, Б. К. Зависимость коллекторских свойств от глубины залегания и литологического состава пород // Геология нефти. – 1960. – № 12. – С. 24-28.

211. Пути повышения эффективности и экологической безопасности открытой добычи твердых полезных ископаемых / В. И. Ческидов, О. Б. Кортелев, А. Р. Маттис [и др.] ; Институт горного дела СО РАН. – Новосибирск : Издательство Сибирского отделения РАН, 2010. – 254 с.

212. Пучков, Я. М. Влияние степени дробления горной массы на производительность экскаваторов ЭКГ-8 / Я. М. Пучков, Б. А. Гилёв. – Свердловск : Труды ИГД МЧМ СССР; рук. А.Ф. Ткачев, 1984. – 106 с.

213. Пучков, Я. М. Кинематика и динамика осколков при массовых взрывах в карьерах / Я. М. Пучков ; Я. М. Пучков ; Российская акад. наук, Уральское отделение, Ин-т горного дела. – Екатеринбург : УрО РАН, 2007. – 415 с.

214. Разработка сближенных наклонных пластов каменного угля в разнопрочных и мерзлых вмещающих породах / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. И. Добровольский, А. А. Галимьянов. – Москва : Горная книга, 2019. – 256 с.

215. Ракишев, Б. Р. Классификация технологий открытой разработки полезных ископаемых / Б. Р. Ракишев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 3. – С. 5-15.

216. Рассказов, И. Ю. Развитие методов геоакустического контроля удароопасного состояния массива горных пород при разработке рудных месторождений Дальнего Востока : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени доктора технических наук / Рассказов Игорь Юрьевич ; Институт горного дела ДВО РАН. – Хабаровск, 2006. – 260 с.

217. Расчет безопасных расстояний по сейсмическому воздействию массовых взрывов для зданий и сооружений с учетом схемы взрывания скважинных зарядов / И. В. Машуков, В. П. Доманов, А. Г. Серг, Д. А. Егоров // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2013. – № 1-2. – С. 16-22.

218. Ребиндер, П. А. Поверхностные явления в дисперсных системах. Физикохимическая механика. – М. : «Наука», 1979. – 384 с.

219. Ржевский, В. В. Открытые горные работы : [в 2 частях] : учебник для вузов по специальности «Технология и комплексная механизация открытой разработки месторождений полезных ископаемых» / В. В. Ржевский. – Изд. 4-е, перераб. и доп. – Москва : Недра, 1985. – Ч. 2 : Технология и комплексная механизация, 1985. – 549 с.

220. Ржевский, В. В. Физико-технические параметры горных пород / В. В. Ржевский. – М. : Наука, 1975. – 212 с.

221. Родионов, В. Н. О структуре разрушения горного массива / В. Н. Родионов, И. А. Сизов, А. Г. Багдасарьян // Изв. АН СССР. Сер. Физика Земли. – 1989. – № 12. – С. 48-56.

222. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2011 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору,

2011. – URL: <https://www.gosnadzor.ru/activity/control/folder/Годовой%20отчет%202011.pdf> (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

223. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2012 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2012. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Отчет%202012.pdfpdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

224. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2013 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2013. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Отчет%202013.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

225. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2014 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2014. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/ГД%202014.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

226. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2015 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2015. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%202015.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

227. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2016 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2016. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%202016%20год%203.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

228. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2017 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору,

2017. – URL: [https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20Ростехнадзора%20за%20%202017%20г.%20\(окончат\).pdf](https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20Ростехнадзора%20за%20%202017%20г.%20(окончат).pdf) (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

229. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2018 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2018. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20за%202018%20год.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

230. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2019 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2019. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20о%20деятельности%20Ростехнадзора%20в%202019%20году.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

231. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2020 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2020. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20за%202020%20год.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

232. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2021 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2021. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%20за%202021%20г..pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

233. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2022 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2022. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Пр-423%20от%2024.11.2023%20Годовой%20отчет%20.pdf (дата обращения: 06.05.2025). – Текст: электронный.

234. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2023 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2023. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Годовой%20отчет%202023.pdf (дата обращения: 06.05.2025). - Текст: электронный.

235. Ростехнадзор. Отчет о результатах деятельности Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору за 2024 год. – Москва : Федеральная служба по экологическому, технологическому и атомному надзору, 2024. – URL: https://www.gosnadzor.ru/public/annual_reports/Пр-259%20от%2004.08.2025%20Годовой%20отчет.pdf (дата обращения: 06.05.2025). - Текст: электронный.

236. РТМ 36.22-91. Определение критических параметров колебаний охраняемых объектов при взрывном дроблении фундаментов и обрушении зданий при реконструкции : разработан ВНИИТС 20.12.1990. – М. : ЦБНТИ Минмонтажспецстроя, 1991. – 9 с.

237. Рубцов, В. К. Уточненная формула для расчета сосредоточенных зарядов выброса / В. К. Рубцов // Горный журнал. – 1974. – №7. – С. 44-96.

238. Русских, А. П. Обоснование параметров взрывного разрушения обеспечивающих снижение переизмельчения горной массы (на примере Баженовского месторождения) : специальность 2.8.6. "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Русских Александр Петрович ; ФГБУН Институт горного дела Уральского отделения Российской академии наук. – Екатеринбург, 2024. – 187 с.

239. Рыльникова, М. В. Анализ данных как основа повышения эффективности работы горнотранспортного оборудования при ведении открытых горных работ / М. В. Рыльникова, Д. А. Клебанов, Е. А. Князькин // Горная промышленность. – 2023. – № 1. – С. 52-56.

240. Садовский, М. А. Избранные труды : геофизика и физика взрыва / М. А. Садовский; Отв. ред. В. В. Адушкин. – Москва : Наука, 2004. – 440 с.

241. Садовский, М. А. О затухании сейсмических волн взрыва в массиве горных пород / М. А. Садовский, В. Н. Костюченко // Доклады Академии наук СССР. – 1988. – Т. 301, № 6. – С. 1344-1347.

242. Самусев, П. А. Определение дальности разлета отдельных кусков породы при взрывании скважинных зарядов рыхления / П. А. Самусаев, А. Г. Новиньков, С. И. Протасов // Техника и технология горного дела. – 2023. – № 4(23). – С. 4-25.

243. Самусев, П. А. Сравнительная оценка сейсмического действия массовых взрывов при применении различных систем инициирования / П. А. Самусев, А. Г. Новиньков, С. И. Протасов, А. Н. Завьялов // Взрывное дело. – 2023. – № 141-98. – С.–107-133.

244. Сашин, А. А. Влияние диаметра заряда на степень дробления гранита / А. А. Сашин // Записки Горного института. – 1966. – Т. 52, № 1. – С. 95-98.

245. Сейсмическая безопасность при взрывных работах : Учебное пособие / В. К. Совмен, Б. Н. Кутузов, Б. В. Эквист [и др.]. – Москва : Горная книга, 2012. – 229 с.

246. Сейсмическое воздействие массовых взрывов при комбинированной доработке глубоких карьеров / Е. Н. Черных, Г. В. Шубин, Б. Н. Заровняев, С. П. Николаев // Взрывное дело. – 2018. – № 119-76. – С. 189-197.

247. Сейсмическое действие взрыва в горных породах / А. А. Кузьменко [и др.]. – Москва : Недра, 1990. – 173 с.

248. Секисов, А. Г. Совершенствование технологии взрывного рыхления тонких жил путем применения специальных скважинных зарядов / А. Г. Секисов, А. Ю. Чебан, Г. В. Секисов // Маркшейдерия и недропользование. – 2020. – № 4(108). – С. 35-37.

249. Секисов, Г. В. Научно-производственная организационная структура для создания и реализации инновационных технологий освоения месторождений полезных ископаемых / Г. В. Секисов, И. Ю. Рассказов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 5. – С. 309-318.

250. Секисов, Г. В. Рациональный способ разработки маломощных крутопадающих рудных месторождений / Г. В. Секисов, А. А. Соболев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 11. – С. 38-45.

251. Симонов, П. С. Особенности определения размера среднего куска и выхода негабарита при взрывных работах на карьерах / П. С. Симонов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 4. – С. 320-327. – EDN YJUCZT.

252. Системы безопасности при ведении взрывных работ на карьерах и управление величиной поражающего фактора / Ф. Я. Умаров, У. Ф. Насиров, Ш. Ш. Заиров [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2024. – № 2. – С. 168-181.

253. Скворцов, Г. Г. Инструкция по изучению инженерно-геологических условий месторождений твердых полезных ископаемых при их разведке / Г. Г. Скворцов, Н. Г. Бобов, А. К. Кориковская. – М. : Недра. – 1975. – 52 с.

254. Склянов, В. И. Борьба со слеживаемостью аммиачной селитры и механизированное зарядание игданитом-II подземных зарядных машин на дневной поверхности / В. И. Склянов, Е. С. Семькин // Горная промышленность. – 2020. – № 1. – С. 164-167.

255. Смесительно-зарядная машина серии ВСJ для эмульсионных ВВ с сенсублизированием в скважинах / В. Сюйгуань, С. Дайюй, Г. Бинь [и др.] // Записки Горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 55-57.

256. Снеткова, Е. А. История развития взрывчатых веществ / Е. А. Снеткова // Инновационные научные исследования. – 2021. – № 2-1(4). – С. 6-22.

257. Соболев, А. А. Анализ изменения технико-экономических показателей буровзрывных работ в зависимости от возрастания глубины разработки угольных месторождений Дальнего Востока / А. А. Соболев, А. А. Галимьянов // Уголь. – 2022. – № 2(1151). – С. 22-25.

258. Совершенствование процесса подготовки горной массы к выемке на Солнцевском угольном разрезе / А. А. Галимьянов, О. И. Черских, И. Ю. Рассказов [и др.] // Уголь. – 2024. – № 3(1178). – С. 104-109.

259. Современные тенденции разработки угольных месторождений / К. В. Бурмистров, В. Ю. Заляднов, В. В. Якшина [и др.] // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2015. – Т. 1. – С. 3-6.

260. Соколов, С. Т. Оценка влияния взрыва протяженного блока на охраняемый объект / С. Т. Соколов, С. В. Хохлов, А. В. Баженова // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 9-1. – С. 122-134.

261. Сорокин, А. П. Комплексная переработка каустобиолитов угольного ряда на основе инновационных технологий – фундаментальный базис модернизации экономики Дальнего Востока / А. П. Сорокин, А. А. Конюшок // Комплексное использование потенциала каменных и бурых углей и создание комбинированных экологически безопасных технологий их освоения : Материалы Всероссийской научной конференции с международным участием, Благовещенск, 19–22 сентября 2017 года / АмурНЦ ДВО РАН. – Благовещенск : Издательство "Царское слово", 2017. – С. 3-13.

262. СП 14.13330.2018. Свод правил. Строительство в сейсмических районах : актуализированная редакция СНиП II-7-81 : утверждён Приказом Минстроя России 24.05.2018 №309/пр. : введён 25.11.2018. – Москва : Стандартинформ, 2019. – 114 с.

263. Способ повышения качества подготовки пород к выемке при использовании эмульсионных взрывчатых веществ на карьерах с высокими уступами / И. А. Пыталев, Д. В. Доможиров, Е. Е. Швабенланд [и др.] // Горная промышленность. – 2021. – № 6. – С. 62-67.

264. Справочник. Открытые горные работы : Памяти академика Николая Васильевича Мельникова посвящается / К. Н. Трубецкой, М. Г. Потапов, К. Е. Виноцкий [и др.]. – Москва : Горное бюро, 1994. – 590 с.

265. Стратегия управления открытыми горными работами / В. М. Аленичев, В. Н. Сытенков, С. В. Корнилков, В. Л. Яковлев // Горный журнал. – 2020. – № 3. – С. 34-39.

266. Суханов, А. Ф. Разрушение горных пород взрывом : учебник для студентов горных специальностей вузов / А. Ф. Суханов, Б. Н. Кутузов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М. : Недра, 1983. – 344 с.

267. Сысоев, А. А. Исследование резерва взорванной горной массы на разрезах с автомобильным транспортом / А. А. Сысоев, Я. О. Литвин, К. А. Голубин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2015. – № 1. – С. 4-9.

268. Сытенков, В. Н. Проектирование скважинных зарядов при взрывном рыхлении пород в карьерах : уч. пособие / В. Н. Сытенков, У. Ю. Давронбеков, И. П. Бибик. – Навои : Навоийский государственный горный институт, 2004. – 80 с.

269. Такранов, Р. А. Влияние горно-геологических условий на сложность открытой разработки угольных месторождений Кузбасса / Р. А. Такранов, А. А. Литвинова // Записки Горного института. – 2013. – Т. 204. – С. 82-90.

270. Таланин, В. В. Особенности регулирования режима открытых горных работ в условиях волатильности рынка угля / В. В. Таланин, В. Г. Бехер, В. А. Казаков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 5. – С. 142-154.

271. Ташкинов, А. С. Экспериментально-теоретические основы управления качеством взрывной подготовки пород при открытой угледобыче : специальность 05.15.11 "Физические процессы горного производства" : автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук / Ташкинов Александр Сергеевич ; Академия наук СССР ордена Ленина Сибирское отделение институт угля. – Кемерово, 1991. – 38 с.

272. Техника безопасности при взрывных работах в энергетическом строительстве / А. В. Коренистов, С. А. Давыдов, Б. И. Каменка [и др.]. – М. : Недра, 1980. – 87 с.

273. Технический проект на разработку участка открытых горных работ шахты «Ургал» (разреза «Буреинский») на Уральском угольном месторождении, ООО «Сибниинуглеобогащение», 2018.

274. Технология и безопасность взрывных работ : учебное пособие / С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, А. К. Кирсанов [и др.] ; Министерство науки и высшего образования Российской Федерации Сибирский федеральный университет. – Красноярск : Сибирский федеральный университет, 2022. – 216 с.

275. Требования к системе обеспечения безопасности в условиях переходных процессов на горнодобывающем предприятии / В. Л. Яковлев, И. Л. Кравчук, Е. М. Неволлина, Ю. М. Иванов // Уголь. – 2018. – № 7(1108). – С. 26-31.

276. Трубецкой, К. Н. Геоэкология освоения недр Земли и экогеотехнология разработки месторождений / К. Н. Трубецкой, Ю. П. Галченко. – Москва : Издательство "Научтехлитиздат", 2015. – 360 с.

277. Труд и занятость в России : стат. сб. / Росстат ; Т78. – Москва : Росстат, 2023. – 180 с.

278. ТУ 7276-001-37945333-2014. Вещество взрывчатое промышленное эмульсионное НПГМ.

279. ТУ 7276-003-58995878-2004. Вещества взрывчатые промышленные. «Нитрониты®» Технические условия. ЗАО «Институт взрыва». 04.10.2004 г.

280. ТУ 7276-014-16359200-2004. Вещество взрывчатое промышленное Эмуласт АС-30ФП.

281. ТУ 7276-028-11692478-2002. Гранулит РП.

282. Тюпин, В. Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах / В. Н. Тюпин ; Рекомендовано к изданию редакционно-издательским советом факультета горного дела и природопользования НИУ «БелГУ» (протокол № 9 от 18.09.2017). Публикуется в авторской редакции. – Белгород : Издательский дом "Белгород", 2017. – 192 с.

283. Уравнения состояния продуктов детонации взрывчатых веществ / В. В. Валько, О. П. Образ, В. А. Гасилов [и др.] // Препринты ИПМ им. М. В. Келдыша. – 2021. – № 51. – С. 1-38.

284. Усков, А. С. Добыча угля в России открытым способом: история развития и современность / А. С. Усков // Сборник материалов IX Всероссийской научно-практической конференции молодых ученых с международным участием "Россия молодая": Конференция проходит при поддержке Российского фонда фундаментальных исследований, Кемерово, 18–21 апреля 2017 года / Ответственный редактор Костюк Светлана Георгиевна. – Кемерово : Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева, 2017. – С. 48-49.

285. Уточненная формула для определения радиуса опасной зоны по разлету отдельных кусков горной массы при взрывании скважинных зарядов / О. И. Черских, А. А. Галимьянов, С. И. Корнеева, В. И. Мишнев // Уголь. – 2023. – № 5(1167). – С. 50-54.

286. Файловый архив студентов : [сайт] : StudFiles – URL : <https://studfile.net/preview/8834357/page:9/> (дата обращения 06.11.2025)

287. Фактор увеличения объема взрывного блока / А. А. Галимьянов, Е. Б. Шевкун, А. Р. Кабилов, Е. Н. Казарина // Уголь. – 2023. – № 10(1172). – С. 104-108.

288. Факторы, влияющие на скорость детонации заряда взрывчатого вещества / А. А. Галимьянов, Д. Е. Герасимов, К. В. Гевало [и др.] // Уголь. – 2022. – № 11(1160). – С. 55-61.

289. Федотенко, В. С. Оптимизация интервалов замедлений при короткозамедленном взрывании вскрышных пород на разрезах Кузбасса / В. С. Федотенко, С. В. Матва // Устойчивое развитие горных территорий. – 2022. – Т. 14, № 4(54). – С. 623-631.

290. Физика взрыва / Ф. А. Баум, Л. П. Орленко, К. П. Станюкович [и др.] ; Под ред. К. П. Станюковича. – Изд. № 2. – М. : Наука, 1975. – 704 с.

291. Фокин, В. А. Методика анализа скорости смещения породного массива при производстве массовых взрывов в карьерных условиях / В. А. Фокин // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2010. – № 6. – С. 46-49.

292. Фраш, Г. Б. Взрывные работы в сезонно-мерзлых грунтах : Справ. пособие / Г. Б. Фраш. – М. : Недра, 1990. – 112 с.

293. Фролов, М. М. Исследования о минных горнах / М. М. Фролов // Фролов М.М. Исследование о минных горнах. Приложение к инженерному журналу № 3 за 1868 г. СПб., 1868. – С. 5-86.

294. Харитон, Ю. Б. О детонационной способности взрывчатых веществ / Ю. Б. Харитон // Проблемы химической кинетики, горения и взрывов : Изд-во АН СССР. – 1947. – М. – вып. 1. – С. 7–29.

295. Харитон, Ю. Б. О детонационной способности взрывчатых веществ / Ю. Б. Харитон // Сборник научных статей. – Саров : РФЯЦ-ВНИИЭФ, 2003. – С. 323-340.

296. Хасанов, О. А. Анализ проблем разработки месторождений полезных ископаемых глубокими карьерами / О. А. Хасанов, А. М. Абдуваитов // Universum : технические науки. – 2024. – № 10-4(127). – С. 9-11.

297. Хаят, М. Б. Использование скважинных зарядов с воздушным промежутком при проведении взрывных работ / М. Б. Хаят, Л. Алагха, Д. Али // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 6. – С. 69-78.

298. Хосоев, Д. В. Анализ применения безвзрывных технологий в условиях криолитозоны / Д. В. Хосоев // Горная промышленность. – 2022. – № 5. – С. 131-134.

299. Чан, К. Х. Обоснование метода взрывания скальных горных пород, обеспечивающего уменьшение опасной зоны взрыва на открытых горных работах : специальность 25.00.20 "Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика" : диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Чан Куанг Хиеу ; Ин-т проблем комплекс. освоения недр. – Москва, 2015. – 141 с.

300. Чельшев, В. П. Теория горения и взрыва / В. П. Чельшев, Б. И. Шехтер, Л. А. Шушко. – М. : МО. СССР, 1970. – 521 с.

301. Черниговский, А. А. Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве / А. А. Черниговский. – М. : Недра, 1976. – 319 с.

302. Черских, О. И. Совершенствование буровзрывных работ на Солнцевском угольном разрезе / О. И. Черских, А. А. Галимьянов, К. В. Гевало // Уголь. – 2022. – № 7(1156). – С. 45-52.

303. Шагов, Ю. В. Взрывчатые вещества и пороха / Ю. В. Шагов. – Москва : Воениздат, 1976. – 120 с.

304. Шевкун, Е. Б. Взрывное рыхление горных пород с увеличенными интервалами замедления / Е. Б. Шевкун, Н. А. Леоненко, А. Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 12-1. – С. 255-263.

305. Шевкун, Е. Б. Влияние интервалов замедления на механизм взрывного рыхления горных пород / Е. Б. Шевкун, А. Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 12-2. – С. 159-169.

306. Шевкун, Е. Б. Влияние схем взрывания на процессы в зоне предварительного разрушения / Е. Б. Шевкун, А. Ю. Плотников // Маркшейдерия и недропользование. – 2021. – № 4(114). – С. 23-34.

307. Шевкун, Е. Б. Научные и инженерные основы создания экологичной технологии взрывного разрушения горных пород на карьерах : 05.15.11; 05.15.03 "Физические процессы горного производства", "Открытая разработка месторождений полезных ископаемых" : диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук / Шевкун Евгений Борисович ; институт горного дела ДВО РАН. – Хабаровск, 1997. – 310 с.

308. Шевкун, Е. Б. Особенности взрывных работ на строительстве автомобильных дорог / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, О. А. Костюнина // Дальний Восток: проблемы развития архитектурно-строительного комплекса. – 2019. – № 1-1. – С. 378-385.

309. Шевкун, Е. Б. Рыхление скальных горных пород взрыванием без развала горной массы / Е. Б. Шевкун, А. Ю. Плотников // Ученые заметки ТОГУ. – 2022. – Т. 13, № 3. – С. 17-29.

310. Шеметова, Е. О. Безопасность взрывных работ в стесненных условиях строительной площадки / Е. О. Шеметова, В. И. Северинов, Е. В. Минута // Вологдинские чтения. – 2008. – № 5. – С. 80-83.

311. Шенк, Х. Теория инженерного эксперимента / Х. Шенк. – М. : МИР, 1972. – 384 с.

312. Шиббаев, И. А. Определение упругих свойств осадочных горных пород на примере образцов известняка с помощью лазерной ультразвуковой диагностики / И. А. Шиббаев, В. А. Винников, Г. Д. Степанов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 7. – С. 125- 134.

313. Эквист Б. В. Технология и безопасность взрывных работ : учебник / Б. В. Эквист. – М. : Издательский Дом НИТУ «МИСиС», 2021. – 175 с.

314. Эквист, Б. В. Безопасность сейсмического воздействия взрывов с неравномерным расположением зарядов / Б. В. Эквист // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 7. – С. 117- 123.

315. Эквист, Б. В. Обоснование и разработка методов повышения безопасности сейсмического проявления короткозамедленного взрывания на горных предприятиях / Б. В. Эквист // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2010. – № 3. – С. 403-406.

316. Эффективность погрузочно-транспортных работ при различной кусковатости горной массы / Б. Н. Тартаковский, И. И. Гаврилюк, Э. И. Ефремов [и др.] // В кн.: Взрывное дело. № 70/27. – М. : Недра, 1971. – С. 183-189.

317. Юхансон, К. Детонация взрывчатых веществ / К. Юхансон, П. Персон ; Пер. с англ. канд. техн. наук А. П. Глазковой и канд. физ.-мат. наук А. В. Дубовика ; Под ред. д-ра техн. наук В. К. Боболева. – Москва : Мир, 1973. – 352 с.

318. Ямщиков, В. С. Волновые процессы в массиве горных пород: Учебник для вузов / В. С. Ямщиков. – М. : Недра, 1984. – 271 с.

319. Blair, D. P. Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation / D. P. Blair // Rock Fragmentation by Blasting : Proceedings of the

9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, FRAGBLAST. – 2010. – vol. 9. – pp. 171–184.

320. BS 7385-2:1993. British Standard. Evaluation and measurement for vibration in buildings. Part 2: Guide to damage levels from groundborne vibration. BSI. – 1993. – 15 p.

321. Chudyk, I.I & Femiak, Ya.M & Orynychak, M.I & Sudakov, A.K. & Riznychuk, A.I. New methods for preventing crumbling and collapse of the borehole walls. Naukovyi Visnyk Natsionalnoho Hirnychoho Universytetu. – 2021. – pp. 17-22.

322. Daiyu. X. Use of bulk emulsion explosive to improve blast and production performance at Jingduicheng open pit/ Daiyu X., Hu Q., Xiaoming R., Xuguang W. // Записки Горного института. – 2001. – Vol. 148 № 1. – pp. 57-60.

323. Duvall, W. I. Vibrations from instantaneous and millisecond-delayed quarry blasts. / W. I. Duvall, Ch. F. Johnson A. V. C. Meyer, J. F. Devin. Report of investigations, RI 6151. US Dept. of Interior. Bureau of Mines. Washington. – 1963. – 34 p.

324. Effect of Inter-Hole Delays on Seismic Safety with Regard to Firing Time Deviation / Al. A. Galim'yanov, A. V. Rasskazova, I. V. Korneev [et al.] // Journal of Mining Science. – 2024. – Vol. 60, No. 3. – pp. 416-425.

325. Graya, J. P. Numerical modelling of stress fields and fracture around magma chambers / J. P. Graya, J. J. Monaghan // Journal of Volcanology and Geothermal Research. – 2004. – vol. 135. – pp. 259–283

326. Haldar, S. K. Introduction to Mineralogy and Petrology (Second Edition) / S. K. Haldar // Earth and planetary sciences. – 2020. – pp. 187-268.

327. ISEE Blasters Handbook. 18TH edition / International Society of Explosives Engineers, 2011.

328. Li, Yang & Shi, Jihui & Cui, Qiang & Song, Lifang. Influence of Drilling Fluid Temperature, Density, and Salinity on Borehole Stability in Permafrost Strata. Processes. – 2025. – 13. – 297.

329. OSM Blasting Performance Standards. 30 Code of Federal Regulations. Sec. 816.67. Use of Explosives: Control of adverse effects.

330. Rethinking mining прикладное программное обеспечение : [сайт] : O-PITBLAST. – URL: <https://www.o-pitblast.com/> (дата обращения 04.04.2025).

331. Salmi, E. F. A review of the methods to incorporate the geological and geotechnical characteristics of rock masses in blastability assessments for selective blast design / E. F. Salmi, E. J. Sellers // *Engineering Geology*. – 2021. – V. 281. – pp. 1-37.

332. Shi, Jihui & Li, Yang & Yan, Chuanliang & Xue, Mingyu. Stability Analysis of Borehole Walls When Drilling with Normal-Temperature Drilling Fluids in Permafrost Strata. *Processes*. – 2024. – 12. – 1819.

333. Silva, J. Reliability analysis for mine blast performance based on delay type and firing time / J. Silva, L. Li, G. M. Gernand // *Int. J. Min. Sci. Technol.* – 2018. – Vol. 28, No. 2. – pp. 195 – 204.

334. Van Der Walt, J. A critical analysis of recent research into the prediction of flyrock and related issues resulting from surface blasting activities / J. Van Der Walt, W. Spiteri // *Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. – 2020. – Vol. 120, No. 12. – pp. 701-714.

335. Wu, H. Calculation and application of hole by hole blasting vibration superposition based on measured delay times of detonators / H. Wu, M. Gong // *Explosion and Shock Waves*. – 2019. – vol. 39 (2), 025202.

336. Yi, C. Effects of in-situ stresses on the fracturing of rock by blasting / Yi Changping, Johansson Daniel, Greberg Jenny // *Computers and Geotechnics*. – 2018. – № 104. – pp. 321–330.

Приложение А



Утверждаю:

Генеральный директор

АО «Ургалуголь»



А.И. Добровольский

14 февраля 2020 г.

АКТ

**о внедрении результатов диссертационной работы
Галимьянова Алексея Алмазовича
на угольном разрезе «Буреинский» АО «Ургалуголь»
(Хабаровский край, Верхнебуреинский район)**

Настоящий акт составлен о том, что Галимьяновым А.А., в процессе выполнения им научно-исследовательских работ по докторской диссертации, разработаны и внедрены в производственный процесс открытых горных работ АО «Ургалуголь» (Хабаровский край, Верхнебуреинский район) инновационные технологии буровзрывных работ (БВР), обеспечивающие повышение безопасности и эффективности разработки угольного разреза «Буреинский» в условиях криолитозоны, за счет стабилизации объема зарядной полости взрывных скважин при увеличении единичного объема взрывного блока.

1. Разработана и успешно внедрена новая методика адаптации проектных параметров буровзрывных работ (БВР) к горно-геологическим условиям зоны мерзлых пород. Ключевым аспектом является применение рассредоточенного заряда особой конструкции, гарантирующего сохранение его проектных характеристик при оперативном зарядании скважин непосредственно после бурения. Внедрение данного технологического решения позволило добиться следующих улучшений (в сравнении с фактическими показателями): сокращение безопасных расстояний по разлету кусков взорванной горной массы (ВГМ) на 11,7% и по сейсмическому воздействию на 12,8%; снижение удельного расхода ВВ на 33,9%; увеличение выхода горной массы с 1 метра скважины на 12,6%; стабилизация скорости детонации эмульсионных ВВ (ЭВВ) до нормативных значений; уменьшение выхода негабарита с 7% до 1,5%; обеспечение соответствия высотных отметок площадок уступов проектным значениям.

2. Для обеспечения взрывной подготовки многолетнемерзлых горных пород (МГТП), расположенных ниже деятельного слоя, внедрен камуфлетно-скважинный метод. Его

принцип основан на последовательном инициировании рассредоточенного заряда, при этом нижняя часть заряда взрывается с временным интервалом, превышающим 24 часа, по отношению к верхней. Благодаря тому, что нижняя, уже взорванная часть массива горных пород уступа временно остается в замкнутом пространстве, создаются благоприятные условия для ее растепления. Это достигается за счет теплового воздействия продуктов взрыва заряда камуфлета, проникающих в образовавшиеся трещины, что обеспечивается применением относительно больших (50 мс и более) интервалов межскважинных замедлений. Внедрение данного метода позволило добиться двукратного снижения глубины повторного смерзания и увеличения единичного взрываемого объема массива горных пород. Это обусловлено снижением коэффициента разрыхления и удельного расхода ВВ более чем в 2 раза. Кроме того, воздействие теплового эффекта ниже уровня забоя скважины привело к увеличению выхода взорванной горной массы с 1 м скважины на 15-20%, за счет сокращения длины перебура скважин до высоты отметки нижней бровки уступа.

3. Для оценки влияния углубления горных работ до 100 м на разрезе в условиях мерзлых горных пород, с целью повышения эффективности планирования БВР и их технико-экономической оценки, внедрен показатель относительных затрат на БВР за отчетный период ($C_{\text{ср.уст}}$). Расчет этого показателя производится как средневзвешенное значение номера 10-метрового уступа (отсчитываемого от дневной поверхности), с учетом объема ВГМ, приходящейся на каждый такой уступ. По итогам проведенных исследований на угольном разрезе за период 2015-2019 гг. зафиксирована закономерность, а именно - зависимость удельных операционных затрат и выхода горной массы с 1 метра бурения от $C_{\text{ср.уст}}$ с учетом инфляции, применение которой позволяет более эффективно планировать себестоимость горно-подготовительных работ, в том числе рациональный единичный объем взрываемого массива горных пород, способствующая более эффективному планированию развития БВР в зоне мерзлых пород. При этом, увеличение $C_{\text{ср.уст}}$ на 76 %, влечет за собой рост операционных затрат на БВР на 39% и снижение выхода горной массы с 1 м бурения на 36%.

4. Эксперименты, проведенные на разрезе, выявили важную закономерность: увеличение глубины скважин с 5 до 15 метров в сочетании с увеличением времени между взрывами замедлений приводит к сокращению максимального значения безопасного расстояния по разлету кусков ВГМ для механизмов на 11-47%, в зависимости от конкретных горно-геологических условий в зоне мерзлых пород. На основе этих наблюдений была адаптирована нормативная формула для расчета безопасного расстояния от взрыва к горно-геологическим условиям разреза относительно механизмов. В формулу

был введен эмпирический понижающий коэффициент, учитывающий расстояния между зарядом и устьем скважины. Это позволило снизить расчетное безопасное расстояние для механизмов в 1,5 раза и более по сравнению с первоначальными нормативными показателями.

5. Определена корреляция между динамикой скорости детонации скважинных зарядов ЭВВ и факторами, определяющими изготовление ЭВВ в условиях горных работ, а также технологическими аспектами формирования заряда. Надлежащий контроль качества на соответствующих этапах, в сочетании с применением методик стабилизации параметров БВР, обеспечивает его детонационную устойчивость, с допустимым снижением скорости не более 15% от нормативной величины. Это, в свою очередь, гарантирует требуемое качество ВГМ и потенциал для увеличения единичного объема взрывного блока.

Директор управления ВР

Галимьянов А.А.

Гл. инженер управления ВР

Непомнящий А.А.

Приложение Б

Утверждаю:

Главный инженер «Распадская-Коксовая»
филиал «Разрез Коксовый»

_____ Басв Е.С.
« 25 » мая 2025 г.

**АКТ****о внедрении материалов диссертации Галимьянова Алексея Алмазовича, в части оптимизации параметров БВР при производстве взрывных работ под укрытием возле ЛЭП, на объектах ведения горных работ АО «Распадская-Коксовая»**

В целях оптимизации параметров БВР при ведении взрывных работ в непосредственной близости к ЛЭП-35 кВ на объектах ведения горных работ АО «Распадская-Коксовая» филиал «Разрез Коксовый», Галимьяновым А.А. в 2024 г. внедрена «Методика рационализации объема массового взрыва при производстве ВР под укрытием».

Эффективность внедрения разработанной методики достигается за счет, использования в целях локализации опасных зон по вылету осколков горной массы, специальных матов из нетканого материала не соединенных между собой, но закрепленных к поверхности взрывного блока посредством крепежных приспособлений, в сочетании с частичным применением рядов наклонных (75°) скважин и врубовой схемы монтажа взрывной сети, что позволяет увеличить единичный объем взрывного блока в два и более раза по сравнению с использованием сплошного укрытия всей площади поверхности взрыва. При этом основной эффект достигается за счет возможности увеличения суммарного замедления на взрывном блоке более 200 мс, применением отдельных не связанных между собой укрытий.

Внедрение указанной методики позволило повысить эффективность и безопасность ведения БВР в непосредственной близости к ЛЭП-35 кВ на объектах ведения горных работ «Разрез-Коксовый», в т.ч. сократить непроизводительное время, связанное с организацией массовых взрывов в два и более раза.

Заместитель главного инженера
по подготовке производства и
буровзрывным работам «Распадская-Коксовая»
филиал «Разрез Коксовый»

_____ Сулиманов А.Е.

Приложение В



**КОМПЛЕКС
МЕНЕДЖМЕНТ**

Утверждаю:
 Главный инженер
 ООО «Комплекс-Менеджмент»
 _____ О.В. Ли
 14 января 2025 г.

АКТ

о внедрении материалов докторской диссертационной работы Галимьянова Алексея Алмазовича на Эльгинском угольном месторождении (Республика Саха)

Настоящий акт составлен о том, что Галимьяновым А.А., в процессе выполнения им научно-исследовательских работ по докторской диссертации, разработаны и внедрены в производственный процесс ООО «Комплекс-Менеджмент» на Эльгинском угольном разрезе (Якутия) технические и технологические решения по оптимизации среднегодового объема массового взрыва, включая:

1. Метод обеспечения устойчивой детонации эмульсионных скважинных зарядов, гарантирующий стабильную детонацию скважинных зарядов из наливных ЭВВ. Данный метод основан на повышении уровня контроля качества на всех стадиях, связанных с производством ЭВВ, включая формирование и измерение скорости детонации скважинного заряда ВВ, что с совокупности позволяет обеспечить нормативную производительность экскаватора при увеличении объема массового взрыва до необходимого проектного уровня.

2. Метод рационализации единичного объема взрывного блока направленный на повышение эффективности и безопасности производства процесса подготовки горных пород к выемке буровзрывным способом. Метод основан на применении методик, включающих: обеспечение качества скважинного заряда; оптимизацию схем инициирования скважинных зарядов; снижение выхода со стороны откоса уступа.

3. Камуфлетно-скважинный метод взрывания многолетнемерзлых гравийно-галечниковых грунтов в условиях криолитозоны, основанный на создании искусственного квазипарникового эффекта внутри мёрзлого массива, посредством взрывания камуфлетной части рассредоточенного скважинного заряда с опережением на двое суток и более взрывания верхней его части, а также снижения глубины смерзания грунта в 1,7 раза, вследствие уменьшения негативного эффекта воздействия продуктов взрыва на верхнюю

часть массива взорванного уступа, при уменьшении удельного расхода ВВ более чем в 1,5 раза.

Внедрение указанных технических и технологических решений на «Эльгинском угольном разрезе» обеспечило значительное увеличение среднегодового единичного объема взрывного блока в 1,5 и более раза, что привело к повышению уровня безопасности и эффективности буровзрывных работ, что выразилось в минимизации рисков возникновения опасных производственных ситуаций и оптимизации временных затрат на проведение массовых взрывов.

Ведущий научный сотрудник
ИГД ДВО РАН



А.А. Галимьянов



ОБЩЕСТВО С ОГРАНИЧЕННОЙ ОТВЕТСТВЕННОСТЬЮ

**«БАЛТИЙСКАЯ СТРОИТЕЛЬНАЯ КОМПАНИЯ
– ВЗРЫВПРОМ»**

676290 г. Тында, Амурская обл., ул. Полярная, 10, ИНН 2808014985, КПП 280850001, р/с 40702810572220000216 в
Ограниченном офисе № 22 г. Тынды Дальневосточного филиала ОАО «МТС-Банк», БИК 040813838,
кор.сч. 30102810700000000838, тел. (41656) 4-13-03(р/ф), приемная 5-80-00, e-mail: bsk-vzryvprom@mail.ru

Утверждаю:

Генеральный директор

ООО «БСК-Взрывпром»



К.А. Рудницкий

АКТ

**о внедрении материалов докторской диссертационной работы
Галимьянова Алексея Алмазовича на объектах ведения буровзрывных работ
ООО «БСК-Взрывпром» в Дальневосточном регионе**

Настоящий акт составлен о том, что Галимьяновым А.А., в процессе выполнения им научно-исследовательских работ по докторской диссертации, прошли успешную апробацию и внедрены в производственный процесс ООО «БСК-Взрывпром» на объектах ведения буровзрывных работ в Дальневосточном регионе технические и технологические решения по оптимизации среднегодового объема массового взрыва, включая:

1. Метод обеспечения устойчивой детонации эмульсионных скважинных зарядов, гарантирующий стабильную детонацию скважинных зарядов из паливных ЭВВ. Данный метод основан на повышении уровня контроля качества на всех стадиях, связанных с производством ЭВВ, включая формирование и измерение скорости детонации скважинного заряда ВВ, что с совокупности позволяет обеспечить нормативную производительность экскаватора при увеличении объема массового взрыва до необходимого проектного уровня.

2. Метод обоснования рационального единичного объема взрывного блока. Внедрение данного метода позволило повысить уровень безопасности при производстве массовых взрывов за счет понижения частоты взрывов за год до 1,21 раза и удельного непроизводительного времени, связанного с простоями горного оборудования при организации массовых взрывов (МВ) за год более чем в 1,3 раза.

3. Способ измерения скорости детонации скважинного заряда при прямом инициировании (патент на изобретение №2820793 от 10.06.2024 г.).

4. Методику рационализации среднегодового объема массового взрыва при производстве взрывных работ под укрытием. Эффективность внедрения разработанной методики достигается за счет, использования в целях локализации опасных зон по вылету осколков горной массы, специальных матов из нетканого материала не соединенных между собой, но закрепленных к поверхности взрывного блока посредством крепежных приспособлений, в сочетании с частичным применением рядов наклонных (75°) скважин и врубовой схемы монтажа взрывной сети, что позволяет увеличить единичный объем взрывного блока в два и более раза по сравнению с использованием сплошного укрытия всей площади поверхности взрыва. При этом основной эффект достигается за счет возможности увеличения суммарного замедления на взрывном блоке более 200 мс, применением отдельных не связанных между собой укрытий.

Благодаря комплексному внедрению указанных выше технических и технологических решений на объектах ООО «БСК-Взрывром», удалось значительно увеличить среднегодовой единичный объем взрывного блока. Это оптимизировало процессы буровзрывных работ, сделав их более безопасными и эффективными, что выразилось в снижении вероятности возникновения опасных ситуаций и сокращении в 1,2 и более раза среднегодового времени на организацию взрывов.

Заместитель генерального директора

ООО «БСК-Взрывром»

К.В. Гильденбрайт

Приложение Д



А.И. Добровольский

4 февраля 2020 г.

АКТ

о внедрении результатов диссертационной работы Галимьянова Алексея Алмазовича на угольном разрезе «Правобережный» АО «Ургалуголь» (Хабаровский край, Верхнебуреинский район)

Настоящий акт составлен о том, что Галимьяновым А.А., в процессе выполнения им научно-исследовательских работ по докторской диссертации, разработаны и внедрены в производственный процесс открытых горных работ АО «Ургалуголь» (Хабаровский край, Верхнебуреинский район) технические и технологические решения по стабилизации параметров буровзрывных работ к условиям разработки угольного разреза «Правобережный» в зоне мерзлых горных пород, основные из которых приведены ниже.

1. Экспериментально подтверждено что, увеличение суммарного межскважинного интервала замедления на 60-63% и диагонального замедления на 59,5-112,5%, с учетом возможных отклонений времени срабатывания детонаторов от номинальных значений, приводит к росту показателя относительной сейсмобезопасности на 7-50% для объектов, находящихся в радиусе 500-1500 метров от границы взрывного блока. Использование этой закономерности позволяет сделать взрывную отбойку мерзлых пород более безопасной и эффективной, способствуя лучшему дроблению породы при одновременном снижении сейсмической нагрузки.

2. Зафиксирована зависимость среднеквадратичного отклонения срабатывания детонаторов неэлектрических систем инициирования от температуры окружающей среды на основе проведения инструментальных измерений, результаты которых показывают, что среднее значение отклонения времени замедления детонаторов как одной, так и разных партий превышает номинальные значения на 0,8-32,5%, что важно учитывать при проектировании схемы монтажа взрывной сети и оценке сейсмобезопасности.

3. Эмпирически обоснована целесообразность проведения измерений скорости детонации скважинных зарядов эмульсионных ВВ (ЭВВ), в комплексе с измерениями скоростей детонации наружных удлиненных зарядов и промежуточных детонаторов, что обеспечивает более полную оценку качества наливных ЭВВ в условиях горного производства, относительно существующих методов контроля качества ВВ, предусмотренных нормативными документами.

4. Разработаны и успешно внедрены на разрезе новые методики по адаптации проектных параметров БВР к горно-геологическим условиям зоны мерзлых пород, а именно метод параметрической устойчивости заряда ВВ (МПУЗ); камуфлетно-скважинный метод (КСМ). В таблицах 1,2 приведены итоговые данные экономического расчета по факту внедрения указанных методов.

Табл.1 – Итоговые данные экономического расчета по факту внедрения МПУЗ

Параметр	усл. обозн.	ед. изм.	Усредненное значение, по методу			Процентное отношение значения относительно применения нового метода к фактическому значению традиц. метода, %
			традиционному		новому	
			по проекту	по факту	МПУЗ	МПУЗ/факт
Безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	$R_{\text{оз.оборуд}}$	м	207,7	235,2	207,7	< 11,7%
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_c	м	369,9	391,7	341,7	< 12,8%
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,9	1,074	0,71	<33,89%
Выход горной массы с 1 м бурения	g	м ³	32,73	29,07	32,73	> 12,6%

Табл. 2 – Итоговые данные экономического расчета по факту внедрения КСМ

Параметр	усл. обозн.	ед. изм.	Усредненное значение, по методу			Процентное отношение значения относительно применения нового метода к фактическому значению традиц. метода, %
			традиционному		новому	
			по проекту	по факту	КСМ	КСМ/факт
Безопасное расстояние по разлету осколков ВГМ для техники и оборудования	$R_{\text{оз.оборуд}}$	м	220,2	249	50*	< 72,4
Безопасное расстояние по сейсмическому воздействию от взрыва	r_c	м	386,8	416,1	210,3	< 49,5
Удельный расход ВВ	q	кг/м ³	0,9	1,29	0,28	< 78,3
Выход горной массы с 1 м бурения	g	м ³	30	26,64	36	> 35,1
Единичный объем взрывного блока	$V_{\text{е.в.б.}}$	м ³				> в 2 и более раза

5. *КСМ с применением отдельных укрывных матов

Директор управления ВР

Галимьянов А.А.

Гл. инженер управления ВР

Непомнящий А.А.