

Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Тихоокеанский государственный университет»

На правах рукописи



Костюнина Ольга Александровна

**ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ
И ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНОГО РЫХЛЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД
НА ОГРАНИЧЕННЫХ РАБОЧИХ ПЛОЩАДКАХ**

2.8.6. – Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная
аэрогазодинамика и горная теплофизика

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, профессор
Шевкун Е. Б.

Хабаровск – 2022

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	4
Глава 1. Актуальность и перспективы развития технологии безразлетного рыхления скальных пород	11
1.1 Особенности взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках	11
1.2 Существующие способы укрытия мест взрыва	15
1.3 Короткозамедленное взрывание с увеличенными интервалами замедления	21
1.4 Учет новых условий взрывания горных пород при определении параметров газопроницаемых укрытий из упругих элементов	29
1.5 Цель и задачи исследования.....	36
Глава 2. Методика оценки интенсивности предразрушения при различных интервалах замедления	38
2.1 Расчет коэффициента интенсивности предразрушения.....	38
2.2 Влияние предразрушения массива на динамику выброса из скважин	43
2.3 Связь между ударными импульсами на элементы газопроницаемого укрытия и интервалами замедления	47
2.4 Влияние забойки взрывных скважин на величину ударного импульса	51
2.5 Выводы по главе 2.....	53
Глава 3. Динамический расчет газопроницаемого укрытия как геометрически нелинейной системы с односторонними связями	54
3.1 Исходные положения.....	54
3.2 Математическая модель газопроницаемого укрытия.....	59
3.3 Геометрическая нелинейность для стержней ферменного типа	62
3.4 Метод конечных элементов	64
3.5 Метод конечных элементов в нелинейных задачах	67
3.6 Метод Ньютона-Рафсона.....	68
3.7 Метод последовательных нагружений	70

3.8	Динамический расчет геометрически нелинейных систем	71
3.9	Учет конструктивной нелинейности при динамическом расчете геометрически нелинейных систем.....	74
3.10	Последовательность динамического расчета укрытия как геометрически нелинейной системы с односторонними связями.....	77
3.11	Сравнение результатов численного и натурного экспериментов	79
3.12	Выводы по главе 3.....	87
Глава 4.	Экспериментальные полигонные и промышленные взрывы.....	88
4.1	Обработка результатов эксперимента.....	88
4.2	Описание экспериментальных блоков	90
4.2.1	Блок №518-190-4-91-В на карьере №5 «Восток» (МВ1)	91
4.2.2	Блок №7 на участке Центральный в карьере Маломыр (МВ2).....	93
4.2.3	Блок №9 на участке Центральный в карьере Маломыр (МВ3).....	96
4.2.4	Блок №5 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ4)	96
4.2.5	Блок №6 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ5)	99
4.2.6	Блок №1 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ6)	99
4.3	Динамика пылегазовых выбросов из взрывных скважин.....	100
4.4	Ударные импульсы на элементы газопроницаемого укрытия	114
4.5	Обеспечение минимального разлета кусков породы путем увеличения интервалов замедления.....	124
4.6	Выводы по главе 4.....	131
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	133
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	135
ПРИЛОЖЕНИЕ А	153
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	154
ПРИЛОЖЕНИЕ В	164
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	169
ПРИЛОЖЕНИЕ Д	171

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Среди существующих способов разрушения горных пород буровзрывной способ является наиболее эффективным, а для крепких руд и пород - единственно возможным. Разрушение горных пород взрывом сопровождается разлетом кусков породы, что представляет угрозу для безопасности людей, окружающей среды и средств механизации. Особую актуальность проблема обеспечения безопасности взрывных работ приобретает при приближении границ рабочих площадок к населенным пунктам, транспортным коммуникациям, линиям электропередач и другим охраняемым объектам.

Газопроницаемое укрытие из упругих элементов, разработанное ранее в Тихоокеанском государственном университете, явилось эффективным и доступным средством снижения радиуса разлета кусков породы. Укрытие собирают на месте производства работ, связывая в единый мат изношенные автомобильные шины от большегрузных автосамосвалов, например, цепями, канатами или проволокой.

Актуальность данного исследования обусловлена тем, что существующие способы снижения дальности разлета кусков при взрывном рыхлении горных пород на ограниченных рабочих площадках разработаны для порядной схемы взрывания с междурядными замедлениями 20–35 мс и не учитывают влияние интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов на разлет кусков породы. Появление электронных и неэлектрических систем инициирования значительно расширило возможности выбора схемы взрывания и определило новые направления повышения эффективности и безопасности работ. Новые средства инициирования позволили осуществить переход на поскважинное взрывание зарядов с различными интервалами замедления и увеличить продолжительность действия энергии взрыва на массив горных пород.

Степень разработанности темы. Многолетний опыт ведения взрывных работ с применением неэлектрических систем инициирования на предприятиях ООО «АВТ-Амур» показал, что взрывание с интервалами замедления между

отдельными зарядами от 150 мс и выше позволяет свести развал горных пород к минимуму, сохраняя взорванную горную массу в контурах эксплуатационного блока. При сохранении качества дробления была расширена сетка скважин, увеличен выход взорванной горной массы, снижен удельный расход ВВ.

За последние десятилетия изменились не только средства и схемы взрывания, но и представления о процессе разрушения горных пород при взрывном воздействии. Теоретические и экспериментальные данные указывают на наличие зоны повышенной микротрещиноватости между разрушенной и ненарушенной средой (зоны предразрушения). Начало исследованию предразрушающего действия взрыва было положено еще в XX веке в работах Н. В. Мельникова, М. А. Кука и др., которые отмечали влияние переходной зоны на результаты взрывной отбойки. Эти идеи получили дальнейшее развитие в трудах отечественных ученых В. В. Адушкина, С. Д. Викторова, А. Н. Кочанова, А. В. Лещинского, С. М. Лупия, В. Н. Мосинца, В. Н. Одинцева, М. А. Садовского, А. А. Спивака, Э. А. Хопунова, Е. Б. Шевкуна, Н. Г. Штукарина и др. Исследование процесса предразрушения осложняется отсутствием общепринятой универсальной теории разрушения горных пород методом короткозамедленного взрывания, поэтому теоретические подходы зачастую опираются на результаты экспериментальных исследований.

Известно, что процесс предразрушения зависит от амплитуды и времени действия волн напряжений на разрушаемый массив. Было установлено, что только поскважинное взрывание зарядов с интервалами замедления выше 100 мс обеспечивает промежутки времени, необходимые для формирования зоны предразрушения в окрестности заряда. Проблема оценки интенсивности предразрушения при дальнейшем увеличении интервалов замедления нуждается в дополнительных исследованиях.

С ростом нарушенности массива большее количество сильно сжатых газов взрыва проникает в образовавшиеся трещины, а выбросы из устья скважин ослабевают. Выдвигаем гипотезу, что усилить предразрушающее действие взрыва и, как следствие, снизить выброс разрыхленной породы, возможно именно путем увеличения интервалов замедления. Проверка данной гипотезы производится при

проведении экспериментальных массовых взрывов. Влияние интервалов замедления на качество дробления породы в данном исследовании не рассматривается.

Переход на поквaziнное взрывание зарядов с увеличенными интервалами замедления требует разработки новых подходов к определению основных параметров укрытий мест взрыва. Методика расчета газопроницаемого укрытия из упругих элементов, предложенная Н. К. Лукашевич, основана на предположении о равенстве ударных импульсов, действующих на укрытие от взрыва сквaziнных зарядов, что было оправдано при порядной схеме взрывания с малыми замедлениями. При обзоре современного состояния вопроса не найдено работ, исследующих влияние интервалов замедления на изменение ударных импульсов в процессе развития массового взрыва.

Целью исследования является обоснование эффективных параметров и технологии взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках, обеспечивающих минимальный разлет кусков взорванной породы.

Основная идея – обеспечение минимального разлета кусков взорванной породы достигается за счет увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных сквaziнных зарядов и локального использования газопроницаемого укрытия из упругих элементов на стартовом комплекте зарядов массового взрыва.

Объект исследования – взрывное рыхление горных пород на ограниченных рабочих площадках.

Предмет исследования – влияние интервалов межсквaziнного замедления на процессы в зоне предразрушения и технологию безразлетного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов.

Задачи исследования:

- провести анализ отечественного и зарубежного опыта взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках;
- выявить наличие зависимости между величиной интервалов межсквaziнного замедления и интенсивностью предразрушения массива горных пород;

- сравнить ударные импульсы, действующие на элементы газопроницаемого укрытия, при поскважинном инициировании зарядов с различными интервалами замедления;
- разработать математическую модель и алгоритм динамического расчета укрытия при применении технологии безразлетного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов и поскважинном инициировании зарядов с увеличенными интервалами замедления;
- обосновать возможность обеспечения минимального разлета кусков взорванной породы путем увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов и выбора эффективных параметров газопроницаемого укрытия из упругих элементов.

Научная новизна работы:

1. Экспериментально установлено возрастание интенсивности предразрушения массива горных пород с увеличением интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов от 150 до 1000 мс, при этом достаточное время для завершения трещинообразования в зоне предразрушения обеспечивается при интервалах замедления в 1000 мс.
2. Установлена связь между увеличением интервалов замедления и снижением величины ударных импульсов, действующих на элементы укрытия при поскважинном инициировании зарядов.
3. Разработаны математическая модель, алгоритм и программная реализация расчета газопроницаемого укрытия из упругих элементов как динамической нелинейной системы.

Теоретическая и практическая значимость работы определяется разработкой методики оценки интенсивности предразрушения массива горных пород при различных интервалах замедления; установлением величины интервалов замедления, достаточной для завершения трещинообразования в зоне предразрушения; развитием технологии безразлетного рыхления скальных пород с учетом поскважинного инициирования зарядов; возможностью использования полученных результатов на предприятиях горной промышленности при разработке

мероприятий по уменьшению радиуса зоны, опасной по разлету отдельных кусков породы, для повышения безопасности взрывных работ и производительности горнотранспортного оборудования, сокращения затрат на подготовительно-восстановительные мероприятия.

Методы исследования. Использован комплекс методов исследования: научный анализ и обобщение литературных и патентных материалов; покадровый анализ видеозаписей экспериментальных массовых взрывов с привязкой масштаба к реперным точкам на блоке; статистическая обработка результатов наблюдений; сравнение; идеализация; математическое моделирование; верификация модели. Видеорегистрация массовых взрывов произведена на обычные цифровые видеокамеры с обработкой результатов съёмки на ПК.

Научные положения, представляемые к защите:

1. Увеличение интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов от 150 мс до 1000 мс приводит к росту интенсивности предразрушения массива в районах расположения взрывных скважин и обеспечивает повышенное использование энергии взрыва на дробление, что выражается в снижении пылегазовых выбросов и разлета кусков породы.

2. Для минимизации разлета кусков породы при ведении взрывных работ на ограниченных рабочих площадках, в дополнение к существующим способам снижения дальности разлета кусков, целесообразно использовать поскважинное короткозамедленное взрывание зарядов с увеличенными (до 1000 мс) интервалами замедления и устанавливать газопроницаемое укрытие из упругих элементов только над зарядами стартового комплекта с наибольшими выбросами.

Личный вклад автора заключается в:

- анализе и обобщении отечественного и зарубежного опыта взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках и постановке на его основе задач исследования;
- разработке методики оценки интенсивности предразрушения массива при различных интервалах замедления, обработке результатов экспериментальных

массовых взрывов, выявлении зависимостей исследуемых параметров от величины интервалов замедления и обосновании решений по минимизации разлета кусков;

- разработке алгоритма динамического расчета газопроницаемого укрытия из упругих элементов с учетом поскважинного инициирования зарядов и его программной реализации.

Достоверность результатов обеспечена применением современных методик экспериментальных исследований, воспроизводимостью и непротиворечивостью результатов, полученных различными способами, использованием корректных математических методов, исследованием внутренней сходимости итерационных процессов.

Реализация результатов работы осуществлена на предприятии ООО «АВТ-Амур» г. Благовещенска. Научно-методические результаты, полученные в диссертационной работе, используются в учебном процессе Тихоокеанского государственного университета при изучении дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ».

Апробация результатов работы. Основные положения диссертации доложены и получили одобрение на XXVII Международной конференции «Математическое и компьютерное моделирование в механике деформируемых сред и конструкций. Основы статического и динамического разрушения МКМ 2017» (Санкт-Петербург, 2017 г.); VII Международной научной конференции «Проблемы комплексного освоения георесурсов» (Хабаровск, 2018 г.); XX Краевом конкурсе молодых ученых и аспирантов (Хабаровск, 2018 г.); Международной научной конференции «Инновационные технологии развития транспортной отрасли» (Хабаровск, 2019 г.); XV Всероссийской молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург, г. Апатиты и г. Хабаровск, 2021 г.); VI Всероссийской научно-практической конференции «Геомеханические и геотехнологические проблемы эффективного освоения месторождений твердых полезных ископаемых северных и северо-восточных регионов России» (г. Якутск, 2021 г.); XVI Всероссийской

молодежной научно-практической конференции «Проблемы недропользования» (г. Екатеринбург, г. Апатиты и г. Хабаровск, 2022 г.).

Публикации. Основное содержание диссертации изложено в 9 печатных работах, в том числе в 4 статьях в изданиях, рекомендованных ВАК РФ, 1 свидетельстве о государственной регистрации программы для ЭВМ, а также в прочих научных изданиях.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, четырех глав, заключения, библиографии и приложений. Работа изложена на 152 страницах, содержит 69 рисунков, 10 таблиц, список использованных источников из 162 наименований, 5 приложений.

Автор выражает искреннюю благодарность д.т.н. А. Д. Ловцову, д.т.н., доценту А. В. Лещинскому, д.т.н., профессору Е. Б. Шевкуну за постоянное внимание к работе, ценные советы и поддержку, а также специалистам ООО «АВТ-Амур» за содействие в организации экспериментальных исследований.

ГЛАВА 1. АКТУАЛЬНОСТЬ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНОЛОГИИ БЕЗРАЗЛЕТНОГО РЫХЛЕНИЯ СКАЛЬНЫХ ПОРОД

1.1 Особенности взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках

Повышение эффективности освоения месторождений твердых полезных ископаемых напрямую связано с совершенствованием технологии открытого способа разработки, удельный вес которого в горной промышленности составляет 70-75% [1]. Открытые горные работы оказывают негативное воздействие на людей и окружающую среду, при этом актуальность проблемы обеспечения безопасности при ведении работ на земной поверхности постоянно возрастает.

Основными источниками вредного воздействия в карьере являются буровзрывные работы (БВР) и погрузочно-транспортные операции. Буровзрывной способ разрушения горных пород является наиболее эффективным, а для крепких руд и пород - единственно возможным. Качество БВР определяет производительность всех последующих технологических процессов: экскавации, транспортирования и переработки минерально-сырьевых ресурсов. Вместе с тем проведение массовых взрывов приводит к загрязнению атмосферного воздуха, подвергает окружающие объекты действию сейсмических и ударных воздушных волн и сопровождается разлетом кусков породы.

Особую актуальность проблема обеспечения безопасности взрывных работ приобретает при расположении рабочих площадок вблизи населенных пунктов, транспортных коммуникаций, линий электропередач и других охраняемых объектов. Постепенное расширение карьеров приводит к приближению их границ к объектам промышленной и жилой застройки. Во взрывоопасную зону со временем могут попадать жилые здания, построенные самовольно и легализованные по дачной амнистии [2, 3].

К преимуществам взрывных работ относят транспортабельность взрывчатых материалов (ВМ), высокую скорость превращения химической энергии в

механическую работу, возможность производить различные объемы работ. В связи с этим способы разрушения горных пород взрывом находят широкое применение не только в горной промышленности, но и в дорожном строительстве, а также при сооружении выемок и насыпей.

Дальневосточный регион имеет выгодное транспортно-географическое положение для осуществления внутренних и внешних перевозок благодаря наличию прямого железнодорожного сообщения с морскими портами Тихоокеанского побережья и сухопутными пограничными переходами. При этом плотность железнодорожной сети в Сибири и на Дальнем Востоке остается достаточно низкой, что сдерживает развитие экономики и промышленности отдельных регионов. В соответствии с [4] ожидают значительный рост грузопотоков на Байкало-Амурской магистрали, который связывают в основном с разработкой новых месторождений угля и руды, строительством терминалов в портах Ванино и Советская Гавань для экспорта грузов в страны Азиатско-Тихоокеанского региона, а также со специализацией Транссибирской железнодорожной магистрали на контейнерных и пассажирских перевозках.

Расширение пропускной способности транспортной инфраструктуры возможно преимущественно за счет строительства вторых путей, а также развития железнодорожных станций и узлов. Реконструкция магистрали, расположенной в условиях гористой местности и проходящей через районы вечной мерзлоты, сопряжена с производством взрывных работ вблизи действующих железнодорожных путей, что накладывает ограничения на выбор способов и средств разрушения породы [5, 6].

При производстве массовых взрывов дальность распространения кусков породы, пыли и ядовитых газов по направлению ветра может достигать десятков километров. Разрушения стекол оконных проемов действием ударной воздушной волны (УВВ) фиксируются на расстоянии 5 км от места взрыва, а вылетающие из устья скважин куски породы могут нанести повреждения зданиям и сооружениям, расположенным на расстоянии до 2 км [7]. Интенсивность пылегазовых выбросов и дальность разлета кусков породы зависят от параметров и технологии разработки,

свойств горной породы, погодных условий и эффективности технических решений, направленных на защиту окружающей среды.

Технические решения, связанные с уменьшением выброса пыли и газов, относят к пассивным способам защиты окружающей среды и условно делят на три группы: предупреждение образования, подавление и утилизация пылегазового облака [8]. Предупреждение образования пылегазовых выбросов возможно за счет управления действием взрыва, повышения прочности забойки, снижения массы заряда и числа взрывных скважин блока, уменьшения их диаметра и т. д. К способам подавления и утилизации пылегазового облака относят гидравлическое орошение, покрытие взрываемого блока пеной, пылеулавливание и др. Их существенным недостатком является необходимость использования специальных устройств.

Безопасность взрывных работ можно повысить прогнозированием гранулометрического состава взорванной горной массы: в зависимости от заданной степени дробления определяют тип ВВ, конструкцию скважинного заряда, схему взрывной сети, методы взрывания. Современные исследования подтвердили целесообразность учета влияния техногенных и природных факторов при расчете параметров взрывания. Результаты исследований В. И. Комащенко указывают на то, что снижение техногенной нагрузки горнодобывающих предприятий на окружающую среду может быть достигнуто подбором рациональных параметров БВР в зависимости от категории трещиноватости, структурных особенностей массива и физико-механических свойств пород [9].

Развитие технологий приводит к появлению новых способов и средств взрывания. В настоящее время на предприятиях горной промышленности применяют эмульсионные взрывчатые вещества (ВВ) с нулевым кислородным балансом, неэлектрические и электронные системы инициирования, новые схемы взрывания и конструкции скважинных зарядов, позволяющие значительно снизить негативное воздействие массовых взрывов на окружающую среду и повысить уровень безопасности при ведении открытых горных работ [3, 10, 11, 12].

Современные системы взрывания позволяют примерно в пять раз снизить сейсмическое воздействие на окружающие объекты, значительно сократить разлет кусков породы и практически исключить образование пылегазового облака [13]. Согласно экспериментальным данным [14] неэлектрические системы инициирования (НСИ) в сочетании со вспомогательными устройствами в конструкции скважин позволяют снизить выброс вредных веществ в атмосферу. При этом концентрация вредных веществ оказывается гораздо ниже предельно допустимых значений. Замеры выбросов вредных веществ, сделанные при взрыве двух сопоставимых блоков с разными технологиями взрывания, показали меньшие значения исследуемых параметров при переходе от детонирующего шнура к НСИ.

При взрывном рыхлении горных пород в условиях ограниченных рабочих площадок инженерные сооружения и другие охраняемые объекты подвержены механическим повреждениям от разлетающихся кусков взорванной горной массы. Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности предусмотрены специальные меры защиты зданий, сооружений и оборудования от разлета кусков породы: рассредоточение зарядов во взрываемом массиве, применение плотной забойки, применение короткозамедленного взрывания для ограничения разлета в определенном направлении и защита взрываемого массива специальными укрытиями.

Взрыв под укрытием исключает возможность разлета кусков породы, расширяет круг объектов, на которых можно проводить взрывные работы, а также позволяет выводить за пределы опасной зоны только людей, оставляя технику на месте. За счет уменьшения взрывоопасной зоны при использовании укрытий мест взрыва можно расширить границы действующих карьеров и обеспечить доступ к уже разведанным запасам месторождений. Уменьшение радиуса зоны, опасной по разлету отдельных кусков породы, приводит к сокращению расходов на подготовительно-восстановительные мероприятия и создает возможность для бесперебойной работы горнотранспортного комплекса.

1.2 Существующие способы укрытия мест взрыва

Укрытия применяют для защиты объектов, расположенных в опасной зоне, от разлета осколков породы и действия УВВ. Их используют как при взрывах отдельных скважинных зарядов, так и при массовых промышленных взрывах. Локализация разлета кусков взорванной горной массы посредством аккуратного разрушения горных пород взрывом зарядов рыхления под укрытием была предложена Г. В. Секисовым. Весомый вклад в развитие технологии ведения взрывных работ под укрытием внес Е. Б. Шевкун.

Укрытия можно классифицировать по материалу для изготовления, по способу применения и доставки к месту работ, по конструктивному исполнению, по принципу работы и т. д. [15]. Выбор типа укрытия осуществляется с учетом таких параметров, как стоимость, простота изготовления, доступность материалов. Для полного исключения разлета кусков породы укрытие должно покрывать весь взрываемый блок и обладать достаточным весом [16].

Для изготовления укрытий используют: песок или мелкодисперсный грунт, автомобильные шины, стальные цепи и тросы, деревянные щиты, металлические листы, сетки Рабица, плетеные маты из синтетических материалов и т. д. Укрытия могут каждый раз заново изготавливаться на месте взрыва (одноразовые) или использоваться многократно (многоразовые). По способу доставки их делят на перевозимые в собранном виде на транспортных средствах и собираемые из многоразовых деталей.

По конструктивному исполнению укрытия бывают плоскими и пространственными. Первые выполняют в виде насыпей, щитов и матов, а вторые - в виде локализаторов типа арок, «домиков», устанавливаемых над местом взрыва. Пространственные укрытия целесообразно использовать в пределах одного участка, когда можно изготовить одно сооружение и передвигать его с места на место.

По принципу работы укрытия могут быть сплошными, газопроницаемыми и демпфирующими. Демпфирующие укрытия разработаны и предложены к

применению Е. Б. Шевкуном совместно с В. И. Мирошниковым [15]. В таких укрытиях используются различные принципы поглощения энергии взрывного импульса в процессе деформирования отдельных элементов укрытия, например, резиновых емкостей, заполненных водой.

Сплошные укрытия могут быть насыпными, щитовыми, арочными или коробчатыми. Такие укрытия не пропускают газообразные продукты взрыва, задерживают выброс разрыхленной породы и позволяют снизить интенсивность УВВ. Непроницаемость сплошных укрытий и их подверженность удару газов взрыва требуют значительной массы укрытия [15].

Насыпные укрытия выполняются из песка, мелкодисперсных грунтов, шлака, автомобильных покрышек и прочих нетканых материалов, разбросанных по поверхности блока. Транспортировка, укладка и уборка насыпи с места взрыва требуют значительных затрат. Кроме того, разлет кусков такого укрытия может привести к более серьезным повреждениям охраняемых объектов, чем осколки разрушаемой породы.

Среди сплошных укрытий наибольшее распространение получили щитовые конструкции, изготовленные из резиновых изделий, металлических листов, деревянных досок или бревен. Укрытия, выполненные из нескольких слоев одного и того же или различных материалов, обладают высокой прочностью, но в этом случае необходимо обеспечить надежное крепление слоев между собой. Для ослабления газового удара можно использовать различные подкладки, обеспечивающие воздушный зазор между укрытием и поверхностью взрываемого массива.

Сплошные резиновые укрытия в основном изготавливаются из частей изношенных автомобильных шин, наложенных друг на друга и стянутых стальными элементами или тросами. В их конструкции могут быть использованы протекторная часть, боковые стенки или шины целиком [17-20]. Высокая трудоёмкость технологии изготовления снижает эффективность такого укрытия при больших размерах взрываемого блока.

При устройстве деревянных щитов доски или бревна соединяют проволокой, болтами, скобами, обшивают металлическими листами. Металлические щиты делают из стальных листов толщиной от 3 до 20 мм, которые соединяют в пачки [21]. В конструкции сплошных укрытий также используют материалы на основе синтетических волокон высокой прочности [3].

Отметим, что сплошные укрытия не гарантируют полное отсутствие разлета кусков породы: в практике взрывных работ происходили местные прорывы разлетающихся осколков, а методы расчета массы и конструкций укрытий не позволяют предотвратить возникновение подобных ситуаций [22]. Высокая стоимость и сложность ведения БВР с помощью сплошных укрытий, особенно на наклонных поверхностях, приводят к необходимости поиска других способов укрытия мест взрыва. Одним из таких способов является применение газопроницаемых укрытий.

Газопроницаемые укрытия собирают из различных сеток, решеток и деталей с отверстиями. Особенность данных укрытий заключается в малой восприимчивости к действию УВВ, что позволяет снизить массу укрытия. Преимуществом газопроницаемых укрытий по сравнению со сплошными является возможность их устройства на месте взрыва до заряжания и даже до бурения скважин за счет отверстий, что повышает безопасность и производительность БВР.

Газопроницаемые укрытия могут быть жесткими и эластичными. Укрытия подвергаются многочисленным ударам кусков взрывающей породы, и при длительной эксплуатации жесткие каркасы быстрее приходят в негодность из-за разрушения узлов сопряжения деталей. Применение комбинированных укрытий с жестким каркасом и гибкими сетчатыми матами из сетки Рабица позволяет снизить расход материалов, а также значительно увеличить сроки эксплуатации [16, 23].

Эластичные укрытия экономически выгоднее жестких. При взрывах небольшой мощности могут быть использованы легкие и гибкие материалы: сетка Рабица, панцирная сетка, плетеные тросы и др. Легкий вес подобных укрытий упрощает транспортировку, но ограничивает их широкое применение, т. к. при

увеличении выброса разрушенной породы из скважины их эффективность снижается.

Экспериментальные массовые взрывы под укрытием из сетки Рабица с грунтовой пригрузкой по контуру блока показали недостаточную эффективность, что связано с наличием достаточно крупных камней в грунте пригрузки, часть которых при взрыве зарядов также разлетается в стороны [24].

Для устройства эластичных матов используют полипропиленовые волокна [25], прочные стальные кольца, диски, якорные цепи и т.д. Эффективность якорных цепей подтверждена практикой взрывных работ в Мурманске [22]. Такое укрытие улавливает разрыхленную породу и удерживает ее в компактном состоянии. Приобретение якорных цепей вдали от судоходных путей сопряжено со значительными затратами на транспортировку, а укладка и уборка данных укрытий с мест взрыва осложняется необходимостью использования мощной грузоподъемной техники.

Несмотря на разнообразие применяемых укрытий мест взрыва, все они имеют определенные недостатки, в связи с этим в Тихоокеанском государственном университете была разработана и внедрена в практику новая безразлетная технология взрывного рыхления скальных пород в стесненных условиях под газопроницаемым укрытием из упругих элементов [24]. Конструкция такого укрытия собирается на месте производства работ из изношенных автомобильных шин от большегрузных автосамосвалов (рисунок 1.1), которые связываются в единый мат, например, цепями, канатами или проволокой. При вспучивании взрывающей породы под укрытием отдельные куски не отрываются от горной массы. Для снижения вероятности разлета мелких осколков породы на поверхность уступа дополнительно может быть уложена сетка Рабица. Укрытие является трансформируемым, что позволяет укладывать его на сложный рельеф. Эффективность предложенной технологии подтверждена в ходе проведения экспериментальных полигонных и промышленных взрывов при строительстве федеральной автодороги № 58 «Амур».

*а**б**в**г*

Рисунок 1.1 – Примеры формирования газопроницаемых укрытий из автошин

По сравнению с жесткими укрытиями газопроницаемые укрытия из упругих более долговечны, значительно мобильнее и дешевле локализаторов других типов. Они собираются из отдельных элементов с небольшой массой, поэтому для их монтажа не требуется мощная грузоподъемная техника. После взрыва укрытие остается на поверхности горной массы, что упрощает его уборку с места взрыва. На предприятиях горной промышленности ежемесячно списываются десятки автошин от большегрузных машин, что снижает затраты на его устройство. Преимуществом данной технологии является возможность укрывать большие площади при небольшой удельной массе укрытия.

Данная технология была применена на горном предприятии ПАО «Комбинат «Магнезит». Газопроницаемые укрытия из автошин позволили практически исключить разлет кусков породы при ведении взрывных работ в непосредственной близости от охраняемых объектов г. Сатки. Был предложен новый способ скрепления шин автосамосвалов с помощью быстроразъемных одноветвевых

канатных и цепных строп. Для создания единого мата на каждой автошине было предусмотрено по четыре канатных или цепных троса или четыре рым-болта [26, 27]. Это конструктивное решение позволило повысить мобильность укладки укрытия на взрываемый блок и уменьшить время на монтаж.

При ведении взрывных работ на ограниченных рабочих площадках для полного предотвращения разлета осколков горной массы авторами [27] предложена схема комбинированного предохранительного укрытия из шин автосамосвалов, сетки Рабица и матов из бывших в употреблении конвейерных лент. Маты из узких резиновых полос конвейерных лент получили широкое распространение на карьерах США, Канады, Австралии, Германии и других стран. Преимуществами данных укрытий являются небольшая масса, удобный и быстрый монтаж, демонтаж и транспортирование (возможность скручивания укрытия в рулон), использование бывших в употреблении материалов. К недостаткам можно отнести относительно невысокую газопроницаемость заплетенных или скрепленных канатными тросами узких резиновых полос конвейерных лент и трудоемкость процессов изготовления.

Для ограничения разлета кусков взорванной горной массы при реконструкции железных дорог разработана конструкция сборно-разборного газопроницаемого укрытия из автошин [28]. Взрывание скальных пород вблизи действующих путей существенно усложняется в связи с необходимостью проведения работ в специально выделяемые промежутки времени между движением поездов. После взрыва зарядов 75–80% выделенного времени занимает уборка бульдозерами с действующего железнодорожного пути взорванной горной массы и перемещение ее в экскаваторный забой. Одновременно с этими работами бригады монтажников устраняют возможные повреждения линий связи. Эффективность организации работ в таких условиях остается крайне низкой. Использование сборно-разборного газопроницаемого укрытия повышает производительность труда при укладке укрытия на взрываемом блоке.

Применение газопроницаемого укрытия из упругих элементов явилось эффективным и доступным способом снижения радиуса разлета кусков породы, но

существующие рекомендации по технологии безразлетного взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием разработаны для порядного взрывания и не учитывают влияние интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов на динамику выбросов из скважин.

1.3 Короткозамедленное взрывание с увеличенными интервалами замедления

Технология взрывного рыхления горных пород в начале XXI века предусматривала порядное взрывание зарядов с использованием детонирующего шнура, при этом междурядные замедления составляли от 20 до 35 мс. Появление электронных и неэлектрических систем инициирования значительно расширило возможности выбора схемы взрывания и определило новые направления повышения эффективности и безопасности работ.

Выбор средств инициирования зарядов зависит от условий производства работ. При использовании НСИ наблюдаются отклонения времени срабатывания устройств замедления от номинала, которые могут привести к нарушению очередности и одновременному взрыву нескольких зарядов блока. В этой связи перспективность НСИ в основном заключается в увеличении общей продолжительности взрыва и расширении возможностей развития взрыва во времени и пространстве блока [29]. Электронные системы инициирования гарантируют соблюдение проектной очередности взрывания зарядов, но имеют высокую стоимость и предъявляют повышенные требования к производителям работ. При увеличении интервалов замедления снижается необходимость в обеспечении высокой точности работы устройств замедления, и в этом случае выбор НСИ оправдан с экономической точки зрения.

С переходом предприятий горной промышленности на новые системы инициирования зарядов стали применять поскважинные схемы взрывания зарядов с различными интервалами замедления. По сравнению с порядной схемой поскважинное короткозамедленное взрывание зарядов (КЗВ) способствует снижению негативного воздействия массовых взрывов на окружающую среду и

повышению качества взрыва за счет уменьшения сейсмических нагрузок на окружающие объекты, увеличения степени дробления породы и управления параметрами развала.

Снижение сейсмических нагрузок в основном достигается уменьшением числа одновременно взрывааемых зарядов. Направление смещения горной массы в развале также зависит от схемы взрывания. Так, при расположении первой скважины блока в ненарушенном массиве смещение породы возможно только в сторону открытой поверхности уступа. В результате взрыва заряда вокруг скважины формируется зона разрушения, которая выполняет функцию дополнительной свободной поверхности, в сторону которой возможно смещение породы от соседних с ней скважин. Если врубовой ряд расположен у тыльной стороны блока, то смещение пород при взрыве каждого последующего заряда происходит в сторону разрушенной предыдущими зарядами поверхности. Такой способ ведения работ позволяет снизить смещение горной массы и исключить выброс за последние ряды скважин [30].

Многолетний опыт ведения взрывных работ с применением неэлектрических систем инициирования на предприятиях группы компаний Петропавловск показал, что поскважинное взрывание зарядов с увеличенными интервалами замедления позволяет свести развал горных пород к минимуму, сохраняя взорванную горную массу в контурах эксплуатационного блока [31]. Результаты исследования параметров смещения взорванной горной массы при различных интервалах замедления свидетельствуют о том, что при замедлениях до 100 мс средние величины смещения по горизонтали составляют от 2,6 до 6,5 м, «поверхность развала неравномерная, с большими перепадами высотных отметок» [30]. Экспериментальный взрыв с замедлениями поверхностной сети 450×600 мс «показал практическую ровную поверхность развала, полностью оставшегося в пределах контура блока» [32].

При определении величины интервалов межскважинного замедления особое внимание уделяется обеспечению заданной степени дробления породы. Оптимальная величина интервала замедления зависит от физико-механических

свойств породы, структуры массива, параметров взрывных работ и других факторов. Анализ формул для определения интервалов замедления показывает, что результаты расчета могут отличаться на порядок и редко совпадают с практическими данными [33]. Неоднородность горных пород и особенности взрывного воздействия затрудняют практическое исследование процессов, протекающих в массиве, и приводят к различным представлениям о механизме разрушения горных пород взрывом.

При взрыве происходит образование ударной волны, которая по мере удаления от эпицентра взрыва переходит в волну напряжений. Интерференция волн напряжений при взрыве соседних зарядов может повысить качество дробления породы [34-38], но по результатам численного моделирования положительный эффект от интерференции волн напряжений достигается только при очень малых замедлениях величиной до 1 мс [39, 40].

В теоретических работах зачастую приводятся упрощенные модели распространения и взаимодействия волн в массиве горных пород. На практике даже использование электронных систем инициирования для высокоточного воспроизведения проектной очередности инициирования зарядов не гарантирует создание эффекта интерференции волн напряжений [41, 42]. Недавние исследования показали, что интерференция волн напряжений при взрыве скважинных зарядов усиливает действие только сжимающих напряжений, но согласно экспериментальным данным их значения не превышают прочность образца на сжатие [43]. Авторы исследования [44] указывают на то, что результаты массовых взрывов зачастую отличаются от результатов численного моделирования, следовательно, есть факторы, влияющие на разрушение в большей степени, чем интерференция волн напряжений.

Как отмечал Г. И. Покровский [45], на механизм разрушения горных пород влияет наличие свободной поверхности. Образование дополнительных открытых поверхностей в результате взрыва предыдущей серии зарядов обеспечивает действие на массив отраженных волн от взрыва последующей серии. При отражении от свободной поверхности волна сжатия меняет знак на

противоположный, осуществляя дополнительное дробление разрушаемого массива и облегчая его разрушение давлением газов взрыва. Это связано с тем, что горные породы сопротивляются растяжению хуже, чем сжатию. При небольших замедлениях отраженная волна может ослабить прямую волну напряжений от последующих зарядов [46].

Основываясь на экспериментальных данных, Н.В. Мельников, Ф.А. Баум, В.К. Филиппов связывали процесс разрушения горных пород с совместным действием волн напряжений и сжатых газов взрыва [47-49]. Экспериментальные взрывы двух и четырех зарядов с замедлениями 0-17 мс показали, что увеличение замедлений оказывает больший эффект на качество дробления, чем интерференция волн, за счет совместного действия волн напряжений от взрыва последующего заряда и взрывных газов от ранее взорванного заряда [50].

Применение различных подходов к определению оптимальных интервалов замедления является следствием отсутствия общепринятой универсальной теории разрушения массива горных пород методом КЗВ. В работе [51] оптимальное значение интервала замедления в зависимости от крепости и структурных особенностей породы находится в пределах 15-20 мс. Авторы исследования [52] значения интервалов замедлений увязывали с величиной линии наименьшего сопротивления (ЛНС). При взрывах трех и четырех зарядов с замедлениями от 3,3 до 13 мс на 1 м длины ЛНС степень дробления породы повысилась на 12-20% по сравнению с одновременным инициированием зарядов. Дальнейшее увеличение интервалов замедлений до 14-18 мс/м привело к равномерной поверхности развала и увеличению производительности выемочно-погрузочных работ на 12-15% за счет обеспечения заданной степени дробления породы [53]. Отметим, что указанные замедления устанавливались между рядами, а между зарядами в ряду они составили 20 мс. По данным [54] «оптимальный интервал замедления лежит в диапазоне от 67 до 100 мс, при этом обеспечивается режим независимой работы зарядов, при котором происходит перераспределение энергии взрыва каждого из зарядов с увеличением ее доли на дробящее действие» [38].

В рамках научной и практической деятельности на предприятиях ООО «АВТ–Амур» были выполнены исследования по существенному увеличению интервалов замедления и проведены массовые взрывы с замедлениями между рядами и между скважинами в ряду от 150 мс и выше. Результаты исследований позволили расширить сетку скважин, увеличить выход взорванной горной массы, уменьшить величину удельного расхода взрывчатых веществ при сохранении качества дробления [55].

При малых замедлениях образуются негабаритные куски горной массы, которые требуют повторного дробления (рисунок 1.2, а). А при увеличенных интервалах замедления крупные куски горной массы часто разваливаются в забое под воздействием ковша экскаватора из-за волосных трещин в кусках отбитой породы, которые образуются под действием взрывной волны. Так, при диагональной схеме взрывания с замедлениями 150 мс между рядами и 200 мс между зарядами в ряду ковш экскаватора зачерпывает породу без помех и затруднений (рисунок 1.2, б), заполнение ковша происходит не только при подъеме в процессе копания, но и в результате осыпания горной массы из средней и верхней части забоя [56].

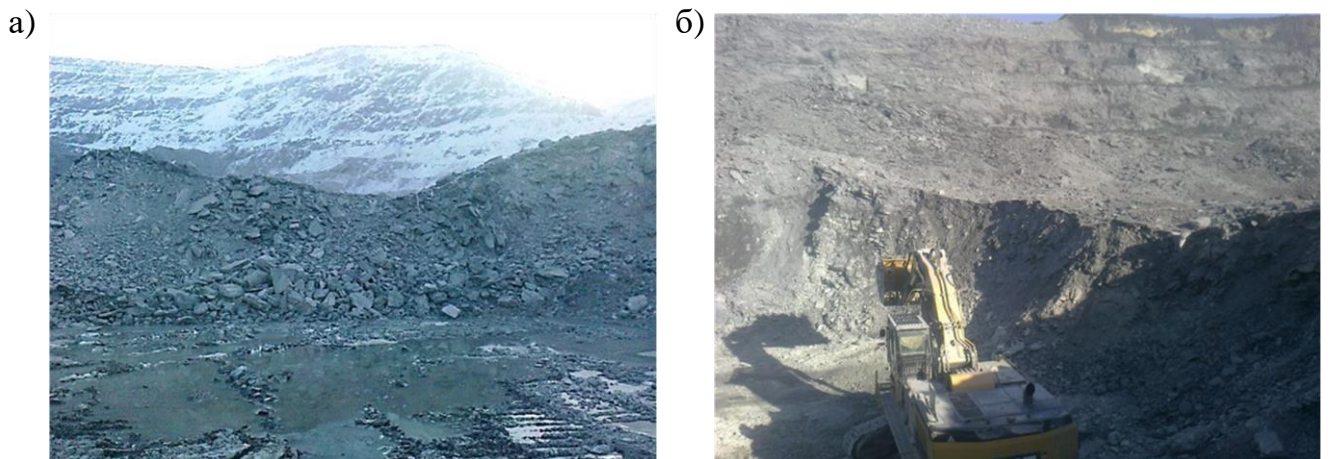


Рисунок 1.2 – Качество дробления при различных схемах замедления:
а) 42×67 мс; б) 150×200 мс

Согласно классической теории о дробящем действии взрыва [57] в месте расположения заряда под действием ударных волн и газов взрыва образуется зона

измельчения. За ее пределами под действием напряжений порода разрушается на куски различных размеров с образованием зоны разрушения. Вне зоны разрушения массив испытывает только упругие деформации.

В настоящее время известно, что механическое действие взрыва проявляется не только в разрушении породы в районе взрывной скважины, но и в разупрочнении на удалённых расстояниях от заряда [58-59]. Поскважинное взрывание зарядов создает циклическое знакопеременное воздействие взрыва на массив горных пород, в результате которого происходит массовое накопление микроразрушений, образуется множественная сетка микротрещин [60]. Между разрушенной и ненарушенной средой образуется область повышенной микротрещиноватости (зона предразрушения) [61, 62].

Естественная неоднородность массива и наличие микродефектов приводят к образованию сложного поля напряжений при внешнем воздействии. В реальных условиях, даже при равномерном напряжении, поля напряжений имеют локальную неоднородность [63]. Под действием сжимающих напряжений могут возникать локальные растягивающие напряжения, обеспечивающие развитие микродефектов. «Развитие микронарушений, разрушение отдельных зерен или их перемещение носят локальный характер и не приводят к дезинтеграции породы» [61], но изменяются ее прочностные и деформационные свойства.

Для достаточно мощных взрывов поведение любого упруго-пластического тела с трещинами приближается к идеально хрупкому (когда пластическая область пренебрежимо мала по сравнению с разрушенной) [64]. «Процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется одним видом разрушения – отрывом под действием растягивающих напряжений» [57] при прохождении волны разрежения. Величины деформаций во взрывных волнах являются определяющим фактором процесса взрывного разрушения. Посредством взрывной волны можно создать в породе такую нагрузку, чтобы результирующая относительная деформация ε превышала предельную относительную деформацию ε_0 . В этом случае порода будет не только разрушена,

но внутри каждого куска может быть очень много волосных трещин, поэтому такие куски будут дробиться значительно легче, чем куски такого же размера, но не имеющие внутри волосных трещин. Повышение отношения $(\varepsilon/\varepsilon_0)$ выше единицы не только понижает средний размер куска отбитой породы, но и значительно снижает их относительную прочность [58].

Развитие трещин происходит под действием волновых процессов. После прихода волны в определённую точку пространства фаза сжатия сменяется фазой разрежения. Результаты исследований действия продольных, поперечных и отраженных волн на растущую трещину [65] показали, что действие продольной волны в фазе сжатия приводит к остановке роста трещины, а в фазе разрежения инициирует ее рост. Поперечные волны могут незначительно ускорять рост трещины, а отраженные волны могут как ускорять рост трещины, так и менять ее направление.

Волны могут отражаться на границах раскрытых трещин. С увеличением ширины трещины увеличивается ее экранирующее действие. Раскрытие трещины до 8–10 мм считается достаточным «для образования дополнительной обнаженной поверхности и обеспечения возможности отражения прямой волны напряжения в сторону заряда ВВ» [38]. Отражение волны на границах поверхностей трещин способствует их дальнейшему раскрытию.

Под действием циклической знакопеременной нагрузки возникает поток энергии в вершину трещины, но «не вся энергия растягивающих напряжений расходуется на рост трещины, а только её превышение над энергией деформаций среды» [66]. Поэтому на стадии действия растягивающей нагрузки рост трещины происходит в течение ограниченного времени. Таким образом, важным фактором является время между взрывами скважинных зарядов: следующий заряд должен сработать только после протекания процесса сжатия и прохождения волны растяжения от взрыва предыдущего заряда [30].

Фаза разрежения значительно превосходит по продолжительности фазу сжатия. Дювалль и Атчисон [67] изучали характеристики взрывных волн в четырех

видах горных пород разной степени крепости. Они установили зависимость относительной деформации в образцах мела, песчаника, мергеля и гранита от расстояния и времени. Во всех образцах деформации возрастали по линейному закону, а спад происходил по экспоненциальному. Полученные зависимости показали, что в граните и мергеле время спада деформаций примерно в 3 раза превышало время нарастания независимо от расстояния до скважины. В песчанике с 20%-ной пористостью и меле это соотношение было большим. Для скважинных зарядов массой 250–850 кг, применяемых в промышленности, общее время действия фаз может значительно возрасти [46]. Поэтому усилить предразрушающее действие взрыва возможно именно путем увеличения интервалов замедления.

Теоретические и экспериментальные исследования показали, что диагональные схемы взрывания с замедлениями 25 мс между рядами и 42 мс между зарядами в ряду не могут обеспечить достаточное время на завершение роста и слияния микротрещин в трещины, формирующие отдельности массива. Только схемы с замедлениями выше 100 мс обеспечивают временные интервалы необходимые для формирования не только зоны разрушения, но и предразрушения [32].

Поскважинное инициирование зарядов способствуют многократному воздействию волн напряжений на массив горных пород. После прохождения волны напряжений сжатые газы под большим давлением проникают в образовавшиеся трещины, расширяют их, приводят к формированию отдельностей. К. Хино [68] утверждает, что при КЗВ «в результате взрыва зарядов предыдущей очереди образуются дополнительные поверхности обнажения, в которых распирающее действие газов взрыва последующей очереди продолжается от 10 до 100 мс» [32].

По мере нарастания предразрушения в окрестностях зарядов большая часть продуктов взрыва направляется вглубь массива, а выбросы из устья скважин ослабевают, поскольку возрастает совокупная площадь поверхности трещин в объеме горных пород. Поэтому для снижения выброса кусков породы, пыли и газов необходимо, чтобы время между взрывами отдельных скважинных зарядов было

достаточным для развития трещин в зоне предразрушения. Ставится задача выявить наличие зависимости между величиной интервалов межскважинного замедления и интенсивностью предразрушения горных пород.

1.4 Учет новых условий взрывания горных пород при определении параметров газопроницаемых укрытий из упругих элементов

Газопроницаемое укрытие состоит из изношенных автомобильных шин от большегрузных автосамосвалов, увязанных в единый мат соединительными элементами (канатами, цепями и т. д.). Автошины укладываются над взрывными скважинами соосно, а со стороны охраняемого объекта и между рядами скважин могут быть уложены дополнительные элементы.

При порядной схеме взрывания и малых замедлениях все автошины укрытия практически одновременно поднимались вместе с взорванной горной массой (рисунок 1.3). Для ограничения разлета кусков породы защитное укрытие должно было полностью покрывать взрываемый блок, сохранять целостность и обладать такой массой, чтобы высота его подброса и горизонтальные смещения не превышали допустимых значений, что обеспечивалось правильно подобранной конструкцией и массой укрытия.

*а**б*

Рисунок 1.3 – Подброс укрытия вместе с взорванной горной массой

Рассмотрим существующие методы расчета [24], которые сводятся к определению необходимой массы укрытия, которая обеспечит его подброс при взрыве не более чем на заданную высоту, и сил натяжения в соединительных элементах. Основой расчета укрытия является ударный импульс, действующий на него от взрыва скважинного заряда. При порядном взрывании ударный импульс от всех зарядов взрываемого блока $S_p^{y\partial}$ определяется путем суммирования ударных импульсов $S^{y\partial}$, действующих на укрытие от каждого заряда:

$$S_p^{y\partial} = \sum S^{y\partial} . \quad (1.1)$$

Чтобы укрытие подбросило на заданную высоту h_p , его начальная скорость должна быть равна

$$V_p = \sqrt{2gh_p} , \quad (1.2)$$

где g – ускорение свободного падения.

Расчетная масса укрытия M_p вычисляется по формуле:

$$M_p = \frac{S_p^{y\partial}}{V_p} . \quad (1.3)$$

Для определения сил натяжения в соединительных элементах укрытия при порядной схеме взрывания рассмотрим схему укрытия с дополнительным рядом автошин со стороны охраняемого объекта [24]. На рисунке 1.4 дополнительные автошины (ряд 4) не окрашены.

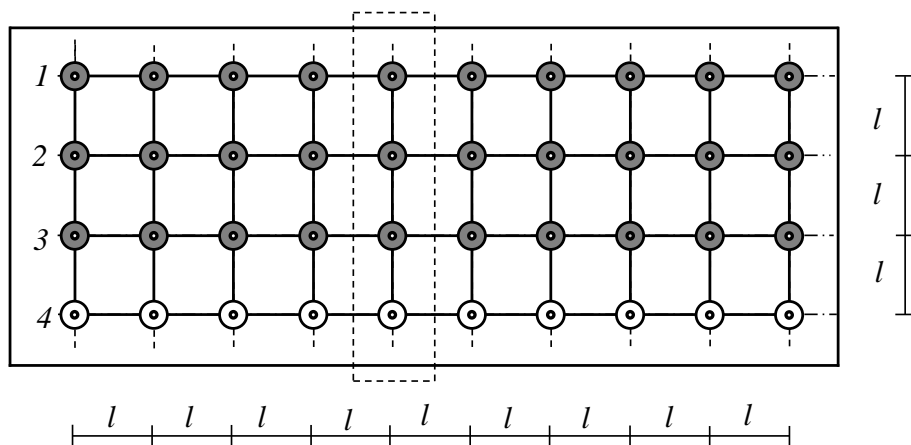


Рисунок 1.4 – Схема соединения автошин

Взрывание зарядов производится порядно, начиная с 1 ряда, с замедлениями между рядами 20 мс. При такой схеме взрывания усилия возникают только в поперечных связях, соединяющих автошины соседних рядов, что позволяет перейти от пространственной модели к плоской и произвести расчет одного поперечного ряда укрытия, который выделен пунктиром на рисунке 1.4.

Если массы автошин и их начальные скорости равны, то в начале движения они будут двигаться одинаково вдоль вертикальной оси скважины. Первой начинает движение автошина 1 (рисунок 1.5), в течение 20 мс она успевает подняться на небольшую высоту (рисунок 1.6).

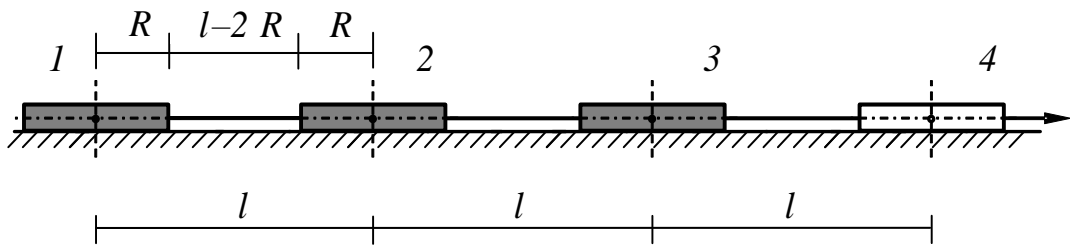


Рисунок 1.5 – Типовой поперечный ряд укрытия

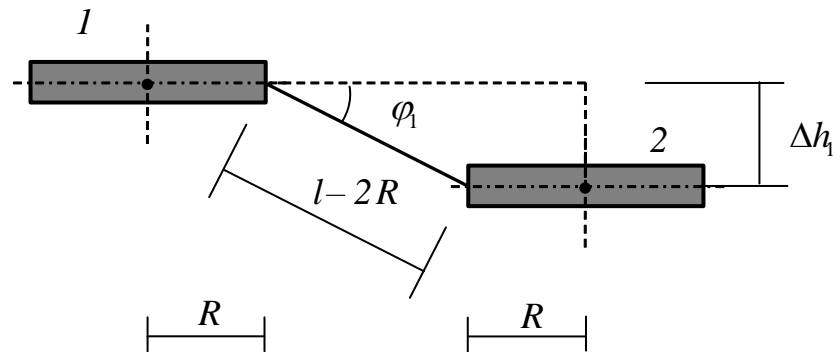


Рисунок 1.6 – Начало движения первой автошины в поперечном ряду

Затем начинает двигаться автошина 2, при этом она будет догонять автошину 1, движение которой замедляется. Еще через 20 мс начнет двигаться автошина 3, и высоты подброса автошин будут выравниваться, а натяжение связей увеличиваться не будет. В этом случае достаточно определить силу натяжения в связи 1-2. Если система жесткая и связи сразу вступают в работу, то сила натяжения F_{H1} в связи 1-2 определяется выражением [24]:

$$F_{H1} = - \frac{m(6\beta_1 t + 2\beta_2 + g)(l - 2R)}{(\beta_1 t^3 + \beta_2 t^2 + \beta_3 t + \beta_4)}, \quad (1.4)$$

где m – масса одной автошины;

β_i – коэффициенты полинома;

l – расстояние между осями скважин;

$(l - 2R)$ – длина соединительного элемента (рисунок 1.6).

Коэффициенты β_i рассчитываются с помощью начального и промежуточных значений высоты подброса автошины, которые определяются по кадрам видеосъемки взрыва.

Для автошины, удерживаемой двумя связями (рисунок 1.7), сила натяжения будет равна

$$F_{H1} = - \frac{m(6\beta_1 t + 2\beta_2 + g)(l - 2R)}{2(\beta_1 t^3 + \beta_2 t^2 + \beta_3 t + \beta_4)}. \quad (1.5)$$

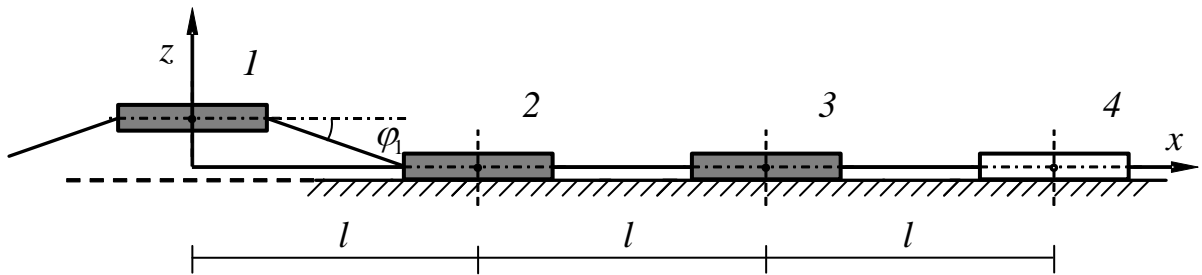


Рисунок 1.7 – Схема подброса автошины I типового поперечного ряда при наличии дополнительной анкерной автошины

Силы натяжения в соединительных элементах укрытия при порядном взрывании зарядов определяются по формулам (1.4) и (1.5), но они применимы только на малом промежутке времени подброса автошины, когда угол φ_1 мал. При замедлениях между рядами в 20 мс незначительный перепад высот при подлете соседних автошин не позволяет выбрать провисания связей, и соединительные элементы не работают на полную нагрузку. Таким образом, при порядном взрывании с небольшими замедлениями провисания связей позволяют избежать разрушающего воздействия ударного импульса от взрыва заряда на соединительные элементы укрытия [24].

Подбор сечения соединительных элементов при порядном взрывании зарядов производится по наибольшему значению силы натяжения, которая возникает в связи крайней автошины с анкерной, т. к. анкерной автошине в отличие от остальных автошин укрытия не сообщается ударный импульс. Когда крайняя автошина 1 поднимается на высоту Δh_1 , система переходит из упругой в жесткую, а длина соединительного элемента l_1 начинает увеличиваться (рисунок 1.8).

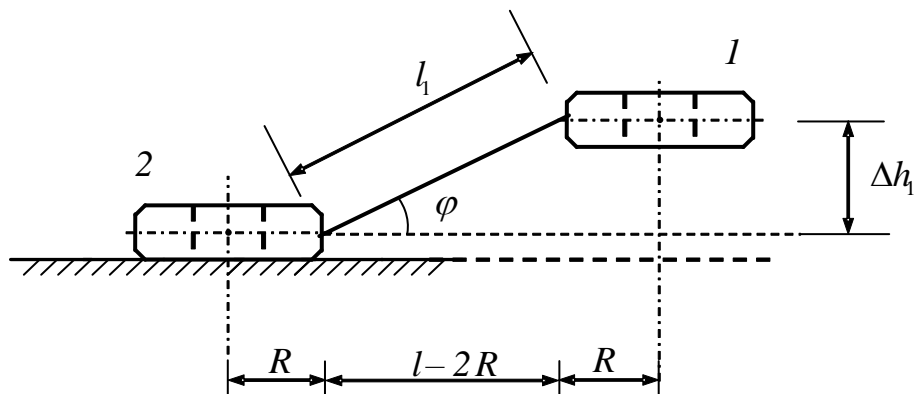


Рисунок 1.8 – Схема для определения высоты подброса автошины, при которой связь становится жесткой

Согласно рисунку

$$\Delta h_1 = \sqrt{l_1^2 - (l - 2R)^2} \quad (1.6)$$

и

$$\sin \varphi = \frac{\Delta h_1}{l_1}. \quad (1.7)$$

Анкерная автошина оказывает сопротивление натяжению только за счет силы трения F_{mp} (рисунок 1.9). Наибольшая сила натяжения F_H^{np} , которая может развиваться в связи, определяется из условия предельного равновесия. При достижении горизонтальной проекции силы натяжения F_H значения равного предельной силе трения F_{np} анкерная автошина приходит в движение, и происходит ее проскальзывание по поверхности уступа.

Сила трения скольжения:

$$F_{np} = \mu R_z. \quad (1.8)$$

где μ – коэффициент трения.

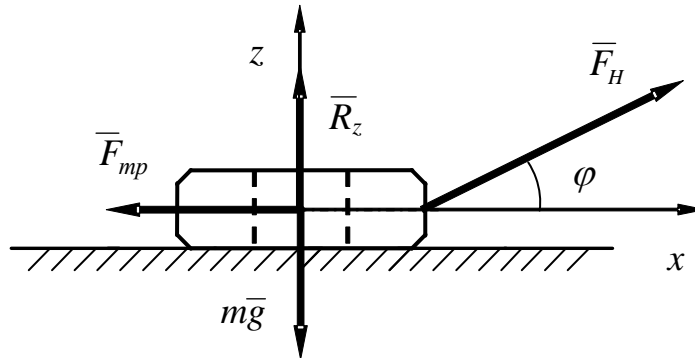


Рисунок 1.9 – Схема для определения наибольшей силы натяжения

Составим уравнения предельного равновесия в проекциях на координатные оси x и z :

$$F_H^{np} \cos \varphi - \mu R_z = 0, \quad (1.9)$$

$$R_z - mg + F_H^{np} \sin \varphi = 0. \quad (1.10)$$

Из (1.9) и (1.10) получим

$$F_H^{np} = \frac{\mu mg}{\cos \varphi + \mu \sin \varphi}. \quad (1.11)$$

Существующие методы определения расчетной массы и сил натяжения в соединительных элементах укрытия, представленные в данном параграфе, предусматривают только порядное взрывание зарядов с малыми замедлениями. Выделим основные изменения, вызванные переходом на поскважинное инициирование зарядов с увеличенными интервалами замедления, которые необходимо учитывать при разработке математической модели газопроницаемого укрытия из упругих элементов.

В методике расчета соединительных элементов локализаторов взрыва [69], предложенной Лукашевич Н. К., процесс взрыва делится на два этапа:

- от начала детонации до начала движения укрытия;
- от начала подъёма укрытия до достижения максимальной высоты подброса.

Дальнейшее движение укрытия (падение на поверхность уступа) не рассматривалось, что было оправдано при порядном взрывании зарядов с интервалами замедления 20 мс, т. к. разлет кусков породы возможен только при движении взорванной горной массы вместе с укрытием вверх. При поскважинном взрывании зарядов с большими интервалами замедления автошины, уложенные на первые скважины, достигают поверхности уступа прежде, чем ударный импульс будет приложен ко всем остальным автошинам блока.

В связи с порядным взрыванием и малыми замедлениями ударный импульс на укрытие от взрывов всех зарядов мало отличался по величине и при расчетах принимался одинаковым. Поскважинное взрывание зарядов с увеличенными интервалами замедления сопровождается развитием микротрещин, их слиянием и образованием новых свободных поверхностей в зоне предразрушения. Влияние интенсивности предразрушения массива в районе расположения взрывных скважин на величину ударных импульсов, воздействующих на элементы газопроницаемого укрытия, при различных интервалах замедления не установлено.

Изменение ударных импульсов в процессе развития массового взрыва не позволяет применять выражение (1.3) для определения расчетной массы укрытия. Формулы (1.4) и (1.5) неприменимы при поскважинном инициировании зарядов, т. к. усилия возникают во всех связях, соединяющих подброшенную автошину с соседними, при этом они могут значительно отличаться по величине и зависят от схемы взрывания. Подброс отдельной автошины укрытия может вызвать горизонтальные смещения автошин, уложенных на соседние скважины и оставшихся на поверхности уступа. В этом случае они выполняют роль анкерных шин. Условия предельного равновесия предусматривают возможное перемещение анкерной автошины по поверхности уступа при достижении усилия в связи значения равного предельной силе трения, но не позволяют определить величину смещения.

Подбор сечений соединительных элементов при порядном взрывании осуществляется без учета сил инерции, которые оказывают значительное влияние на величину внутренних усилий при динамическом воздействии. Выражения (1.4) и (1.5) учитывают силы инерции, но они применимы только на малом промежутке времени, когда соединительный элемент считается недеформируемым. В пространственной модели укрытия силы инерции действуют в вертикальной и горизонтальной плоскостях.

Изменение способов и средств взрывания требует разработки новых подходов к определению основных параметров укрытия. Для определения высоты подброса укрытия и усилий в соединительных элементах при различной последовательности инициирования зарядов необходимо разработать математическую модель и алгоритм динамического расчета газопроницаемого укрытия с учетом поскважинного взрывания зарядов с увеличенными интервалами замедления.

1.5 Цель и задачи исследования

Технология безразлетного взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов показала наиболее высокую надежность и экономическую эффективность в сравнении с другими способами укрытия мест взрыва, но данная технология разработана для порядного взрывания зарядов и не учитывает влияние интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов на динамику выбросов из скважин. Выброс пыли, газа и кусков породы относится к бесполезным формам работы взрыва, следовательно, снижение высоты и радиуса разлета осколков, а также уменьшение размера кусков, может быть достигнуто за счет перераспределения энергии заряда на разрушение и предразрушение массива, что необходимо учитывать при определении параметров и технологии взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках.

Целью исследования является обоснование эффективных параметров и технологии взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках, обеспечивающих минимальный разлет кусков взорванной породы.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи:

- провести анализ отечественного и зарубежного опыта взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках;
- выявить наличие зависимости между величиной интервалов межскважинного замедления и интенсивностью предразрушения массива горных пород;
- сравнить ударные импульсы, действующие на элементы газопроницаемого укрытия, при поскважинном инициировании зарядов с различными интервалами замедления;
- разработать математическую модель и алгоритм динамического расчета укрытия при применении технологии безразлетного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов и поскважинном инициировании зарядов с увеличенными интервалами замедления;
- обосновать возможность обеспечения минимального разлета кусков взорванной породы путем увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов и выбора эффективных параметров газопроницаемого укрытия из упругих элементов.

ГЛАВА 2. МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ИНТЕНСИВНОСТИ ПРЕДРАЗРУШЕНИЯ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ИНТЕРВАЛАХ ЗАМЕДЛЕНИЯ

2.1 Расчет коэффициента интенсивности предразрушения

Действие взрыва вызывает деформацию среды с образованием взрывной полости радиусом r (зоны разрушения). Волна напряжений распространяется за пределами этой зоны, осуществляя предразрушение горных пород в окрестностях соседних скважин. При взрыве каждого последующего заряда в зоне предразрушения радиусом R (рисунок 2.1, а) происходит рост естественных и образование новых микродефектов (трещин), слияние которых приводит к макроразрушению [32].

Действие скважинного заряда на горную породу рассматривается как хрупкое разрушение упругой среды. Длина заряда в несколько раз превышает его диаметр, а вызываемые в породе смещения обладают осевой симметрией, что позволяет перейти к плоской задаче [70]. Для разрушения хрупкой среды необходимо и достаточно, чтобы удовлетворялось условие [58, 63]:

$$\varepsilon \geq \varepsilon_{\text{пр}}, \quad (2.1)$$

где ε – относительная деформация среды от воздействия взрыва;

$\varepsilon_{\text{пр}}$ – максимально возможная относительная деформация.

Накопление повреждений определяется введением коэффициента интенсивности предразрушения $K_{\text{и}}$ [71], значения которого изменяются от нуля до единицы: нуль означает отсутствие предразрушения, а единица – полное разрушение породы. Выражение для определения относительной деформации ε окрестностей i -той скважины от воздействия взрыва примет вид [70, 71]:

$$\varepsilon_i = \varepsilon_{\text{пр}} K_{\text{и}}. \quad (2.2)$$

Коэффициент $K_{\text{и}}$ учитывает изменение величины относительной деформации среды от воздействия взрыва по мере удаления от оси взрывающей скважины:

$$K_{и} = \left(\frac{r}{R_i} \right)^2, \quad (2.3)$$

где r – радиус зоны разрушения;

R_i – расстояние от оси i -той скважины до взрываеваемой.

Интенсивность предразрушения окрестностей скважин связана с выбранной схемой взрывания блока. Когда в разрушаемой среде находятся несколько энергоисточников, предельные деформации достигаются суммированием коэффициентов интенсивности предразрушения от каждого предыдущего взрыва. При $K_{и} \geq 1$ порода в районе расположения заряда может считаться разрушенной до момента его взрыва, что объясняется выполнением условия (2.1).

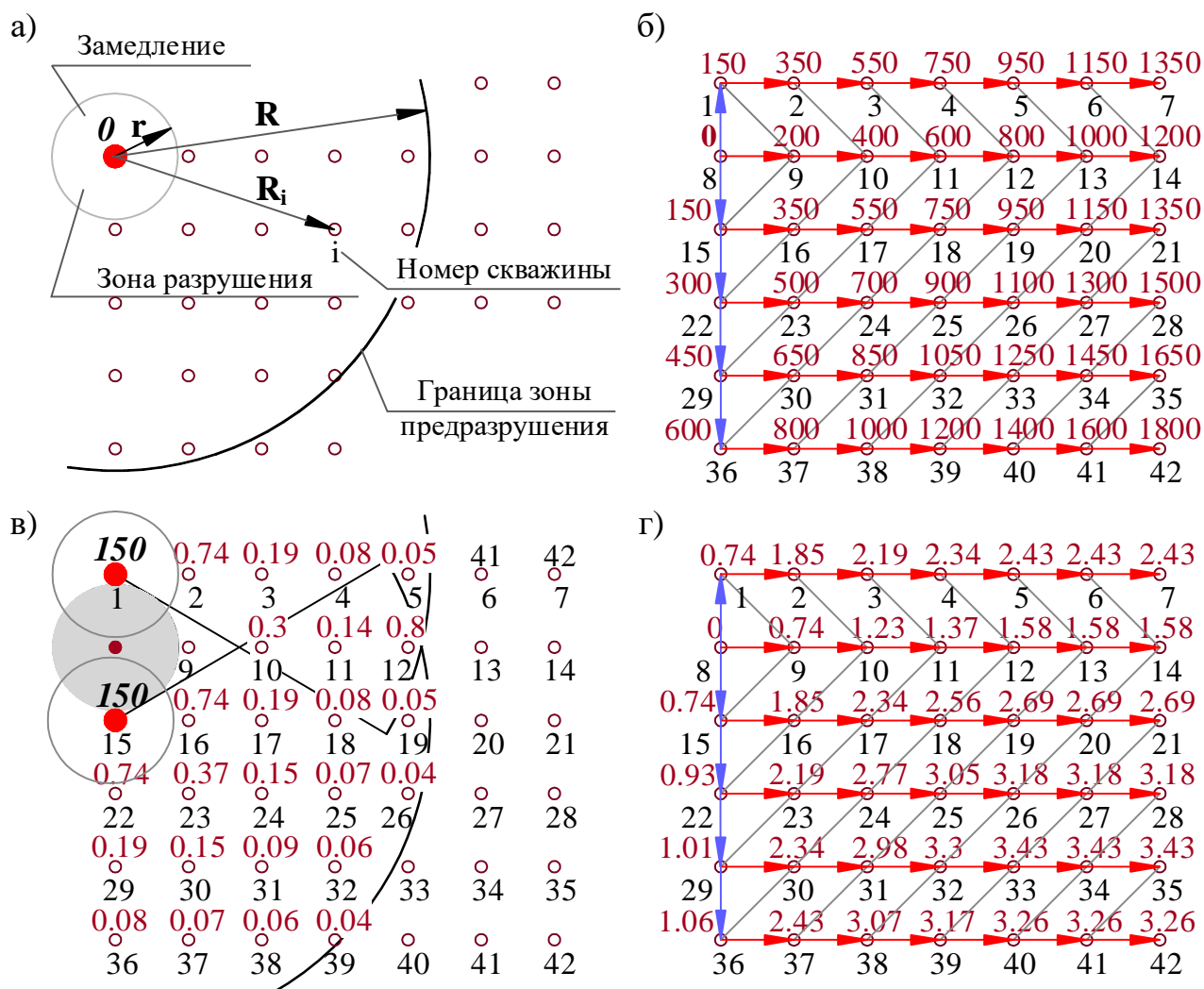


Рисунок 2.1 – Определение коэффициентов интенсивности предразрушения

Расчет коэффициентов интенсивности предразрушения массива горных пород в районе расположения взрывных скважин производится на основе заданных размеров зон разрушения и предразрушения [71]. Установлено, что радиус зоны предразрушения R может достигать величины в 200-250 радиусов заряда (R_3) [55, 59, 72, 73, 74], в то время как радиус зоны разрушения r – величины в $40R_3$ [75]. Графическое представление зон разрушения и предразрушения позволяет оценить вклад каждого взорванного заряда в предразрушение окрестностей соседних скважин.

Определим коэффициенты интенсивности предварительного разрушения окрестностей скважин на примере схемы взрывания блока, представленной на рисунке 2.1, б. Скважины диаметром 215 мм расположены по сетке $5,0 \times 5,0$ м. Взрывание производится по диагональной схеме с применением НСИ, например, RIONEL. Инициирование поверхностной сети скважинных зарядов блока производится от скважины 8. Замедление поверхностной сети между скважинными зарядами в ряду 200 мс, между рядами – 150 мс.

Для графического построения взаимодействия зон разрушения и предразрушения принимаем радиус зоны разрушения равный $r = 4,3$ м ($40R_3$), а зоны предразрушения $R = 21,5$ м ($200 R_3$). На рисунке 2.1, в показаны границы зон предразрушения от взрыва зарядов 1 и 15 и соответствующие значения $K_{и}$ в районе расположения соседних скважин. Разрушенная предыдущими взрывами порода препятствует распространению волн напряжений, поэтому зоны предразрушения зарядов 1 и 15 имеют вид секторов круга. Скважины, попадающие в зону перекрытия секторов этих зон, подвергаются воздействию волн напряжений дважды.

Результаты расчета интенсивности предразрушения окрестностей всех скважин блока представлены на рисунке 2.1, г. Рост значений $K_{и}$ наблюдается только в начале каждого ряда, после достижения максимальных значений в каждом ряду коэффициенты становятся постоянными. Максимальное значение $K_{и}$ для рассматриваемой схемы взрывания составляет 3,43. При таком значении $K_{и}$

взорванная горная масса значительно переизмельчается. Если в этом нет производственной необходимости, то при определении параметров взрыва возможно увеличение сетки скважин или снижение расхода ВВ. Для скважин врубового ряда 1, 8, 15, 22, 29, 36 расчетные значения $K_{и}$ достигают меньших значений.

Степень предварительного разрушения полезного ископаемого зависит как от природных факторов (прочности полезного ископаемого и вмещающих пород, трещиноватости, зернистости и др.), так и технологических [76]. Поэтому величину деформации массива полезного ископаемого взрываемого блока необходимо предварительно планировать. Выбор оптимальных параметров взрыва может осуществляться с учетом интенсивности ослабления массива в районе каждой взрывной скважины [77].

Для примера рассмотрим ячейку из четырех рядом расположенных взрывных скважин 1 - 2 - 3 - 5 (рисунок 2.2). Сетка взрывных скважин $a \times b = 5,0 \times 5,0$ м. Горная порода, расположенная в равноудаленной от этих скважин точке А, получит одинаковое предразрушение от взрыва каждой из четырех скважин. Определим коэффициент интенсивности предразрушения $K_{и}$ в точке А при радиусе зоны разрушения $r = 1$ м.

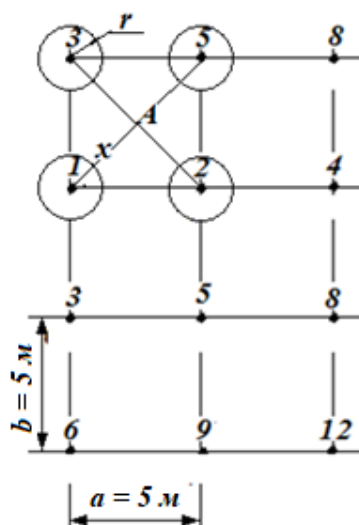


Рисунок 2.2 – Схема для определения коэффициента интенсивности предварительного разрушения массива при $r = 1$ м

Расстояние x от оси скважины до точки А

$$x = \sqrt{(0,5a)^2 + (0,5b)^2}. \quad (2.4)$$

При $a = b$

$$x = \sqrt{0,5a^2} = 0,707a. \quad (2.5)$$

С помощью (2.3) определим коэффициент интенсивности предразрушения

$$K_{и} = \frac{r^2}{x^2}. \quad (2.6)$$

Тогда при $r = 1$ м получим $K_{и} = \frac{1^2}{3,54^2} = 0,08$. Но это от взрыва одной скважины, а так как их четыре, то $K_{и} = 0,32$. Отсюда видно, что при радиусе зоны разрушения скважины $r = 1$ м предварительное разрушение мало. Такое малое предварительное разрушение может быть применено при рыхлении массива для предохранения его от промерзания.

Определим оптимальную мощность заряда ВВ для случая, когда коэффициент интенсивности предразрушения массива в точке А равен единице. В соответствии с (2.6) запишем

$$0,25 = \frac{r^2}{3,54^2},$$

откуда

$$r = \sqrt{0,25 \cdot 12,5} = 1,77.$$

Такая мощность взрыва рекомендуется при измельчении пустой породы при сетке взрывных скважин $5,0 \times 5,0$ м. Обязательным условием является поскважинное инициирование зарядов с большими замедлениями (более 100 мс). Увеличивая мощность взрыва (радиус зоны разрушения), можно значительно увеличить предразрушение горных пород, добиваясь заданного измельчения [77]. При этом необходимо учитывать, что волны напряжений поглощаются в зоне разрушения взорванных зарядов, поэтому с увеличением размеров зоны разрушения уменьшается область предразрушения.

При взрывании с расчетным коэффициентом интенсивности предразрушения $K_{и} = 1$ горная масса измельчается по всему блоку достаточно равномерно. При большой сетке скважин средний размер кусков породы получается больше, чем при меньшей сетке, но снижаются затраты на производство работ. Поэтому при выборе расстояния между скважинами следует учитывать не только физико-механические свойства породы, но и размеры ковша экскаватора и пр.

Коэффициент интенсивности предразрушения учитывает кратность прохождения волн напряжений через взрываемый массив при заданной схеме взрывания и позволяет предварительно оценить степень нарушенности массива в районе расположения взрывных скважин. Наличие зависимости между величиной интервалов замедления и интенсивностью предразрушения массива горных пород при поскважинном взрывании зарядов устанавливается при производстве экспериментальных взрывов. Изменение интенсивности предразрушения в процессе развития взрыва при различных интервалах замедления предлагаем оценивать по изменению высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки, забоечного материала из скважин с забойкой и по ударным импульсам, воздействующим на упругие элементы укрытия.

2.2 Влияние предразрушения массива на динамику выброса из скважин

При взрыве заряда ВВ выделяется энергия, которая переходит в различные формы работы (дробление, перемещение породы, образование воздушной и сейсмической волны и др.). На разрушение породы расходуется до 6 процентов энергии заряда [78]. Это значение не учитывает энергию, затраченную на развитие микродефектов и формирование зоны предразрушения. При увеличении интервалов замедления обеспечивается длительное воздействие волн напряжений и сжатых продуктов взрыва на массив, что позволяет увеличить долю энергии, которая расходуется на разрушение и предразрушение породы и повысить безопасность взрывных работ.

Чем выше интенсивность предразрушения массива горных пород в районе расположения скважинного заряда, тем больше возможность проникновения продуктов взрыва в образовавшиеся трещины. На практике это подтверждается уменьшением объема пылегазовых выбросов из скважин без забойки по отношению к первой скважине блока в процессе развития массового взрыва. Оценка снижения выбросов из скважин может быть произведена с помощью визуально-инструментального контроля параметров пылегазового облака, а именно высоты и скорости его подъема.

Высота подъема и дальность распространения облака определяется начальной скоростью вылета газов из скважины. В настоящее время цифровые технологии позволяют получать достаточно точные данные, по которым можно контролировать влияние взрыва на окружающую среду [79]. Установлено, что при высоте выброса пылегазового облака менее 40 м и начальной скорости менее 100 м/с «действие УВВ и разлет кусков породы не выходят за пределы карьера, а выбросы вредных газов и пыли в атмосферу минимальны» [7].

Высота выбросов из скважины H определяется с помощью покадрового анализа видеозаписи взрыва (рисунок 2.3) с привязкой масштаба к реперным точкам на блоке. Многолетний опыт проведения экспериментальных массовых взрывов с участием кафедры ТТС ТОГУ «позволяет считать видеосъемку процесса развития массового взрыва одним из наиболее простых и информативных методов исследования» [80]. Скоростные видеокамеры имеют высокую стоимость и ограниченную длительность съемки, а также требуют дополнительных средств защиты от воздействия сейсмических волн и разлёта кусков породы, поэтому в данном исследовании видеофиксация экспериментальных массовых взрывов осуществляется с помощью бытовых видеокамер. При частоте съемки 25 кадр./с можно произвести оценку динамики пылегазовых выбросов с достаточной степенью точности [80].

Результаты съёмки обрабатываются на компьютере. Цифровые видеокамеры с частотой съемки 25 кадр./с позволяют проводить раскадровку через 40 мс, а с частотой 30 кадр./с – в среднем через 33 мс. Начало выброса из первой скважины

экспериментального блока фиксируем соответственно через 40 или 33 мс от начала отсчета. График, построенный по результатам измерений высоты пылегазовых выбросов из устья одной скважины, при раскадровке по 33 мс будет иметь вид, представленный на рисунке 2.4.

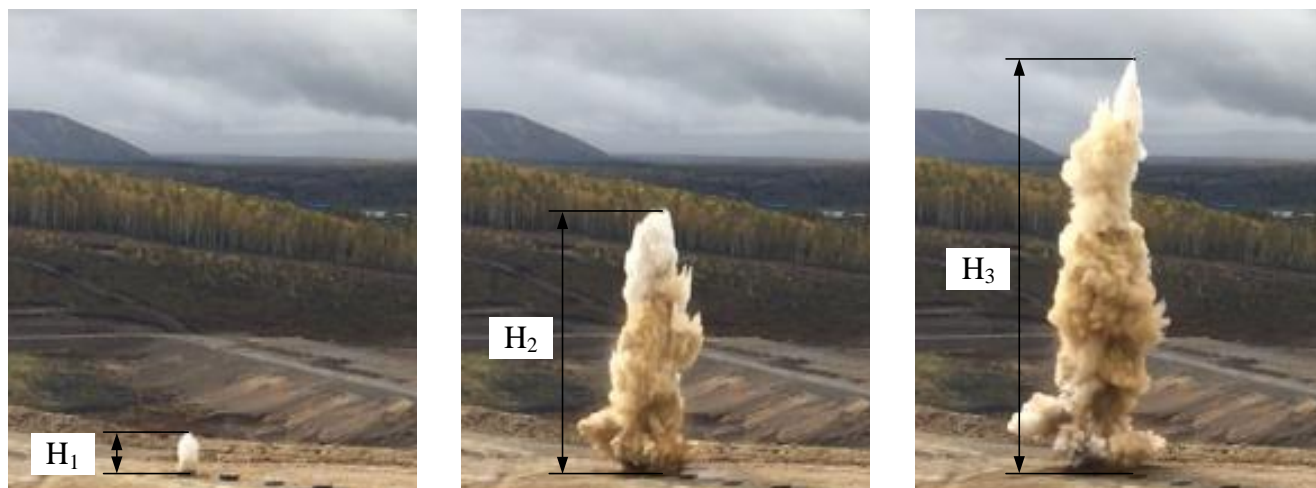


Рисунок 2.3 – Высота пылегазовых выбросов на кадрах видеозаписи взрыва

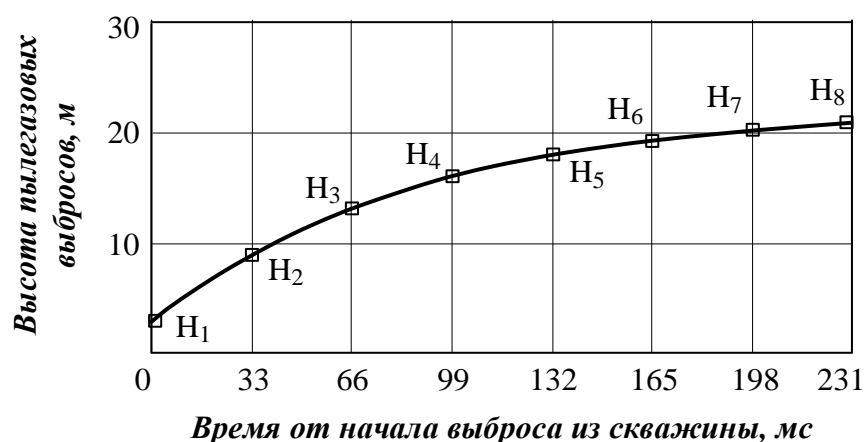


Рисунок 2.4 – Общий вид графика изменения высоты пылегазовых выбросов

Используя фактические кривые динамики пылегазовых выбросов, можно построить совмещенные кривые для ряда скважин и по ним провести сравнительный анализ. Однако, этот способ сравнения удобно использовать при небольшом количестве скважин. Для анализа результатов измерений всех скважин взрываемого блока экспериментальные данные представляются в виде массива, в котором количество строк соответствует количеству зафиксированных скважин, а

столбцов – количеству видеокадров, характеризующих динамику пылегазовых выбросов. Элементами этой матрицы являются измеренные значения $H_{i,j}$.

Подчеркнем, что не всегда удастся проследить динамику выбросов из скважины в течение принятого интервала наблюдения из-за возникновения пылевой завесы от взрыва других скважин. В этом случае измерения производятся до момента снижения видимости, а отсутствующие элементы матрицы \mathbf{H} принимают нулевые значения и не учитываются в последующих расчетах.

Для сравнения двух таблично заданных функций определим коэффициент подобия k при котором функция, заданная первой строкой матрицы \mathbf{H} , будет «близка» к функции, заданной i -той строкой, в смысле метода наименьших квадратов. Задача сводится к нахождению минимума функции одной переменной:

$$f(k_i) = \sum_{j=1}^n (H_{i,j} - k_i \cdot H_{1,j})^2 \rightarrow \min, \quad (2.7)$$

где n – количество видеокадров, характеризующих динамику пылегазовых выбросов из скважины.

Коэффициент k_i определим из условия минимума функции $\frac{df(k_i)}{dk_i} = 0$:

$$k_i = \frac{\sum_{j=1}^n H_{1,j} \cdot H_{i,j}}{\sum_{j=1}^n (H_{1,j})^2}, \quad H_{i,j} \neq 0. \quad (2.8)$$

Коэффициент подобия k для всех скважин рассчитывается по отношению к первой взорванной скважине, для которой $k = 1$ и $K_{\text{н}} = 0$ в связи с отсутствием предразрушения в начальный момент времени. Чем выше коэффициент подобия, тем больше выброс из скважины. Коэффициенты подобия позволяют установить снижение высоты выбросов из скважин в результате увеличения интенсивности предразрушения их окрестностей при увеличении интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов.

Для сравнения динамики выбросов из скважин с различными значениями $K_{и}$ необходимо установить точное расположение всех скважин с измеренной высотой пылегазовых выбросов на заданной схеме взрывания экспериментального блока. При многорядном расположении скважин такая привязка может быть реализована только для первых взорванных зарядов. Однако, зная фактическое время начала выброса из скважин, можно приближенно определить те из них, которые на схеме взрывания расположены в зоне со значениями $K_{и} \geq 1$, что позволит произвести сравнение высоты выбросов из соответствующих скважин при различных интервалах замедления.

2.3 Связь между ударными импульсами на элементы газопроницаемого укрытия и интервалами замедления

При взрыве сосредоточенного скважинного заряда рыхления, выполняемого согласно рекомендациям Союзвзрывпрома, ударный импульс $S_z^{y\partial}$, который сообщается укрытию, зависит от длины линии наименьшего сопротивления W (рисунок 2.5) и показателя действия взрыва n [24]:

$$S_z^{y\partial} = s_z^{y\partial} W \frac{(\sqrt{1+n^2} - 1)^2 (2\sqrt{1+n^2} + 1)}{3n^2} = s_z^{y\partial} W k_n, \quad (2.9)$$

где $s_z^{y\partial}$ – удельный ударный импульс (ударный импульс на единицу глубины заложения заряда);

k_n – коэффициент, учитывающий показатель действия взрыва.

Укрытие из автомобильных шин является газопроницаемым, и действие газов взрыва на него практически исключается. При взрыве скважинного заряда ударный импульс на укрытие передается через выбрасываемую породу, и его величина зависит от перехода энергии взрыва в различные формы работы. Перераспределение энергии взрыва на разрушение и предразрушение породы при увеличении интервалов замедления приводит к снижению высоты и радиуса

разлета кусков породы. Снижение ударных импульсов, сообщаемых осколкам разрушаемой породы, сопровождается уменьшением ударных импульсов, действующих на упругие элементы газопроницаемого укрытия.

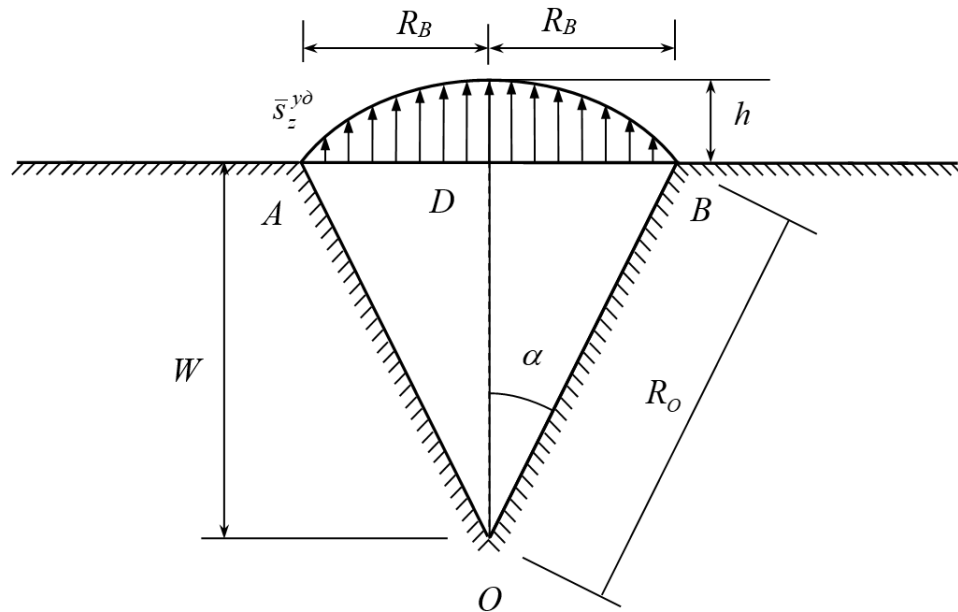


Рисунок 2.5 – Распределение вертикального ударного импульса по основанию воронки взрыва

Влияние интервалов замедления на снижение ударных импульсов, вызванное изменением интенсивности предразрушения массива горных пород в районе расположения взрывных скважин, может быть учтено введением в выражение (2.9) дополнительного коэффициента k_s :

$$S_z^{y0} = s_z^{y0} W k_n k_s. \quad (2.10)$$

Формула (2.10) применима для сосредоточенных скважинных зарядов при длине заряда не более трех диаметров скважины и глубине заложения не более радиуса зоны разрушения. При производстве промышленных взрывов применяют удлиненные заряды, распределенные по длине скважины. Экспериментально установлено, что глубина скважины практически не влияет на величину ударного импульса, действующего на укрытие от взрыва удлиненного заряда рыхления [24]. При взрыве удлиненного заряда рыхления ударный импульс также будет зависеть

от интервалов замедления, и эта зависимость определяется при проведении экспериментальных массовых взрывов.

Для сравнения ударных импульсов, которые действуют на элементы газопроницаемого укрытия при различных интервалах замедления, используются изношенные автомобильные шины, которые укладываются на скважины соосно без применения связей и фиксаторов (рисунок 2.6). Ударный импульс, действующий на автошину, осесимметричен, поэтому при взрыве скважинного заряда автошина должна двигаться вдоль вертикальной оси скважины. В предложенной Н. К. Лукашевич методике расчета ударного импульса [69] на первом этапе используются основные положения и уравнения теории удара, а на втором – уравнение движения тела, брошенного вверх.

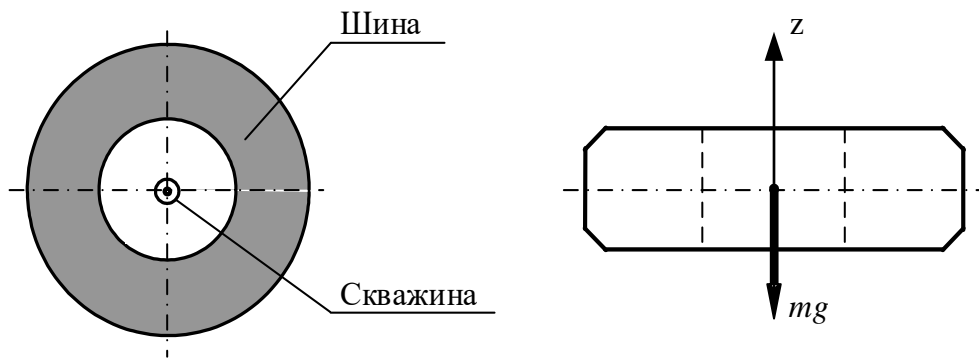


Рисунок 2.6 – Расположение и схема для расчета движения автошины

Для определения вертикального ударного импульса $S^{y\partial}$, который сообщит одиночной автошине начальную скорость \dot{v}_0 , используется теорема об изменении количества движения при ударе [24]:

$$m\dot{v}_\tau - m\dot{v}_0 = S^{y\partial}, \quad (2.11)$$

где m – масса автошины;

\dot{v}_τ – проекция скорости центра тяжести автошины в конце удара на вертикальную ось.

Согласно теории удара действием немгновенных сил за время удара пренебрегают и автошину во время удара считают неподвижной [81]. С учетом

того, что в начале удара автошина находится в состоянии покоя $\dot{v}_0 = 0$, а скорость в конце удара равна начальной скорости автошины при подъеме $\dot{v}_\tau = V_0$, окончательное выражение для расчета вертикального ударного импульса, полученного автошиной укрытия при взрыве скважинного заряда, запишется в виде:

$$S^{y\partial} = mV_0, \quad (2.12)$$

где V_0 – начальная скорость автошины, направленная вдоль вертикальной оси скважины.

Далее рассмотрим движение одиночной шины после прекращения действия ударного импульса. Автошина движется замедленно под действием силы тяжести (рисунок 2.6). Высота подъема тела h , брошенного вверх, определяется выражением:

$$h(t) = V_0 t - \frac{gt^2}{2}, \quad (2.13)$$

где t – время подъема тела.

Максимальная высота подъема тела в рассматриваемом случае равна

$$h_{\max} = \frac{V_0^2}{2g}. \quad (2.14)$$

Из уравнений (2.13) и (2.14) получим выражения для определения начальной скорости центра тяжести шины:

$$V_0 = \frac{h(t)}{t} + \frac{gt}{2}, \quad (2.15)$$

$$V_0 = \sqrt{2gh_{\max}}. \quad (2.16)$$

Если известно время полета тела t_k , то начальную скорость также можно вычислить по формуле:

$$V_0 = g \frac{t_k}{2}. \quad (2.17)$$

Высота подброса центра тяжести одиночной автошины и время полета автошины от начала движения до момента приземления определяются по кадрам видеосъемки взрыва. Уравнение (2.15) используется в том случае, когда известны только промежуточные значения высот. При этом производится несколько измерений и фиксируется время подъема автошины до выбранных точек, а скорость рассматривается как среднее арифметическое полученных значений. Значения ударных импульсов используются для определения параметров газопроницаемого укрытия с помощью специально разработанного алгоритма, описанного в главе 3.

2.4 Влияние забойки взрывных скважин на величину ударного импульса

Важным фактором, влияющим на перераспределение энергии взрыва, является забойка скважин [82, 83]. Обеспечивая длительную замкнутость зарядной полости, она увеличивает продолжительность действия продуктов детонации на стенки скважины [84]. Установлено [85, 86], что забойка из сыпучих материалов (песок, мелкодробленая порода) оказывает наибольшее сопротивление газам взрыва за счет образования уплотнения в нижней части забойки в начальный момент взрыва. Чем дольше забойка удерживает в скважине продукты взрыва, тем больше энергии заряда уходит на разрушение породы, что оказывает влияние на величину ударного импульса, действующего на куски взорванной породы и элементы газопроницаемого укрытия места взрыва.

В 2008 году был произведен экспериментальный массовый взрыв с порядной схемой взрывания (рисунок 2.7). Только 9 зарядов из 182 взорваны с забойкой из бурового шлама [24]. На кадрах развития взрыва видно, что из скважин с забойкой, отмеченных автошинами, разлета осколков горных пород нет, а на последнем кадре рамкой выделены крупные куски породы, возвышающиеся над пылегазовым облаком, которые образовались при взрыве зарядов без забойки. Длительность полета отдельных кусков породы превысила 40 секунд. Через 32 с после начала

выброса крупный осколок упал на буровую установку, стоявшую на расстоянии около 250 м от места взрыва.

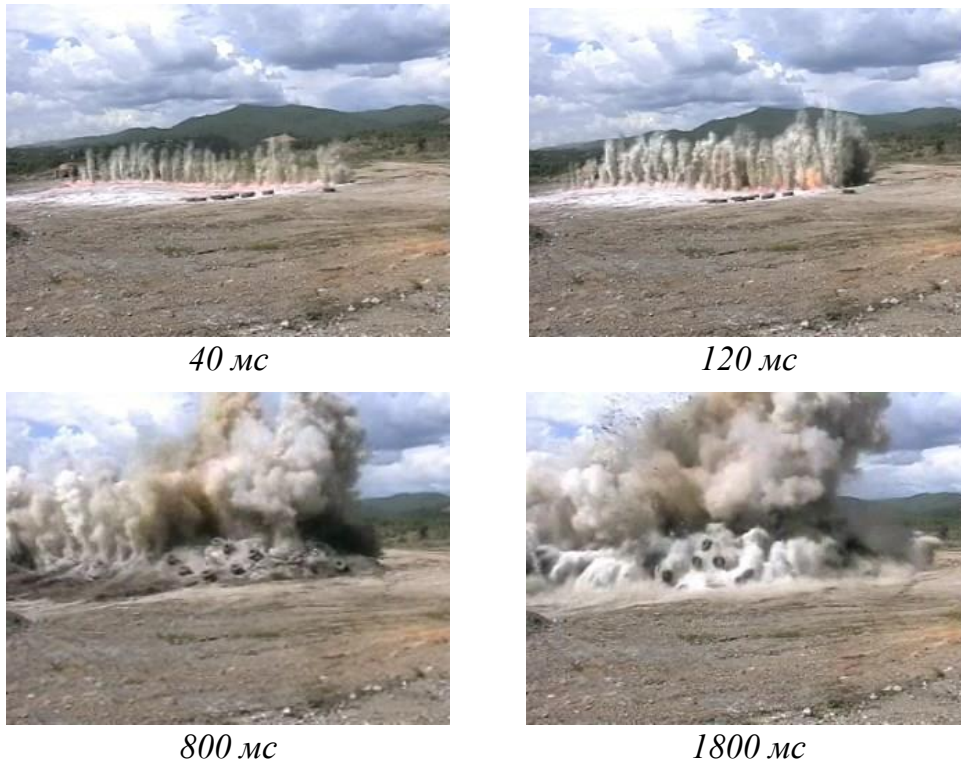


Рисунок 2.7 – Кадры развития массового взрыва при порядной схеме взрывания зарядов с забойкой (под автошинами) и без забойки

При порядном взрывании зарядов применение забойки в комбинации с газопроницаемым укрытием из упругих элементов позволили исключить разброс кусков породы и снизить количество вредных выбросов в атмосферу [24]. Многолетний опыт поскважинного взрывания зарядов с увеличенными интервалами замедления на предприятиях ООО «АВТ-Амур» без применения укрытий показал, что «даже при отсутствии забойки качество дробления остаётся высоким, а разброса горной массы за пределы блока практически нет» [29].

Для сравнения ударных импульсов, действующих на укрытие от взрыва зарядов с забойкой и без нее, на отдельных участках экспериментальных блоков формируется забойка скважин из бурового шлама. Для скважин с забойкой производится анализ динамики выброса забоечного материала и значений ударных импульсов, воздействующих на несвязанные автомобильные шины, свободно

уложенные над скважинами. Снижение ударных импульсов в процессе развития массового взрыва с увеличением интервалов замедления устанавливается при взрывании зарядов без забойки.

2.5 Выводы по главе 2

1. На основе анализа существующих методов определения интенсивности предразрушения массива горных пород в районе расположения взрывных скважин разработана методика оценки интенсивности предразрушения массива горных пород при увеличении интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов. Изменение интенсивности предразрушения в процессе развития взрыва в реальном массиве горных пород целесообразно оценивать по нескольким параметрам: по изменению высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки, забоечного материала из скважин с забойкой, а также по ударным импульсам, действующим на упругие элементы газопроницаемого укрытия.
2. Для исследования динамики пылегазовых выбросов из скважин в процессе развития массовых взрывов введен коэффициент подобия k и разработан алгоритм его вычисления.
3. Влияние интервалов замедления на снижение ударных импульсов, вызванное изменением интенсивности предразрушения массива горных пород в районе расположения взрывных скважин, учитывается коэффициентом k_s .

ГЛАВА 3. ДИНАМИЧЕСКИЙ РАСЧЕТ ГАЗОПРОНИЦАЕМОГО УКРЫТИЯ КАК ГЕОМЕТРИЧЕСКИ НЕЛИНЕЙНОЙ СИСТЕМЫ С ОДНОСТОРОННИМИ СВЯЗЯМИ

3.1 Исходные положения

При ведении взрывных работ на ограниченных рабочих площадках для защиты зданий, сооружений и других охраняемых объектов от разлета кусков породы необходимо обеспечить целостность укрытия и его элементов. Существующие методы расчета газопроницаемого укрытия из упругих элементов [24] не позволяют установить перемещения автошин и усилия в соединительных элементах при различной последовательности инициирования зарядов. Для определения основных параметров газопроницаемого укрытия, обеспечивающих эффективность и безопасность взрывных работ, необходимо разработать алгоритм его расчета с учетом увеличенных интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов.

Трансформируемое газопроницаемое укрытие взрывных скважин моделируется стержневой системой, элементы которой шарнирно соединены между собой и воспринимают только растягивающие усилия. Нагрузки являются узловыми, поэтому в деформированном состоянии стержни остаются прямолинейными. Автошины считаются недеформируемыми и моделируются сосредоточенными массами. Все упругие свойства системы сосредоточены в соединительных элементах. В процессе развития взрыва автошины взаимодействуют с односторонним жестким основанием, и при наличии контакта между ними возникают силы трения. Система является геометрически изменяемой и поддается расчету только в геометрически нелинейной постановке.

Математическая модель должна одновременно учитывать два вида нелинейности системы: геометрическую и конструктивную. Геометрическая нелинейность вызвана большими перемещениями узлов системы, соизмеримыми с размерами ее элементов (при этом деформации остаются малыми, и работа

материала подчиняется закону Гука). Конструктивная нелинейность связана с изменением зоны контакта при изменении величины и характера внешнего воздействия. Под зоной контакта понимается совокупность включенных в работу связей, а под зоной отрыва – выключенных из работы.

Математическое моделирование выполняется с помощью метода конечных элементов (МКЭ) в форме метода перемещений. Данный метод является универсальным инструментом для решения задач строительной механики. Теоретическим и прикладным вопросам МКЭ посвящено большое количество отечественных и зарубежных работ [87-93]. Краткая история развития и основные формулировки МКЭ в форме метода перемещений опубликованы в работе [94].

Конечно-элементный подход легко распространяется на задачи, параметры которых зависят от времени [95-99]. Для динамического расчета нелинейных систем представляют интерес методы прямого интегрирования уравнений движения. Равновесие системы рассматривается в дискретных точках временного интервала, что позволяет на каждом отдельном шаге использовать возможности статического анализа.

Теория статического расчета стержневых систем с учетом геометрической нелинейности, основанная на полной системе уравнений строительной механики, изложена А. В. Дарковым и Н. Н. Шапошниковым [91]. В работах [100-104] расчет таких систем на статические и динамические воздействия производится методом конечных элементов.

Опираясь на классификацию В. В. Новожилова [105], А. В. Перельмутер и В. И. Сливкер разделили геометрически нелинейные постановки задач в зависимости от того, как проявляется нелинейность: в уравнениях равновесия или в уравнениях, связывающих перемещения с деформациями [106]. Решения задач, в которых уравнения равновесия записываются для деформированного состояния стержневой системы, а зависимости между деформациями и напряжениями принимаются линейными, приводятся в работах [107-109]. Именно этот вид нелинейности рассматривается в настоящей работе. Наиболее распространенными

методами решения задач в геометрически нелинейной постановке являются шаговые, итерационные методы и их комбинации.

Значительный вклад в развитие методов решения контактных задач внесли фундаментальные труды отечественных ученых [110-113] и многих других, а также работы зарубежных математиков и механиков [114-120]. Основная проблема расчета систем с односторонними связями заключается в определении зоны контакта, которая заранее неизвестна и может меняться в зависимости от внешнего воздействия, свойств материала и других факторов. Для определения реакции системы на заданное воздействие необходимо установить действительную расчетную (рабочую) схему конструкции.

Первыми для расчета систем с идеальными (без учета трения) односторонними связями стали применять итерационные алгоритмы последующего уточнения рабочей схемы. Впервые алгоритм такого типа, по-видимому, был предложен И. М. Рабиновичем [121, 122].

Ввиду сложности расчета и широкого применения конструктивно-нелинейных систем в инженерной практике проблема поиска эффективных алгоритмов для решения контактных задач не теряет своей актуальности. В настоящее время расчет систем с односторонними связями при статическом нагружении не имеет единого общепринятого подхода и производится различными методами [106, 123-125].

Методы нелинейного программирования [126] основаны на минимизации функционала энергии. Известно [127, 128], что задача расчета систем с идеальными односторонними связями после дискретизации сводится к поиску минимума квадратичной функции при линейных ограничениях в виде равенств и неравенств (задача квадратичного программирования).

Преимущество нелинейного программирования заключается в том, что могут быть использованы универсальные алгоритмы и отсутствует необходимость перебора вариантов при поиске рабочей схемы. Однако при наличии трения свести решение контактной задачи к проблеме минимизации соответствующего функционала в общем случае не представляется возможным [129-131], а

«использование готовых программ квадратичного программирования, имеющихся в различных программных комплексах, для статического расчета конструктивно-нелинейных систем не всегда эффективно» [132].

Ввиду относительно легкой реализации и возможности компьютерного моделирования процесса изменения напряженно-деформированного состояния системы во времени широкое применение нашли шаговые методы. «Пошаговый процесс незаменим, когда решение контактной задачи зависит от последовательности приложения внешних нагрузок» [131].

Взаимосвязь между силами трения и усилиями в односторонних связях может быть описана законом Кулона. Необходимо отметить, что при учете сил трения даже в случае простого однопараметрического нагружения решение для контактной задачи может оказаться неединственным [129]. В работах [133-136] рассматриваются постановки контактных задач с трением в частных случаях, когда известны предельные силы трения.

Практический интерес также представляют задачи определения зоны контакта при динамическом воздействии. Динамическая контактная задача является одной из самых сложных нелинейных задач, т. к. реакция системы с односторонними связями в этом случае не является непрерывной функцией. В момент смены рабочей схемы происходит резкое изменение скоростей узловых точек конструкции.

Для решения динамической контактной задачи используются явные и неявные схемы прямого интегрирования. Выбор шага и схемы интегрирования определяется особенностями рассматриваемой конструкции, видом внешнего воздействия, а также сходимостью численного метода. Дискретизация по времени позволяет отслеживать изменение зоны контакта в процессе деформирования конструкции путем сравнения рабочих схем в начале и в конце каждого временного шага, в пределах которого система считается линейной. Такие задачи требуют больших вычислительных затрат, а решение очень чувствительно к величине шага. Выбор оптимального размера шага интегрирования при расчете конструктивно-нелинейных систем является достаточно сложной проблемой [96, 137].

Преимуществом обладают алгоритмы, которые в процессе расчета допускают автоматическое изменение величины текущего шага для более точного установления момента смены рабочих схем.

Неявные схемы для линейных задач являются безусловно устойчивыми, поэтому при их использовании величина шага интегрирования может быть больше, чем при использовании явных схем. Но в нелинейных задачах они должны использоваться в комбинации, например, с методом Ньютона-Рафсона [138]. Одним из самых популярных в динамике сооружений методов, реализующих неявную схему интегрирования, является метод Ньюмарка [139-141]. На его основе были разработаны два алгоритма для расчета плоских стержневых систем на односторонних опорах, в которых для определения момента включения и выключения связей используются метод деления отрезка пополам (метод бисекции) [142] и модификация алгоритма Лемке с параметрическим изменением внешнего воздействия [143, 144]. Результаты расчета, полученные разными способами, практически совпали, что свидетельствует об их достоверности.

Несмотря на то, что исследователи проявляют большой интерес к теме динамического расчета нелинейных систем, а возможности программного обеспечения для численного моделирования постоянно расширяются, достоверность расчетов во многих случаях может быть обеспечена только сравнением с результатами натурных экспериментов. В известной нам литературе отсутствуют примеры расчета геометрически и конструктивно нелинейных систем на динамические воздействия, с которыми можно было бы сопоставить результаты, полученные при испытаниях газопроницаемых укрытий взрывных скважин с учетом короткозамедленного взрывания с увеличенными интервалами замедления. При этом необходимо учитывать наличие сил трения и геометрическую изменяемость системы. Эти особенности модели приводят к необходимости создания специального алгоритма для определения основных параметров укрытия и обеспечения его безопасной работы. Оценка достоверности полученных результатов производится на основании экспериментальных данных.

3.2 Математическая модель газопроницаемого укрытия

Пространственная динамическая модель представлена сосредоточенными массами, соединенными упругими невесомыми элементами (односторонними связями). Влиянием собственного веса соединительных элементов пренебрегаем ввиду его малой величины по сравнению с весом грузовых шин. Расчетная схема конструкции зависит от действительного состояния односторонних связей (связь "включена" - "выключена"). За включенные связи принимаются растянутые соединительные элементы и сжатые опорные связи (рисунок 3.1).

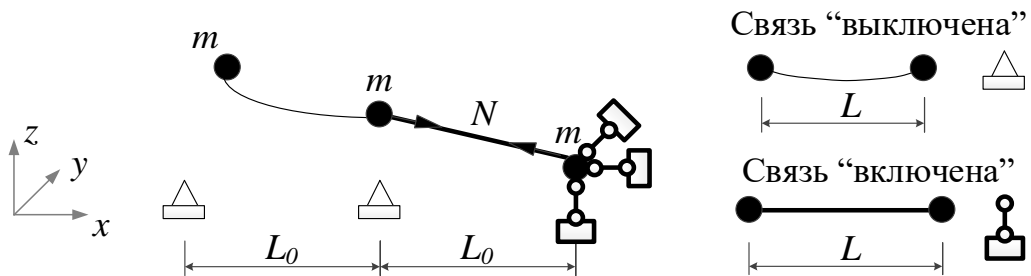


Рисунок 3.1 – Схема к определению зон контакта и отрыва

Укрытие подвергается кратковременным нагрузкам, которые идеализируются мгновенными импульсами. Таким образом, задача сводится к исследованию поведения системы под действием собственного веса и мгновенных импульсов, приложенных в разные моменты времени t к разным массам. Внешнее воздействие обозначим $\mathbf{F}(t, x, y)$.

Согласно принципу Даламбера уравнение движения выражает условие статического равновесия всех сил, приложенных к массе, если учесть силы инерции. Рассматриваемые виды воздействий и короткие интервалы наблюдения позволяют не учитывать в уравнении движения силы демпфирования:

$$\mathbf{M}\ddot{\mathbf{z}}(t) + \mathbf{R}(t)\mathbf{z}(t) = \mathbf{F}(t, x, y), \quad (3.1)$$

$$\mathbf{z}(0) = \mathbf{0}, \quad (3.2)$$

$$\dot{\mathbf{z}}(0) = \dot{\mathbf{z}}_0, \quad (3.3)$$

где \mathbf{M} – диагональная матрица масс;

$\mathbf{z}(t), \dot{\mathbf{z}}(t), \ddot{\mathbf{z}}(t)$ – соответственно узловые перемещения, скорости и ускорения;

$\mathbf{R}(t)$ – динамическая матрица жесткости системы в момент времени t .

В силу одностороннего взаимодействия автошин с поверхностью уступа допускаются только неотрицательные вертикальные перемещения $\mathbf{w}(t)$:

$$\mathbf{w}(t) \geq 0, \quad (3.4)$$

$$\mathbf{z}(t) = \begin{Bmatrix} \mathbf{u}(t) \\ \mathbf{v}(t) \\ \mathbf{w}(t) \end{Bmatrix}, \quad (3.5)$$

где $\mathbf{u}(t), \mathbf{v}(t)$ – горизонтальные перемещения масс (рисунок 3.2, а).

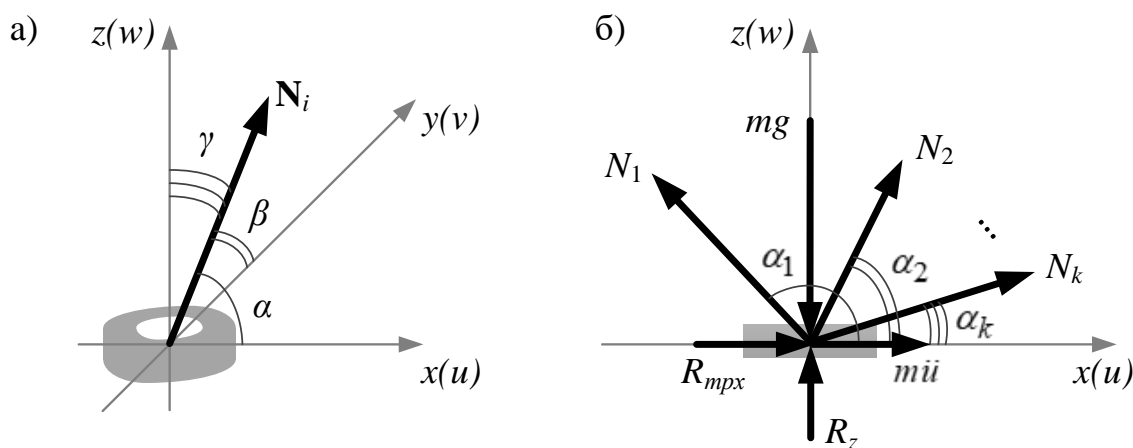


Рисунок 3.2 – Схема для составления уравнений равновесия: а) система координат; б) силы, действующие на автошину в плоскости xz

Рассмотрим автошину массой m , которая связана с другими автошинами с помощью k соединительных элементов (рисунок 3.2, б). Возможны три состояния контакта автошины с поверхностью уступа: состояние отрыва, сцепления и скольжения. Составим для каждого состояния уравнения равновесия всех сил, действующих на автошину, в проекциях на координатные оси.

Состояние отрыва. При $w(t) > 0$ все опорные связи выключены из работы:

$$\sum F_x = 0: m\ddot{u} + N_1 \cos \alpha_1 + N_2 \cdot \cos \alpha_2 + \dots + N_k \cdot \cos \alpha_k = 0, \quad (3.6)$$

$$\sum F_y = 0: m\ddot{v} + N_1 \cos \beta_1 + N_2 \cdot \cos \beta_2 + \dots + N_k \cdot \cos \beta_k = 0, \quad (3.7)$$

$$\sum F_z = 0: m\ddot{w} + N_1 \cdot \cos \gamma_1 + N_2 \cdot \cos \gamma_2 + \dots + N_k \cdot \cos \gamma_k - mg = 0, \quad (3.8)$$

где N_i – величина усилия в i -м соединительном элементе ($i \in 1 \dots k$);

$\cos \alpha_i, \cos \beta_i, \cos \gamma_i$ – направляющие косинусы i -го элемента по отношению к неподвижной системе осей x, y, z соответственно.

При контакте автошины с поверхностью уступа ($w(t)=0$) между ними возникает сила трения F_{mp} , направленная по касательной к поверхности контакта в сторону, противоположную перемещению. Величина F_{mp} не может превышать предельную силу трения F_{np} :

$$F_{mp} \leq F_{np}. \quad (3.9)$$

Состояние сцепления. Если условие $F_{mp} < F_{np}$ выполняется (допредельное трение), то реализуется сцепление автошины с поверхностью уступа, которое моделируется введением связей, запрещающих все три линейные перемещения:

$$\sum F_x = 0: N_1 \cos \alpha_1 + N_2 \cdot \cos \alpha_2 + \dots + N_k \cdot \cos \alpha_k + R_x = 0, \quad (3.10)$$

$$\sum F_y = 0: N_1 \cos \beta_1 + N_2 \cdot \cos \beta_2 + \dots + N_k \cdot \cos \beta_k + R_y = 0, \quad (3.11)$$

$$\sum F_z = 0: N_1 \cdot \cos \gamma_1 + N_2 \cdot \cos \gamma_2 + \dots + N_k \cdot \cos \gamma_k - mg + R_z = 0, \quad (3.12)$$

где R_x, R_y, R_z – опорные реакции во введенных связях.

В состоянии сцепления величина силы трения определяется значениями реакции R_x и R_y :

$$F_{mp} = \sqrt{R_x^2 + R_y^2}. \quad (3.13)$$

Состояние скольжения. Если $F_{mp} = F_{np}$ (предельное трение), то происходит скольжение автошины по поверхности уступа, которое моделируется шарнирно-подвижной опорой, запрещающей только вертикальное перемещение, и действием предельных сил трения в горизонтальной плоскости:

$$\sum F_x = 0: m\ddot{u} + N_1 \cos \alpha_1 + N_2 \cdot \cos \alpha_2 + \dots + N_k \cdot \cos \alpha_k + R_{mpx} = 0, \quad (3.14)$$

$$\sum F_y = 0: m\ddot{v} + N_1 \cos \beta_1 + N_2 \cdot \cos \beta_2 + \dots + N_k \cdot \cos \beta_k + R_{mpy} = 0, \quad (3.15)$$

$$\sum F_z = 0: N_1 \cdot \cos \gamma_1 + N_2 \cdot \cos \gamma_2 + \dots + N_k \cdot \cos \gamma_k - mg + R_z = 0. \quad (3.16)$$

В состоянии скольжения величина сила трения определяется значениями реакций R_{mpx} и R_{mpy} , которые обеспечивают выполнение условия $F_{mp} = F_{np}$.

Величина предельной силы трения определяется законом Кулона:

$$F_{np} = \mu \cdot R_z, \quad (3.17)$$

Коэффициент трения резины по твердому грунту $\mu = 0,4 \dots 0,6$.

Учет односторонних соединительных элементов. В процессе деформирования системы о состоянии односторонней связи можно судить по ее текущей длине L (рисунок 3.1). Если текущая длина элемента, определяемая координатами его узлов, меньше начальной L_0 :

$$L < L_0, \quad (3.18)$$

то односторонний упругий элемент выключен из работы, и в приведенных выше уравнениях равновесия не учитывается.

3.3 Геометрическая нелинейность для стержней ферменного типа

Расчет конструкций в линейной постановке выполняется по недеформируемой схеме, т. е. без учета изменения формы и размеров конструкции в процессе деформирования. При больших перемещениях линейный расчет может привести к неточным или ошибочным результатам. При расчете по деформированной схеме внутренние усилия определяются по расчетной схеме системы в деформированном состоянии, которое, в свою очередь, зависит от внутренних усилий. Таким образом, линейная зависимость между силами и перемещениями не соблюдается, а принцип независимости действия сил неприменим.

Расчет по деформируемой схеме проиллюстрируем на примере системы с одной степенью свободы [108]. Для упрощения рассматривается плоская задача. На рисунке 3.3 представлен стержень длиной L_0 с шарнирным присоединением к

узлам на обоих концах. Пунктиром изображено недеформированное состояние стержня. Под действием вертикальной силы F узел 2 перемещается вертикально на величину w . При этом в поперечном сечении стержня возникает только продольная сила (стержень ферменного типа).

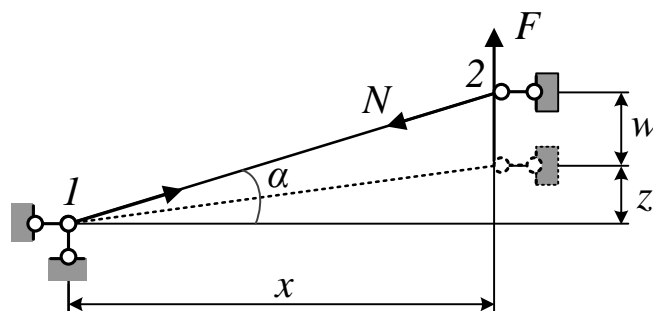


Рисунок 3.3 – Пример системы с одной степенью свободы

Из геометрии системы определим длину стержня в деформированном состоянии:

$$L = \sqrt{(z + w)^2 + x^2}. \quad (3.19)$$

Относительная деформация стержня:

$$\varepsilon = \frac{L - L_0}{L_0}. \quad (3.20)$$

По закону Гука продольная сила N определяется выражением:

$$N = EA\varepsilon, \quad (3.21)$$

где E – модуль упругости;

A – площадь поперечного сечения стержня.

Составим уравнение равновесия узла 2 в проекции на вертикальную ось:

$$F = N \sin \alpha = N \frac{z + w}{L}. \quad (3.22)$$

Подставив в (3.22) уравнение (3.21) с учетом (3.19) и (3.20), получим выражение, которое точно определяет нелинейную зависимость между нагрузкой и перемещением заданной системы с одной степенью свободы:

$$F = EA \frac{(z+w) \left(\sqrt{(z+w)^2 + x^2} - L_0 \right)}{L_0 \sqrt{(z+w)^2 + x^2}}. \quad (3.23)$$

С увеличением числа степеней свободы задача усложняется, поэтому расчет производится численными методами с использованием ЭВМ. Наиболее распространенным численным методом является метод конечных элементов.

3.4 Метод конечных элементов

МКЭ, как и многие другие численные методы, основан на замене реальной конструкции ее дискретной моделью. При этом функционал энергии системы представляется в виде суммы функционалов конечных элементов. Полная потенциальная энергия системы Π состоит из потенциальной энергии деформации тела Π_E и потенциала внешних сил Π_F :

$$\Pi = \Pi_E + \Pi_F. \quad (3.24)$$

Потенциальная энергия деформации системы, состоящей из p элементов, определяется выражением [89]:

$$\Pi_E = \frac{1}{2} \sum_{e=1}^p \mathbf{z}_e^T \mathbf{r}_e \mathbf{z}_e = \frac{1}{2} \mathbf{z}^T \mathbf{R} \mathbf{z}, \quad (3.25)$$

где \mathbf{z}_e и \mathbf{r}_e – соответственно вектор узловых перемещений и матрица жесткости i -го элемента в локальной системе координат;

\mathbf{z} – глобальный вектор узловых перемещений системы;

\mathbf{R} – глобальная матрица жесткости.

В выражении (3.25) и далее нижний индекс e указывает на принадлежность отдельному конечному элементу.

Потенциал внешних узловых сил:

$$\Pi_F = - \sum_{j=1}^d z_j F_j = - \mathbf{z}^T \mathbf{F}, \quad (3.26)$$

где d – число степеней свободы системы;

F_j – сосредоточенная нагрузка по направлению j -й степени свободы;

\mathbf{F} – глобальный грузовой вектор.

Тогда функционал полной потенциальной энергии системы конечных элементов запишется в виде:

$$\Pi = \frac{1}{2} \mathbf{z}^T \mathbf{R} \mathbf{z} - \mathbf{z}^T \mathbf{F}. \quad (3.27)$$

Применяя к выражению (3.27) необходимое условие минимума $\frac{\partial \Pi}{\partial \mathbf{z}} = 0$, получим систему разрешающих уравнений метода конечных элементов:

$$\mathbf{R} \mathbf{z} = \mathbf{F}. \quad (3.28)$$

Физический смысл любого уравнения (3.28) состоит в том, что оно выражает равновесие узла по направлению соответствующей степени свободы.

В локальной системе координат стержневой элемент описывается двумя осевыми смещениями u_1' и u_2' (рисунок 3.4), а в глобальной – шестью компонентами смещений:

$$\mathbf{z}_e^T = [u_1 \quad u_2 \quad v_1 \quad v_2 \quad w_1 \quad w_2]. \quad (3.29)$$

На рисунке 3.4 для удобства в узле 1 показана только осевая компонента, а в узле 2 – только глобальные компоненты смещений.

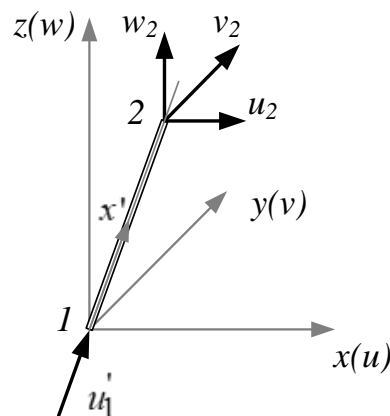


Рисунок 3.4 – Стержневой элемент в глобальной системе координат

Введем следующие обозначения:

x_1, y_1, z_1 – координаты узла 1;

x_2, y_2, z_2 – координаты узла 2;

x_{21}, y_{21}, z_{21} – проекции стержня на соответствующие оси;

$\lambda_x, \lambda_y, \lambda_z$ – направляющие косинусы оси стержня по отношению к неподвижной системе осей x, y, z .

Из геометрических соображений определим:

$$x_{21} = x_2 - x_1, \quad y_{21} = y_2 - y_1, \quad z_{21} = z_2 - z_1, \quad (3.30)$$

$$\lambda_x = \frac{x_{21}}{L_0}, \quad \lambda_y = \frac{y_{21}}{L_0}, \quad \lambda_z = \frac{z_{21}}{L_0}, \quad (3.31)$$

$$L_0 = \sqrt{(x_{21})^2 + (y_{21})^2 + (z_{21})^2}. \quad (3.32)$$

Известна локальная матрица жесткости элемента ферменного типа в глобальной системе координат [91, 108]:

$$\mathbf{R}_e = \frac{EA}{L_0} \begin{bmatrix} \lambda_x^2 & -\lambda_x^2 & \lambda_x \lambda_y & -\lambda_x \lambda_y & \lambda_x \lambda_z & -\lambda_x \lambda_z \\ -\lambda_x^2 & \lambda_x^2 & -\lambda_x \lambda_y & \lambda_x \lambda_y & -\lambda_x \lambda_z & \lambda_x \lambda_z \\ \lambda_x \lambda_y & -\lambda_x \lambda_y & \lambda_y^2 & -\lambda_y^2 & \lambda_y \lambda_z & -\lambda_y \lambda_z \\ -\lambda_x \lambda_y & \lambda_x \lambda_y & -\lambda_y^2 & \lambda_y^2 & -\lambda_y \lambda_z & \lambda_y \lambda_z \\ \lambda_x \lambda_z & -\lambda_x \lambda_z & \lambda_y \lambda_z & -\lambda_y \lambda_z & \lambda_z^2 & -\lambda_z^2 \\ -\lambda_x \lambda_z & \lambda_x \lambda_z & -\lambda_y \lambda_z & \lambda_y \lambda_z & -\lambda_z^2 & \lambda_z^2 \end{bmatrix} \quad (3.33)$$

или

$$\mathbf{R}_e = \frac{EA}{L_0} \left(\frac{\mathbf{C}\mathbf{C}^T}{L_0^2} \right), \quad (3.34)$$

где

$$\mathbf{C} = [-x_{21} \quad x_{21} \quad -y_{21} \quad y_{21} \quad -z_{21} \quad z_{21}]^T. \quad (3.35)$$

Последовательность расчета стержневых систем методом конечных элементов представлена в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Алгоритм статического расчета методом конечных элементов

<p>1. Для каждого элемента ферменного типа:</p> <p>1.1.формируется матрица жесткости элемента: $\mathbf{R}_e = \frac{EA}{L_0} \begin{pmatrix} \mathbf{C}\mathbf{C}^T \\ L_0^2 \end{pmatrix}$.</p> <p>1.2.матрица жесткости элемента размещается в глобальной матрице жесткости \mathbf{R}.</p> <p>2. Учитываются сосредоточенные воздействия и формируется глобальный грузовой вектор \mathbf{F}.</p> <p>3. Учитываются условия опирания.</p> <p>4. Определяются глобальные узловые перемещения: $\mathbf{z} = \mathbf{R}^{-1}\mathbf{F}$.</p>
--

3.5 Метод конечных элементов в нелинейных задачах

Использование МКЭ для расчета нелинейных систем с d степенями свободы приводит к получению разрешающей системы нелинейных алгебраических уравнений метода перемещений [145]:

$$\mathbf{R}(\mathbf{z})\mathbf{z} = \mathbf{F}, \quad (3.36)$$

где $\mathbf{R}(\mathbf{z})$ – квадратная матрица жесткости системы, которая зависит не только от геометрических и жесткостных характеристик конструкции, но и от ее напряженно-деформированного состояния, выраженного через узловые перемещения.

В нелинейных задачах энергия деформации (3.25) не является квадратичной выпуклой функцией [146], поскольку $\mathbf{R} = \mathbf{R}(\mathbf{z})$. Для решения системы уравнений (3.36) используются приближенные численные методы, среди которых выделим итерационные и шаговые методы, в частности, метод Ньютона-Рафсона и метод последовательных нагружений.

3.6 Метод Ньютона-Рафсона

Независимо от величины перемещений сумма всех внешних и внутренних сил должна удовлетворять условиям равновесия:

$$\mathbf{g}(\mathbf{z}) = \mathbf{R}(\mathbf{z})\mathbf{z} - \mathbf{F} = 0, \quad (3.37)$$

где $\mathbf{g}(\mathbf{z})$ – вектор невязки.

Для решения нелинейного уравнения (3.37) используется итерационный метод Ньютона-Рафсона, который состоит из двух этапов:

- 1) выбор приближенного решения с использованием линейной теории;
- 2) уточнение приближенного решения до некоторой заданной степени точности.

Пусть на первом этапе получена невязка \mathbf{g} между внутренними и внешними узловыми силами. Разложим функцию $\mathbf{g}(\mathbf{z})$ в ряд Тейлора и отбросим все слагаемые кроме первых двух:

$$\mathbf{g}_{n+1} = \mathbf{g}_n + \frac{\partial \mathbf{g}}{\partial \mathbf{z}} \delta \mathbf{z} = 0. \quad (3.38)$$

Запишем формулу итерационного процесса:

$$\delta \mathbf{z} = - \left[\frac{\partial \mathbf{g}}{\partial \mathbf{z}} \right]^{-1} \mathbf{g}_n = - [\mathbf{R}_T]^{-1} \mathbf{g}_n, \quad (3.39)$$

где $\delta \mathbf{z}$ – поправка к вектору перемещений;

\mathbf{R}_T – касательная матрица жесткости.

Тогда следующее приближение

$$\mathbf{z}_{n+1} = \mathbf{z}_n + \delta \mathbf{z}, \quad (3.40)$$

и процесс может быть продолжен из этой точки.

Итерационный процесс завершается, когда норма вектора невязки $\|\mathbf{g}\|$ становится меньше заданной точности расчета:

$$\|\mathbf{g}\| \leq \xi, \quad (3.41)$$

где ξ – критерий сходимости, который может составлять от 0,1 до 1% от приложенной нагрузки [108].

Геометрическая нелинейность учитывается при построении матрицы жесткости элемента в глобальной системе координат. Известно [91, 106, 108], что для стержня ферменного типа она определяется суммой:

$$\mathbf{R}_{Te}(\mathbf{z}) = \mathbf{R}_e(\mathbf{z}) + \tilde{\mathbf{R}}_e(N). \quad (3.42)$$

Матрица $\mathbf{R}_e(\mathbf{z})$ совпадает с обычной матрицей жесткости элемента при малых перемещениях (3.34), но в отличие от линейного расчета она учитывает изменение геометрии при переходе к следующей итерации (в последующих вычислениях символ * означает, что вычисления производятся для элемента в деформированном состоянии):

$$\mathbf{R}_e(\mathbf{z}) = \frac{EA}{L_0} \left(\frac{\mathbf{C}^* \mathbf{C}^{*T}}{L^2} \right), \quad (3.43)$$

где

$$\mathbf{C}^* = \begin{bmatrix} -x_{21}^* & x_{21}^* & -y_{21}^* & y_{21}^* & -z_{21}^* & z_{21}^* \end{bmatrix}^T \quad (3.44)$$

и

$$L = \sqrt{\left(x_{21}^*\right)^2 + \left(y_{21}^*\right)^2 + \left(z_{21}^*\right)^2}. \quad (3.45)$$

Матрица $\tilde{\mathbf{R}}_e(N)$ учитывает дополнительные реакции, возникающие за счет наличия продольной силы при переходе от итерации к итерации:

$$\tilde{\mathbf{R}}_e(N) = -\frac{N}{L} \left(\frac{\mathbf{C}^* \mathbf{C}^{*T}}{L^2} \right) + \frac{N}{L} \begin{bmatrix} 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ -1 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & -1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & -1 & 1 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & -1 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & -1 & 1 \end{bmatrix}. \quad (3.46)$$

Изменение матрицы жесткости связано только с изменением геометрии системы, которое вызвано большими перемещениями ее узлов.

Продольная сила в поперечном сечении элемента вычисляется на каждой итерации по формуле (3.21). Она считается положительной, если вызывает деформацию растяжения. Использование выражения (3.20) для определения относительной деформации может привести к снижению точности расчетов, т. к. результат вычитания двух сравнительно больших чисел является малой величиной. Поэтому в работе [108] для вычисления относительной деформации стержня и продольной силы предложено использовать следующие зависимости:

$$\varepsilon = \frac{2L_0}{L + L_0} \varepsilon_g, \quad (3.47)$$

$$N_e = \frac{2L_0}{L + L_0} \frac{EA}{L_0^2} (\mathbf{C}^T \mathbf{Z}_e + 0,5 \mathbf{e}^T \mathbf{e}), \quad (3.48)$$

где

$$\varepsilon_g = \frac{L^2 - L_0^2}{2L_0^2}, \quad (3.49)$$

$$\mathbf{e} = \begin{bmatrix} u_2 - u_1 \\ w_2 - w_1 \\ v_2 - v_1 \end{bmatrix}. \quad (3.50)$$

Геометрический смысл элементов вектора \mathbf{e} – проекции разности перемещений концов стержня на координатные оси.

3.7 Метод последовательных нагружений

При использовании метода последовательных нагружений решение нелинейной задачи производится путем последовательного решения линейных уравнений. Допустим, внешняя нагрузка изменяется пропорционально некоторому параметру λ , принимающему значение от 0 до 1:

$$\Delta \mathbf{F} = (\lambda_{n+1} - \lambda_n) \mathbf{F}, \quad (3.51)$$

где $\Delta \mathbf{F}$ – приращение нагрузки;

n – номер шага.

Систему уравнений (3.36) можно записать в приращениях перемещений:

$$\mathbf{R}_T(\mathbf{z}_n)\Delta\mathbf{z}_{n+1} = \Delta\mathbf{F}. \quad (3.52)$$

Таким образом, величина $\Delta\mathbf{z}_{n+1}$ определяется приращением нагрузки и касательной матрицей жесткости, соответствующей предыдущему уровню нагружения.

На начальном этапе полагаем $n = 0$, $\lambda_0 = 0$, $\mathbf{z}_0 = 0$. На каждом последующем шаге из решения системы (3.52) вычисляются приращения перемещений, узловые перемещения и касательная матрица жесткости, соответствующие новому состоянию системы.

Решение, полученное на шаге, может быть использовано в качестве начального приближения для запуска итерационного процесса Ньютона-Рафсона.

3.8 Динамический расчет геометрически нелинейных систем

Уравнения движения (3.1) интегрируются с помощью численной пошаговой процедуры. Для этого период наблюдения T разбивается на заданное количество шагов. Предполагается, что состояние системы в момент времени t известно, а для вычисления перемещений, скоростей и ускорений на следующем шаге рассматриваются уравнения равновесия для момента $t + \Delta t$:

$$\mathbf{M}\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} + \mathbf{R}_{T,t+\Delta t}\mathbf{z}_{t+\Delta t} = \mathbf{F}_{t+\Delta t}. \quad (3.53)$$

Решение уравнений (3.53) может быть получено с помощью комбинации метода Ньюмарка и итерационного метода Ньютона-Рафсона. Уравнение (3.53) приводится к виду (3.52) [147], но в отличие от статического расчета методом последовательных нагружений метод Ньюмарка предполагает определение приращений перемещений $\Delta\mathbf{z}$ через приращение вектора эффективных нагрузок $\Delta\bar{\mathbf{F}}$ и эффективную касательную матрицу жесткости $\bar{\mathbf{R}}_{T,t}$, учитывающими вклад сил инерции:

$$\Delta\bar{\mathbf{F}} = \bar{\mathbf{R}}_{T,t}\Delta\mathbf{z}. \quad (3.54)$$

Равенство (3.54) позволяет установить приближенные значения перемещений $\mathbf{z}_{t+\Delta t} = \mathbf{z}_t + \Delta \mathbf{z}$, а затем по известным выражениям метода Ньюмарка [96] вычислить скорости и ускорения системы по направлению инерционных степеней свободы (таблица 3.2).

Таблица 3.2 – Метод Ньюмарка

<p>Для каждого временного шага:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. Вычисляется приращение вектора эффективной нагрузки $\Delta \bar{\mathbf{F}} = (\mathbf{F}_{t+\Delta t} - \mathbf{F}_t) + \mathbf{M} \left(\frac{4}{\Delta t} \dot{\mathbf{z}}_t + 2\ddot{\mathbf{z}}_t \right).$ 2. Формируется эффективная касательная матрица жесткости $\bar{\mathbf{R}}_{T,t} = \mathbf{R}_{T,t} + \frac{4}{\Delta t^2} \mathbf{M}.$ 3. Решается система уравнений $\Delta \bar{\mathbf{F}} = \bar{\mathbf{R}}_{T,t} \Delta \mathbf{z}$. 4. Вычисляются перемещения, скорости и ускорения $\mathbf{z}_{t+\Delta t} = \mathbf{z}_t + \Delta \mathbf{z},$ $\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \frac{4}{\Delta t^2} (\mathbf{z}_{t+\Delta t} - \mathbf{z}_t) - \frac{4}{\Delta t} \dot{\mathbf{z}}_t - \ddot{\mathbf{z}}_t,$ $\dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \dot{\mathbf{z}}_t + \Delta t (\ddot{\mathbf{z}}_t + \ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}).$
--

Решение, полученное с помощью метода Ньюмарка, на каждом шаге уточняется итерационным методом Ньютона-Рафсона (таблица 3.3).

Условие равновесия в момент времени $t + \Delta t$ записывается с учетом сил инерции:

$$\bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t} = \mathbf{g}_{t+\Delta t} + \mathbf{M}\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = 0, \quad (3.55)$$

где $\mathbf{g}_{t+\Delta t}$ – статический вектор невязки;

$\bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t}$ – эффективный вектор невязки.

Разложив функцию $\bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t}$ в ряд Тейлора по аналогии с (3.38), получим формулу итерационного процесса Ньютона-Рафсона для динамического расчета нелинейных систем:

$$\delta \mathbf{z}_{t+\Delta t} = -\bar{\mathbf{R}}_{T,t+\Delta t}^{-1} \bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t}. \quad (3.56)$$

Таблица 3.3 – Метод Ньютона-Рафсона для динамического расчета геометрически нелинейных систем

Для каждой итерации до достижения заданной точности расчета ξ :

1. Производится поэлементный расчет внутренних усилий в сечениях элементов

$$N_e = \frac{2L_0}{L+L_0} \frac{EA}{L_0^2} \left(\mathbf{C}^T \mathbf{z}_e + 0,5 \mathbf{e}^T \mathbf{e} \right).$$

2. Вычисляется эффективный вектор невязки

$$\bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t} = \mathbf{g}_{t+\Delta t} + \mathbf{M} \ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}.$$

3. Формируется эффективная матрица жесткости

$$\bar{\mathbf{R}}_{T,t+\Delta t} = \mathbf{R}_{T,t+\Delta t} + \frac{4}{\Delta t^2} \mathbf{M}.$$

4. Решается система уравнений

$$\delta \mathbf{z}_{t+\Delta t} = -\bar{\mathbf{R}}_{T,t+\Delta t}^{-1} \bar{\mathbf{g}}_{t+\Delta t}.$$

5. Определяются поправки к векторам скоростей и ускорений

$$\delta \dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \frac{2}{\Delta t} \delta \mathbf{z}_{t+\Delta t},$$

$$\delta \ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \frac{4}{\Delta t} \delta \mathbf{z}_{t+\Delta t}.$$

6. Обновляются векторы перемещений, скоростей и ускорений

$$\mathbf{z}_{t+\Delta t} = \mathbf{z}_{t+\Delta t} + \delta \mathbf{z},$$

$$\dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} + \delta \dot{\mathbf{z}},$$

$$\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} = \ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t} + \delta \ddot{\mathbf{z}}.$$

Как и в случае статического нагружения, в уравнении (3.56) и далее подразумевается вычисление поправки к вектору перемещений на итерации $n+1$, используя данные, полученные на итерации n , но для упрощения записи эти индексы опущены. Продольная сила в поперечном сечении элемента ферменного типа определяется на каждой итерации статическим способом с помощью выражения (3.48).

3.9 Учет конструктивной нелинейности при динамическом расчете геометрически нелинейных систем

Основная проблема расчета конструктивно нелинейных систем заключается в определении зоны контакта, которая заранее неизвестна и может меняться в зависимости от внешнего воздействия, свойств материала и других факторов. Поэтому для определения реакции системы на заданное воздействие необходимо установить действительную рабочую схему конструкции. При расчете идеальных (без учета трения) односторонних связей допускаются два состояния: сцепления и отрыва. Наличие трения допускает еще одно возможное состояние связи – контакт со скольжением.

При расчете трансформируемого газопроницаемого укрытия из упругих элементов включенными считаются растянутые соединительные элементы и сжатые опорные связи (рисунок 3.1). Реакция системы по направлению односторонних связей не может изменить свой знак на противоположный: они либо сохраняют свой знак, либо обращаются в нуль. Эти ограничения задаются в виде неравенств. Для установления рабочей схемы конструкции укрытия в дискретных точках временного интервала шагово-итерационный метод расчета, описанный в разделе 3.8, должен включать проверку условий (3.4), (3.9) и (3.18).

Проверка состояния односторонних опор с помощью неравенств (3.4), (3.9) производится на каждом шаге метода Ньюмарка (таблица 3.2). В начале шага $t + \Delta t$ все опорные связи полагаются выключенными из работы, включая те, которые были включены на предыдущем шаге. Грузовой вектор \mathbf{F} в начале шага учитывает

только собственный вес системы. После реализации пробного шага Ньюмарка включаются вертикальные связи, по направлению которых были получены отрицательные значения перемещений. Таким образом, неравенство (3.4) является условием взаимонепроникновения автошины и поверхности уступа.

Неравенство (3.9) выражает закон трения Кулона. Включенные в работу горизонтальные связи моделируются абсолютно жесткими опорными связями, если реакции в них меньше предельных сил трения. При равенстве реакции в связи предельной силе трения реализуется проскальзывание автошины по поверхности уступа, которое моделируется отбрасыванием опорной связи и заменой ее действия предельной силой трения. Предельные силы трения меняются во времени, что необходимо учитывать при проверке условий равновесия (3.55). Текущее значение грузового вектора с учетом предельных сил трения обозначим $\mathbf{F}_{t+\Delta t}$.

Проверка состояния соединительных элементов производится на каждой итерации метода Ньютона-Рафсона (таблица 3.3), используя неравенство (3.18). Если на любой итерации для элемента выполняется условие $L < L_0$, то жесткость его сечения принимается равной нулю. Жесткость сечения элемента при центральном растяжении-сжатии определяется произведением модуля упругости на площадь поперечного сечения. Пусть вектор \mathbf{A} содержит текущие значения площади поперечного сечения каждого соединительного элемента. При выключении связи соответствующий элемент вектора \mathbf{A} и его жесткость обнуляются. При включении связи ($L \geq L_0$) площадь поперечного сечения элемента восстанавливает первоначальное значение. Порядок определения рабочей схемы системы представлен в таблице 3.4.

Для определения момента включения и выключения опорных связей использован метод бисекции (таблица 3.5). Если в период наблюдения T найден временной отрезок $[t, t + \Delta t]$, на котором изменился набор включенных опорных связей, то временной шаг делится пополам.

Далее исследуются полученные отрезки: если расчетная схема не изменилась на левом отрезке, то, соответственно, искомый момент времени находится на

правом отрезке. Итерационный процесс продолжается до достижения заданной точности расчета χ .

Таблица 3.4 – Определение рабочей схемы

1. Все опорные связи полагаются выключенными из работы.
2. Формируется вектор \mathbf{F} .
3. Реализуется пробный шаг Ньюмарка (таблица 3.2) и вычисляются приближенные значения $\mathbf{z}_{t+\Delta t}$, $\dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}$, $\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}$.
4. Решение уточняется с помощью метода Ньютона-Рафсона (таблица 3.3). На каждой итерации до вычисления внутренних усилий проверяется условие $L < L_0$ и обновляется вектор \mathbf{A} .
5. Проверяется условие $\mathbf{w}(t) < 0$ и определяются включенные вертикальные опорные связи.
6. Для каждой автошины, находящейся в контакте с поверхностью уступа, проверяется условие $F_{mp} < \mu \cdot R_z$ и определяются включенные горизонтальные опорные связи. Если условие не выполняется, то \mathbf{F} преобразуется введением по этим направлениям значений предельных сил трения.
7. $\mathbf{F}_{t+\Delta t} = \mathbf{F}$.

Таблица 3.5 – Определение момента смены рабочих схем методом бисекции

Пока выполняется условие $\frac{\Delta t}{2} > \chi$:

1. $\Delta t = \frac{\Delta t}{2}$.
2. $t = t + \Delta t$.
3. Определяется рабочая схема конструкции (таблица 3.4).

Продолжение таблицы 3.5

4. Если расчетная схема не изменилась, и выполняется условие $\frac{\Delta t}{2} > \chi$, то вычисляются значения векторов $\mathbf{z}_{t+\Delta t}$, $\dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}$, $\ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}$ (таблицы 3.2, 3.3).
- После завершения цикла:**
5. Запоминается момент смены рабочих схем $t_c = t$ и текущая схема, вычисляются \mathbf{z}_{t_c} , $\dot{\mathbf{z}}_{t_c}$, $\ddot{\mathbf{z}}_{t_c}$, \mathbf{N} (таблицы 3.2, 3.3).

3.10 Последовательность динамического расчета укрытия как геометрически нелинейной системы с односторонними связями

Алгоритм расчета трансформируемого газопроницаемого укрытия построен на основе шаговых и итерационных методов, изложенных в разделах 3.8 и 3.9. Последовательность динамического расчета укрытия как геометрически нелинейной системы с односторонними связями приведена в таблице 3.6. Предложенный алгоритм динамического расчета газопроницаемого укрытия был программно реализован [148]. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ представлено в Приложении А.

В начальный момент времени при $t = 0$ все односторонние связи считаются выключенными, а грузовой вектор \mathbf{F} учитывает только собственный вес. Элементы вектора \mathbf{L} , соответствующие длинам соединительных элементов, вычисляются по координатам узлов конструкции укрытия, которые при $t = 0$ определяются сеткой расположения скважин, а на каждом последующем шаге – с учетом перемещений узлов \mathbf{z} .

Предполагается, что смена рабочих схем, а именно, изменение набора включенных опорных связей, в пределах одного шага происходит однократно, что обосновано небольшой величиной шага интегрирования, а включение и выключение соединительных элементов производится на каждой итерации метода Ньютона-Рафсона.

Момент приложения импульса S по направлению вертикальной степени свободы j обозначим $\left(t^S\right)_j$. В соответствии с (2.12) в этот момент массе m сообщается начальная скорость V_0 :

$$\left(\dot{z}_t\right)_j = \left(\dot{z}_t\right)_j + V_0. \quad (3.57)$$

Таблица 3.6 – Последовательность расчета газопроницаемого укрытия

<p>Ввод данных</p> <p>$T, \Delta t, t=0, \mathbf{z}(0)=\mathbf{0}, \dot{\mathbf{z}}(0)=\mathbf{0}, \ddot{\mathbf{z}}(0)=\mathbf{0}, \mathbf{t}^S;$</p> <p>$\mathbf{N}=\mathbf{0}, \mathbf{A}, \mathbf{L}, \mathbf{M}, \mathbf{F}, \mu, E, \xi, \chi.$</p> <p>Пока выполняется условие $t < T$:</p> <ol style="list-style-type: none"> 1. $t = t + \Delta t.$ 2. Если $t = \left(t^S\right)_j$, то $\left(\dot{z}_t\right)_j = \left(\dot{z}_t\right)_j + V_0.$ 3. Определяется текущая рабочая схема конструкции, соответствующая измененному деформированному состоянию (таблица 3.4). 4. Если рабочая схема изменилась по сравнению с предыдущим шагом, то для поиска момента смены рабочих схем t_c внутри шага и вычисления реакции системы $\mathbf{z}_{t_c}, \dot{\mathbf{z}}_{t_c}, \ddot{\mathbf{z}}_{t_c}$ реализуется метод бисекции (таблица 3.5), после выполнения которого шаг интегрирования временно принимается равным $\Delta t = t - t_c.$ 5. С учетом текущей рабочей схемы реализуется шаг Ньюмарка (таблица 3.2) и вычисляются приближенные значения $\mathbf{z}_{t+\Delta t}, \dot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}, \ddot{\mathbf{z}}_{t+\Delta t}.$ 6. Приближенное решение уточняется с помощью метода Ньютона-Рафсона (таблица 3.3). На каждой итерации до вычисления внутренних усилий проверяется условие $L < L_0$ и обновляется вектор $\mathbf{A}.$ 7. Возврат к первоначальному шагу интегрирования $\Delta t.$

В общем случае выбор оптимального шага интегрирования Δt представляет достаточно сложную проблему [96]. В исследовании [137] разработан численный подход к решению динамических задач с односторонними связями и трением Кулона (в геометрически линейной постановке), в котором также используется неявная схема Ньюмарка, и при вычислении перемещений определен диапазон значений Δt от 0,0001 до 0,0008 с.

В работах [149-151] нами исследована зависимость результатов динамического расчета газопроницаемого укрытия с помощью предложенного алгоритма от величины шага интегрирования. Установлено, что значения перемещений незначительно отличаются при назначении размера шага в диапазоне от 0,0001 до 0,0005, с дальнейшим увеличением Δt наблюдалось ухудшение сходимости. По величине внутренних усилий алгоритм сходится медленнее, чем по величине перемещений, поэтому он был доработан введением метода бисекции для определения момента смены рабочих схем. Оценка достоверности результатов расчета производится на основании экспериментальных данных.

3.11 Сравнение результатов численного и натурного экспериментов

Результаты численного эксперимента, полученные с помощью разработанного алгоритма, рассмотрим на примере газопроницаемого укрытия, использованного 12.04.07 при строительстве федеральной автодороги №58 «Амур» на участке 1983-1906 км [24]. Экспериментальный блок был обустроен 32 скважинами диаметром 110 мм и глубиной 6 м (включая перебур 1,0 м), расположенные по сетке 3,0×3,0 м. Над каждой скважиной была уложена автошина, а со стороны расположенного рядом поселка уложены 20 дополнительных анкерных автошин (рисунок 3.5, а). Укрытие собирали из изношенных автомобильных шин карьерных БелАЗов. Масса автошины с учетом износа составила примерно $m = 280$ кг; ширина автошины $h = 0,5$ м; радиус внешний $R = 0,8$ м; радиус внутренний (радиус отверстия в автошине) $r = 0,3$ м. Все автошины имели обвязку из проволоки диаметром 6 мм и связывались между собой цепями в единый мат (рисунок 3.6).

Взрывные скважины расположены в три ряда. Взрывание зарядов производили порядно, начиная с первого ряда, с замедлением 0,02 секунды (рисунок 3.5, б). Длина заряда – 2,3 м при массе 18,6 кг, длина забойки – 3,0 м.



Рисунок 3.5 – Общий вид укрытия: а) расположение блока; б) фрагмент схемы



Рисунок 3.6 – Фрагменты соединения автошин цепью: а) предварительная обвязка автошины; б) соединение с обвязкой

Методика расчета газопроницаемого укрытия из упругих элементов [24] предусматривает определение расчетной массы укрытия исходя из заданной высоты подброса. В соответствии с (1.2) начальная скорость укрытия, которая обеспечит его подброс на высоту 4 м, равна 8,86 м/с. Фактическая высота подброса укрытия определена по кадрам видеосъемки взрыва: крайняя автошина первого ряда поднялась на высоту 3,8 м за 0,88 с (рисунок 3.7, а). При взрыве зарядов укрытие двигалось вверх как единое целое.

При монтаже укрытия одна автошина не была увязана в единый мат. Незакрепленная автошина опустилась на поверхность уступа через 3,68 с после начала выброса из скважины. Высота ее подброса составила около 16,5 м, начальная скорость – 18 м/с, а ударный импульс $S_z^{y\partial} = 5,04 \cdot 10^3$ кг·м/с. Введение в систему анкерных автошин и наличие дополнительных свободных поверхностей приводят к снижению ударных импульсов, и соответствующие коэффициенты установлены Н. К. Лукашевич на основании экспериментальных данных. «Всего на блоке три ряда скважин, два из них (крайние) находятся на расстоянии 2 м от бровки уступа, т. е. имеют дополнительную свободную поверхность, поэтому для них поправочный коэффициент $k_2 = 0,5$. Кроме того, уступ со стороны поселка дополнительно пригружен автошинами, и для третьего ряда скважин коэффициент k_2 умножаем на $k_{II} = 1,3$ » [24].



Рисунок 3.7 – Положение укрытия: а) в верхней точке подъема; б) после взрыва

Проверку адекватности разработанного алгоритма произведем для двух схем приложения нагрузок. При первой схеме всем автошинам, уложенным на взрывные скважины, сообщаются одинаковые начальные скорости $V_0 = 8,86$ м/с, обеспечивающие подброс укрытия на высоту не более 4 м. При второй схеме начальная скорость второй автошины в ряду равна 18 м/с, а начальная скорость соседних автошин устанавливается с учетом понижающих коэффициентов.

Для расчета системы с помощью разработанного алгоритма необходимо задать шаг интегрирования и критерии сходимости итерационных процессов: $\Delta t = 2 \cdot 10^{-4}$; $\xi = 10^{-6}$; $\chi = 10^{-7}$. Полагается, что система жесткая, и соединительные элементы сразу вступают в работу. Согласно результатам расчета укрытия на действие одинаковых по величине ударных импульсов максимальная высота его подброса составила 3,89 м. Это вертикальное перемещение автошины в первом ряду, которое она совершила за 0,87 сек. Высота подброса второй автошины в поперечном ряду равна 3,76 м, а третьей – 2,39 м. Горизонтальное смещение автошины первого ряда в сторону последнего ряда (в поперечном направлении) составило 5,32 м, что соответствует положению укрытия после взрыва (рисунок 3.7, б). Горизонтальные перемещения по направлению продольных связей равны нулю в связи с порядной схемой взрывания.

При заданной схеме взрывания максимальные растягивающие усилия возникают в элементах, соединяющих первую и вторую автошины в поперечном ряду, а также третью автошину с анкерной. При соединении автошин между собой канатом диаметром 6,2 мм максимальные усилия в этих элементах соответственно равны $N_{12} = 17,25$ кН, $N_{34} = 19,25$ кН при разрывном усилии каната в целом 19,25 кН. За счет упругости системы создается запас прочности, и усилия не достигают предельных значений. При проведении эксперимента 12.04.07 автошины соединялись цепями. Площадь поперечного сечения соединительного элемента не оказывает значительного влияния на высоту подброса укрытия, а внутренние усилия зависят от нее. Согласно результатам расчета при калибре цепи 6,3 мм усилия возрастают до значений $N_{12} = 19,6$ кН, $N_{34} = 20,16$ кН за счет повышения жесткости сечения на растяжение. Минимальная разрушающая нагрузка для цепи заданного калибра равна 50 кН.

Для второй схемы приложения нагрузок ударный импульс, рассчитанный для автошины, подброшенной на высоту 16,5 м, корректируется с учетом понижающих коэффициентов. Поперечный ряд скважин и значения ударных импульсов, приложенных к системе в разные моменты времени, представлены на рисунке 3.8.

Начальные скорости на первые три автошины в поперечном ряду скважин соответственно равны 9 м/с, 18 м/с, 11,7 м/с. Таким образом, при введении понижающих коэффициентов, предложенных в работе [24], значения ударных импульсов, воздействующих на автошины соседних рядов, не являются одинаковыми, что отражается на результатах расчета укрытия.

Максимальный ударный импульс сообщается второй автошине в поперечном ряду. Когда она начинает двигаться, первая автошина успевает подняться на высоту 0,18 м. Вторая автошина за одинаковый промежуток времени пройдет расстояние в два раза большее, и в момент приложения ударного импульса к третьей автошине ряда догонит первую автошину. Поднимаясь выше, она подтягивает за собой соседние автошины, которые замедляют ее движение.

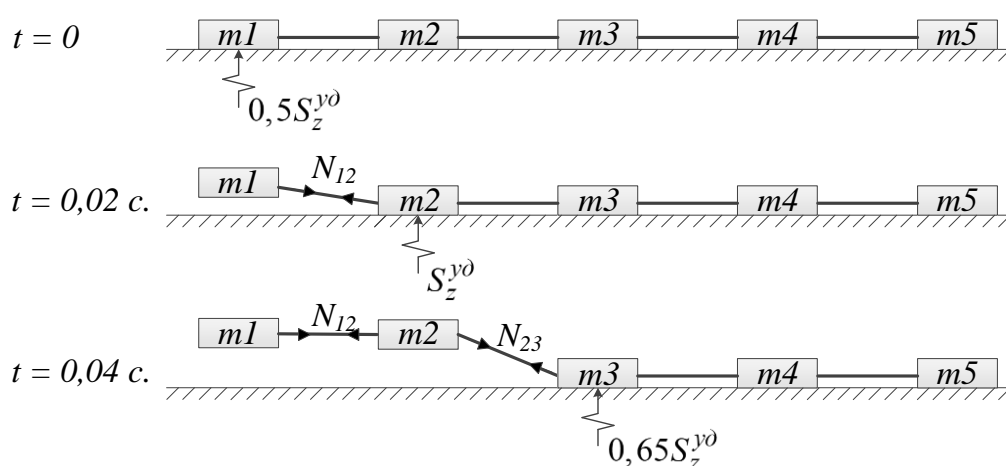


Рисунок 3.8 – Схема приложения ударных импульсов на элементы укрытия

В соответствии с результатами расчета максимальное вертикальное перемещение первой автошины в поперечном ряду составило 5,52 м, второй – 7,37 м, третьей – 4,4 м. За счет совместной работы всех элементов укрытия высота подброса второй автошины снизилась в 2,2 раза по сравнению с незакрепленной автошиной, подброшенной на высоту 16,5 м. На четвертую автошину в ряду ударный импульс не действует, но подброшенные автошины приводят ее в движение, она отрывается от поверхности уступа и подтягивает последнюю автошину ряда, которая проскальзывает по поверхности уступа, вызывая резкое изменение усилий в соединительных элементах. Графики вертикальных

перемещений автошин при движении укрытия вверх представлены на рисунке 3.9. Цифрами обозначены порядковые номера автошин в поперечном ряду скважин. При порядном взрывании зарядов с малыми замедлениями движение укрытия после достижения максимальной высоты подброса не представляет практического интереса, поэтому период наблюдения при расчете принят равным 1,2 с.

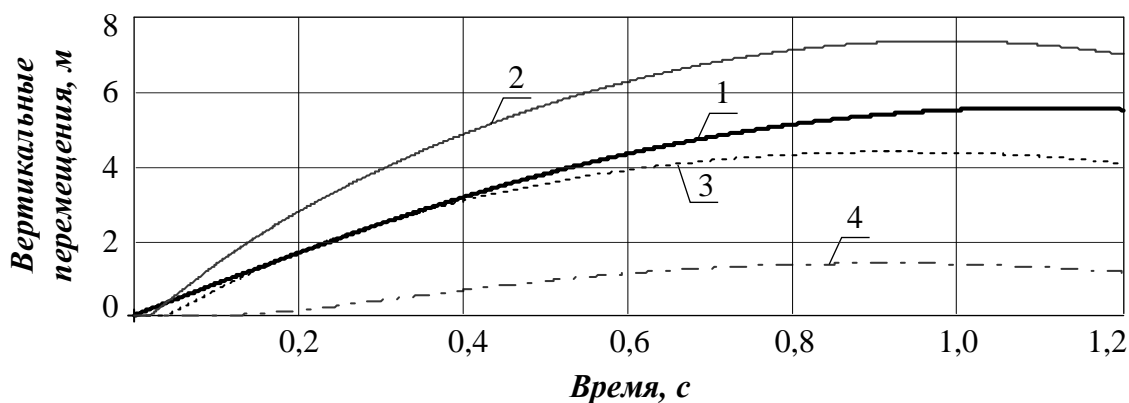


Рисунок 3.9 – Вертикальные перемещения автошин при подбросе укрытия

Горизонтальные смещения крайней анкерной автошины показаны на рисунке 3.10. В первые 0,3 с после начала взрыва происходит скачкообразное изменение перемещений последней автошины, что отражено на графиках изменения внутренних усилий (рисунок 3.11). При соединении цепями максимальные усилия в соединительных элементах равны $N_{12} = 43,67$ кН, $N_{34} = 58,75$ кН.

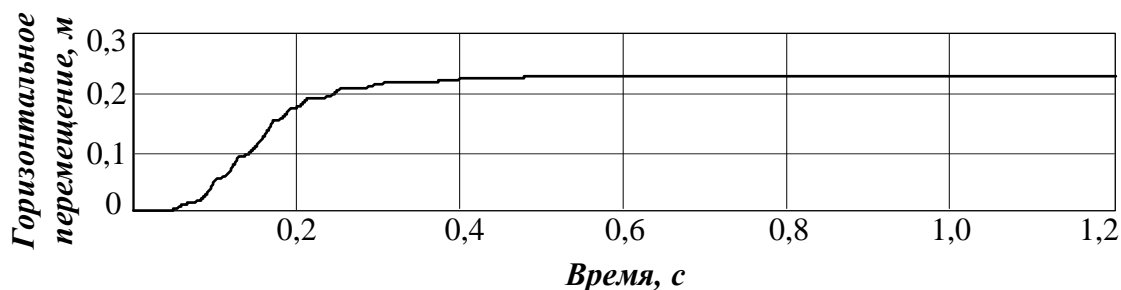


Рисунок 3.10 – Горизонтальные перемещения крайней анкерной автошины в поперечном ряду

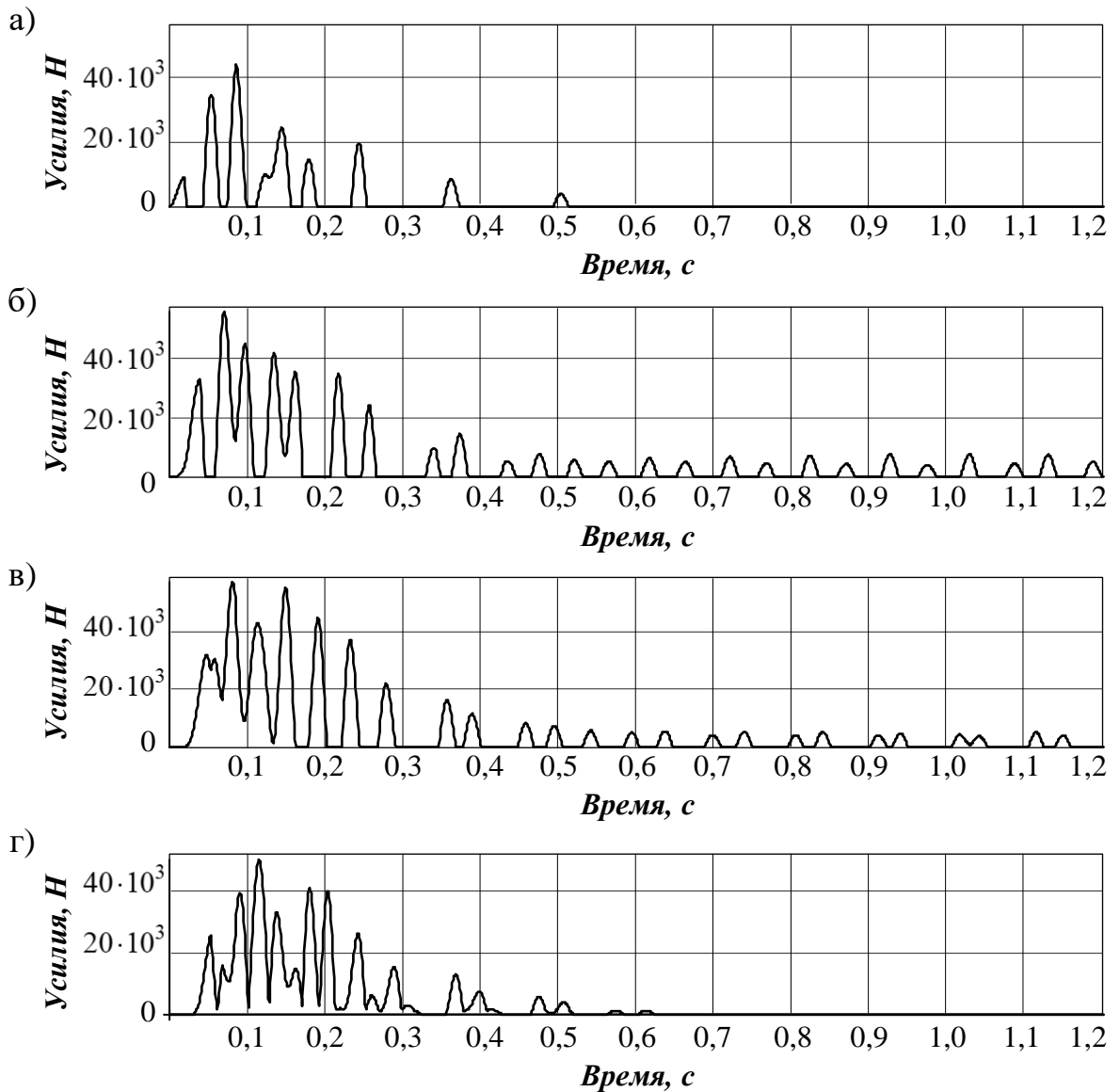


Рисунок 3.11 – Растягивающие усилия в элементах, соединяющих автошины в поперечном ряду: а) $N_{12}(t)$; б) $N_{23}(t)$; в) $N_{34}(t)$; г) $N_{45}(t)$.

Резкое изменение скоростей является особенностью систем с односторонними связями. На графиках изменения усилий отражены моменты включения и выключения односторонних соединительных элементов. Резкое натяжение одной из связей приводит к перераспределению усилий и последующему ослаблению натяжения в соответствующей связи. Упругость системы позволяет избежать разрушающего воздействия динамических нагрузок на соединительные элементы укрытия. Так, например, в момент времени 0,1 с связь 1-2 выключена из работы, а в связи 2-3 развиваются значительные усилия. Связь 3-4 включена, но величина растягивающего усилия невелика. Резкое натяжение связи

2-3 привело к последующему выключению ее из работы и резкому увеличению усилий в связи 3-4.

Система чувствительна к выбору шага интегрирования. Результаты вычислений при различной величине шага представлены в таблице 3.7. Надежные результаты получены при шаге интегрирования в диапазоне 0,000025-0,0002.

Таблица 3.7 – Влияние шага интегрирования на результаты вычислений

Шаг интегрирования $\Delta t \cdot 10^{-4}$, с	Максимальное вертикальное перемещение автошины, м	Максимальное усилие в связи 1-2, кН	Максимальное усилие в связи 3-4, кН
4,00	7,35	63,05	78,00
2,00	7,37	43,67	58,75
1,00	7,37	43,71	58,55
0,50	7,37	43,73	58,45
0,25	7,37	43,75	58,38

Анализ полученных результатов показал, что при разработке математической модели укрытия были учтены основные параметры системы, отражающие ее поведение при различной последовательности инициирования зарядов. Результаты расчета укрытия в значительной степени зависят от величины ударных импульсов, приложенных к системе. При покважинном взрывании зарядов импульсы прикладываются в разные моменты времени к разным массам, и они значительно отличаются по величине. Изменение ударных импульсов в процессе развития взрыва определяется экспериментально и зависит от условий производства работ. Разработанный алгоритм позволяет определить перемещения автошин и внутренние усилия в соединительных элементах укрытия при различной последовательности инициирования зарядов, а также подобрать параметры укрытия, обеспечивающие его эффективную работу.

3.12 Выводы по главе 3

1. Разработана математическая модель газопроницаемого укрытия как динамической конструктивно и геометрически нелинейной системы. Сформулированы методы статического и динамического расчета геометрически и конструктивно нелинейных систем. Конструктивная нелинейность обусловлена наличием односторонних связей и трения Кулона. Зависимость между деформациями и напряжениями принимается линейной. Разработан численный метод решения таких систем. Исследована зависимость решения от величины шага интегрирования.
2. На основе математической модели разработан алгоритм расчета газопроницаемого укрытия при поскважинном короткозамедленном взрывании зарядов с увеличенными интервалами замедления. Предложенный алгоритм позволяет определить горизонтальные и вертикальные перемещения автошин и внутренние усилия в соединительных элементах укрытия при любой последовательности инициирования зарядов, а также подобрать параметры укрытия, обеспечивающие его эффективную работу. Алгоритм динамического расчета газопроницаемого укрытия был программно реализован. Адекватность предложенной модели подтверждена сравнением с результатами натурального эксперимента.
3. Результаты расчета укрытия в значительной степени зависят от величины ударных импульсов, приложенных к системе. Изменение ударных импульсов в процессе развития взрыва определяется экспериментально и зависит от условий производства работ.

ГЛАВА 4. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ПОЛИГОННЫЕ И ПРОМЫШЛЕННЫЕ ВЗРЫВЫ

4.1 Обработка результатов эксперимента

Экспериментальные взрывы произведены в карьерах ООО «АВТ–Амур», расположенных в Амурской области, в период с 2016 по 2020 г. Участки для проведения массовых взрывов определены производителем работ. В пределах одного участка горно-геологические условия, технология и механизация основных процессов условно приняты одинаковыми. Практическое исследование механизмов разрушения горных пород взрывом затруднено из-за наличия неконтролируемых факторов, которые неизбежно приводят к рассеиванию опытных данных. Анализ экспериментальных данных произведен с использованием статистических методов обработки результатов [152-154].

Среднее квадратичное отклонение σ определяется выражением:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (x_i - \bar{x})^2}{n - 1}}, \quad (4.1)$$

$$\bar{x} = \frac{\sum x_i}{n}, \quad (4.2)$$

где x_i – результаты отдельных измерений;

\bar{x} – математическое ожидание (среднее арифметическое значение выборки);

n – число измерений.

Действительное значение σ при ограниченном числе наблюдений неизвестно, поэтому используют выборочное среднее квадратичное отклонение S_x . Коэффициент вариации K_{var} является мерой относительной изменчивости случайной величины:

$$K_{var} = \frac{S_x}{\bar{x}} \cdot 100\%. \quad (4.3)$$

Согласно методике Барона [155] при величине коэффициента вариации менее 20–30% результаты измерений, связанных с производством буровзрывных работ, могут считаться надежными.

При анализе результатов наблюдений, выполненных в одинаковых условиях, необходимое число измерений N в зависимости от требуемой точности определяется из соотношения:

$$N \geq \frac{t_{\alpha,n}^2 \cdot S_x^2}{\delta^2}, \quad (4.4)$$

$$\delta = t_{\alpha,n} \frac{S_x}{\sqrt{n}}, \quad (4.5)$$

где α – уровень значимости;

$t_{\alpha,n}$ – критерий Стьюдента;

δ – половина ширины доверительного интервала.

В соответствии с задачами данного исследования необходимо установить степень влияния величины интервалов межскважинного замедления на изменение интенсивности предразрушения массива горных пород в процессе развития взрыва. Увеличение интенсивности предразрушения массива выражается в снижении высоты выбросов из скважин и значений ударных импульсов, действующих на упругие элементы газопроницаемого укрытия. Количественная оценка влияния отдельных параметров (факторов) на изучаемое явление может быть произведена с помощью дисперсионного анализа.

Допустим, для каждого из возможных вариантов замедлений B_1, B_2, \dots, B_r получены выборки объемами n_1, n_2, \dots, n_r . «Влияние случайной составляющей характеризует внутригрупповая дисперсия s_2 , а влияние изучаемого фактора – межгрупповая s_1 » [154]:

$$s_1^2 = \frac{1}{r-1} \sum_{i=1}^r (M_i - M)^2, \quad (4.6)$$

$$s_2^2 = \frac{1}{r(n-1)} \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^r (x_{ij} - M_i)^2, \quad (4.7)$$

$$M_i = \frac{1}{n} \sum_{j=1}^n x_{ij}, \quad (4.8)$$

где M – общее среднее;

r – количество групп;

n – количество элементов в группе.

Для сравнения двух дисперсий используют F-критерий Фишера:

$$F = \frac{s_1^2}{s_2^2}. \quad (4.9)$$

Задавшись уровнем значимости α , при известных степенях свободы равных $r(n-1)$ и $(n-1)$ по табличным значениям определяют границу допустимых значений F. Если вычисленное по данным опыта F превышает установленный предел, то фактор B влияет на изучаемое явление.

Для установления аналитической зависимости между величиной ударных импульсов и интервалов замедления производят регрессионный и корреляционный анализ. Значимость регрессионной модели исследуется с помощью F-критерия Фишера. Тесноту связи между двумя случайными величинами характеризует коэффициент корреляции.

4.2 Описание экспериментальных блоков

Для выполнения задач, поставленных в рамках данного исследования, произведены экспериментальные массовые взрывы с различными интервалами замедления:

1. на карьере № 5 «Восток», гор. + 200 м, блок № 518-190-4-91-В, с интервалами замедления 150×200 мс (МВ1);
2. на участке Центральный в карьере Маломыр, гор. +565, блок №7, с интервалами замедления 150×200 мс (МВ2);
3. на участке Центральный в карьере Маломыр, гор. +565, блок №9, с интервалами замедления 300×400 мс (МВ3);

4. на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр, гор. +520, блок №5, с интервалами замедления 150–400 мс (МВ4);

5. на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр, гор. +520, блок №6, с интервалами замедления 150–400 мс (МВ5);

6. На участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр, гор. +520, блок №1, с интервалами замедления 150–1000 мс (МВ6).

Скважины диаметром 215 мм расположены с шагом 5 м (кроме эксперимента МВ1). Зарядка скважин осуществлялась с использованием нитронита Э70 и ПТП-750 для боевиков. Взрывы произведены с применением неэлектрической системы инициирования скважинных зарядов RIONEL. Коэффициент крепости пород f равен 10–12. На отдельных участках блоков МВ1 и МВ5 сформирована забойка скважин из бурового шлама. Техника безопасности при производстве работ установлена нормативными документами [156].

Серия экспериментов, проведенная в рамках данного исследования, предполагала корректировку исходных данных при выборе параметров ведения взрывных работ с учетом ранее полученных результатов. К изменяющимся параметрам взрыва относятся: интервалы замедлений, удельный расход ВВ, масса автомобильных шин, наличие забойки скважин.

4.2.1 Блок №518-190-4-91-В на карьере №5 «Восток» (МВ1)

Экспериментальный массовый взрыв блока №518-190-4-91-В проведен 21.07.2016 г. Блок объемом 71,6 тыс. м³ обурен 221 скважиной (22 ряда) диаметром 215 мм глубиной 11 м, сетка расположения скважин – 6,0×6,0 м. Масса скважинного заряда составила 300 кг, общий расход ВВ – 66631,5 кг, фактический удельный расход – 0,88 кг/м³. Длина заряда 6 м. Интервалы замедлений между скважинными зарядами в ряду приняты равными 200 мс, а между рядами – 150 мс. Иницирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL MS-30 с замедлением 750 мс (рисунок 4.1). В одной части блока в скважинах была

сформирована забойка (рисунок 4.2), а старт взрыва произведен в той части блока, где забойка не применялась. Частота видеозаписи составила 25 кадр./с.

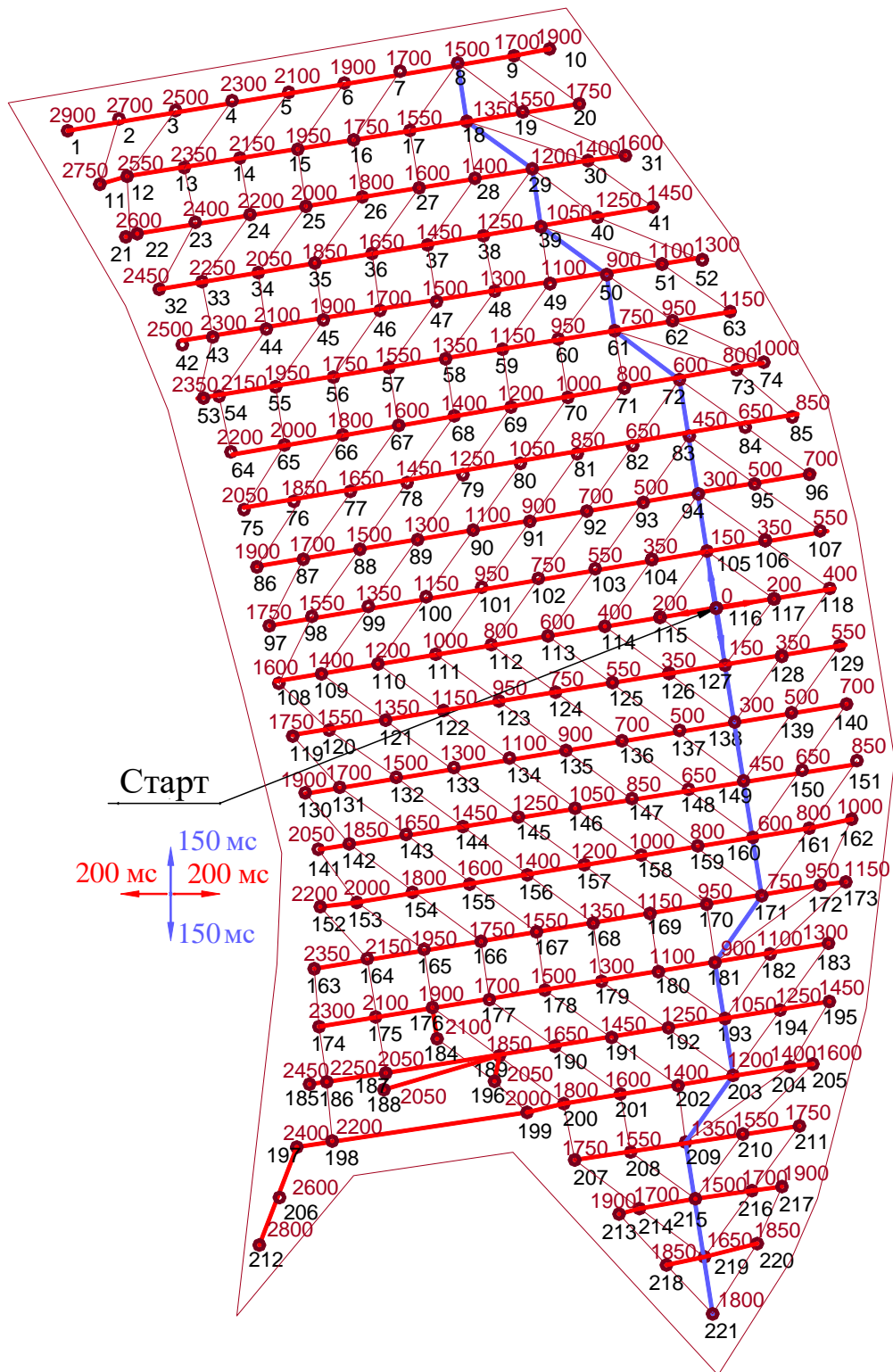


Рисунок 4.1 – Фрагмент схемы взрывания экспериментального блока МВ1



Рисунок 4.2 – Вид экспериментального блока МВ1 до взрыва

4.2.2 Блок №7 на участке Центральный в карьере Маломыр (МВ2)

Экспериментальный массовый взрыв блока №7 проведен 17.05.2019 г. Блок объемом 151,3 тыс. м³ обурен 1223 скважинами глубиной 5,5 м, расположенными по сетке 5,0×5,0 м. Масса скважинного заряда составила 120,75 кг, общий расход ВВ – 147677,25 кг, удельный расход – 0,73 кг/м³. Интервалы замедлений между скважинными зарядами в ряду приняты равными 200 мс, а между рядами – 150 мс. Иницирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL MS-30 с замедлением 750 мс.

Видеозапись взрыва произведена с вышележащего уступа с частотой съемки 30 кадр./с. Направление обзора показано зеленой стрелкой на рисунке 4.3. По рядам, проходящим через точку старта, взрыв распространяется с опережением, оставляя часть блока, расположенную за ними вне зоны видимости. Фрагмент схемы взрывания экспериментального блока, попавший в зону видимости видеокамеры, с указанием точки старта и скважин, укрытых автошинами (рисунок 4.4), представлен на рисунке 4.5, а его расположение выделено прямоугольным контуром на рисунке 4.3. На исследуемом участке блока расположено 469 скважин (24 ряда). Для определения ударных импульсов на скважины 436–445, расположенные у границы блока, уложены автошины массой 70 кг (рисунок 4.4).

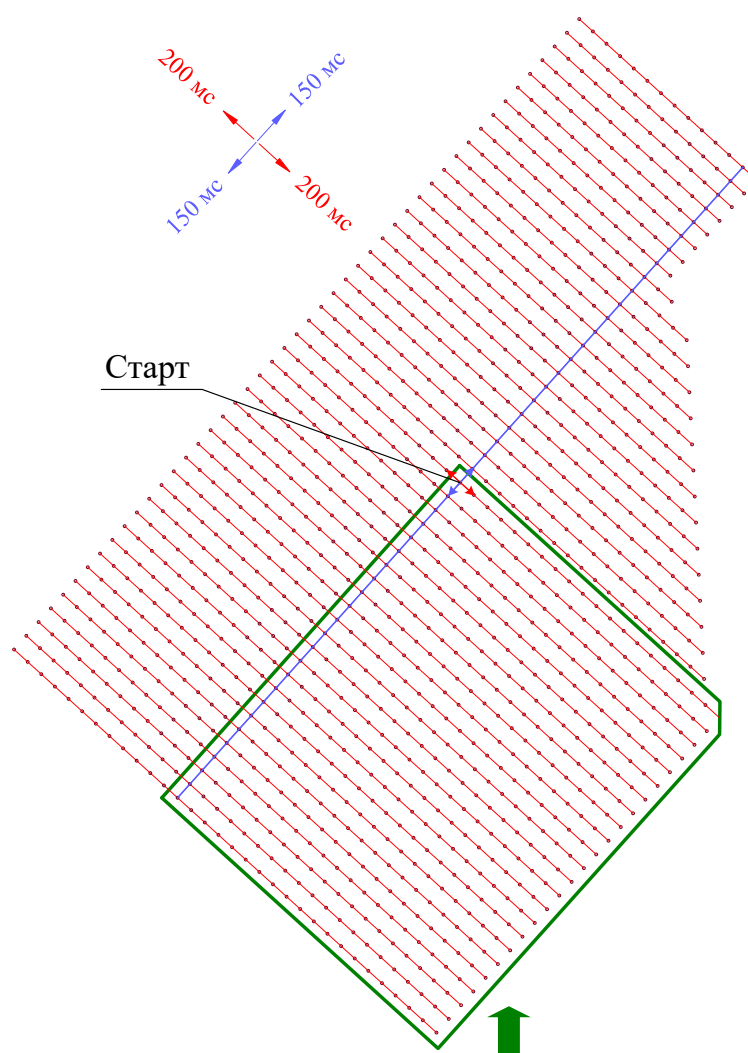


Рисунок 4.3 – Расположение участка блока МВ2, попавшего в зону видимости

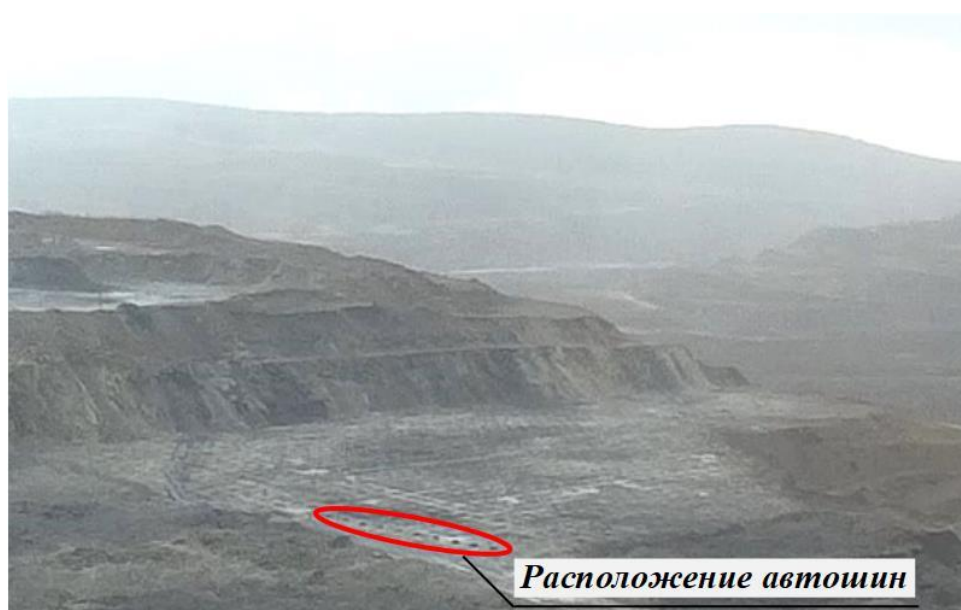


Рисунок 4.4 – Общий вид экспериментального блока МВ2 до взрыва

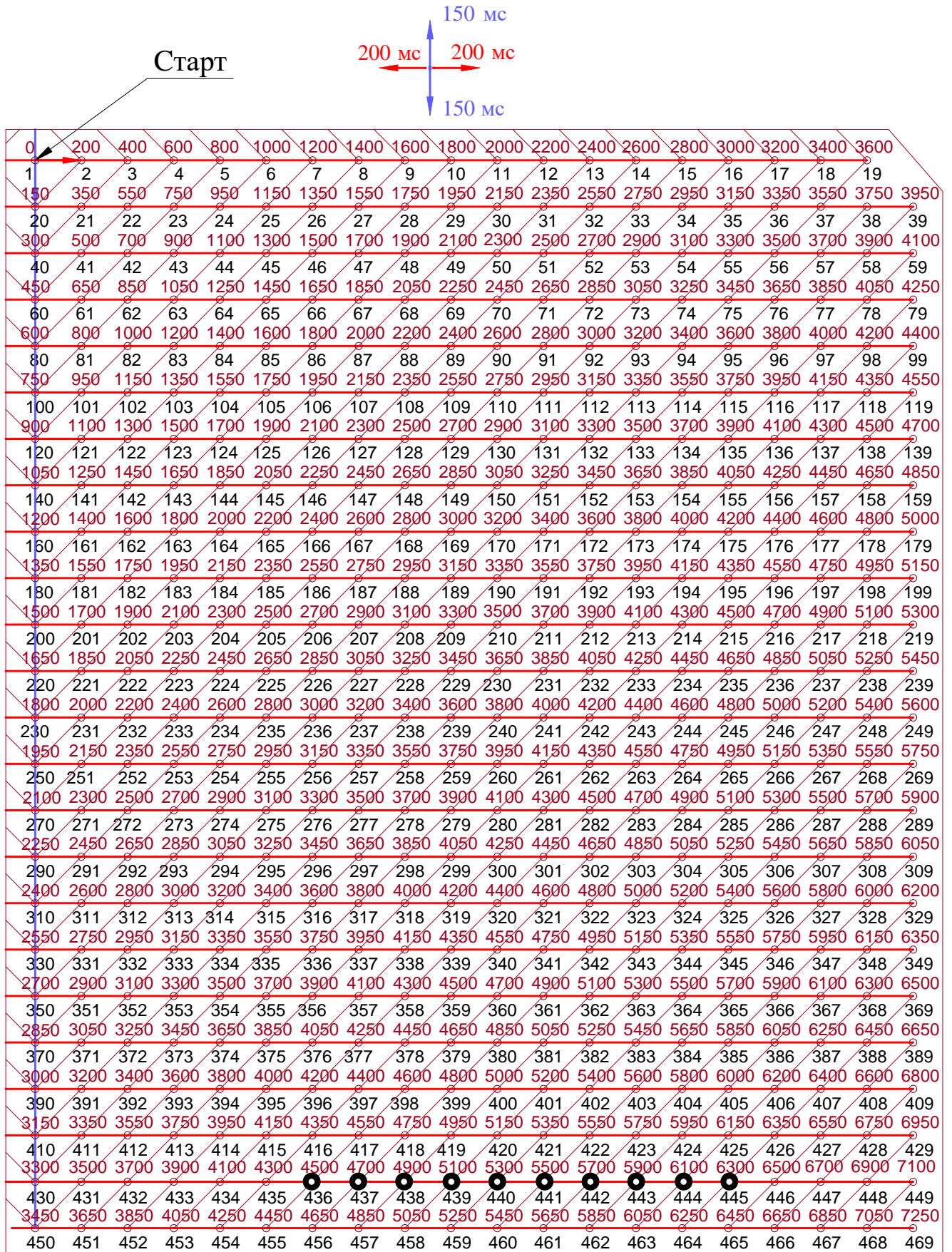


Рисунок 4.5 – Фрагмент схемы взрывания экспериментального блока MB2

4.2.3 Блок №9 на участке Центральный в карьере Маломыр (МВ3)

Экспериментальный массовый взрыв блока №9 проведен 25.05.2019 г. Блок объемом 52,1 тыс. м³ обурен 421 скважиной (29 рядов) глубиной 5,5 м (рисунок 4.6). Сетка расположения скважин 5,0×5,0 м. При удельном расходе 0,73 кг/м³ масса скважинного заряда составила 120,75 кг; общий расход ВВ – 50835,75 кг. Интервалы замедлений между зарядами в ряду приняты равными 400 мс, а между рядами – 300 мс. Инициирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL LP-50 с замедлением 5000 мс. Схема взрывания представлена на рисунке 4.7. Скважины 365–374 укрыты одиночными автошинами массой 70 кг. Видеосъемка процесса развития массового взрыва осуществлялась цифровой видеокамерой с частотой 30 кадр./с.



Рисунок 4.6 – Общий вид экспериментального блока МВ3 до взрыва

4.2.4 Блок №5 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ4)

Экспериментальный массовый взрыв блока №5 проведен 21.09.2019 г. Блок объемом 2,1 тыс. м³ обурен 20 скважинами глубиной 5,5 м, расположенными в одном ряду с шагом 5 м (рисунок 4.8).

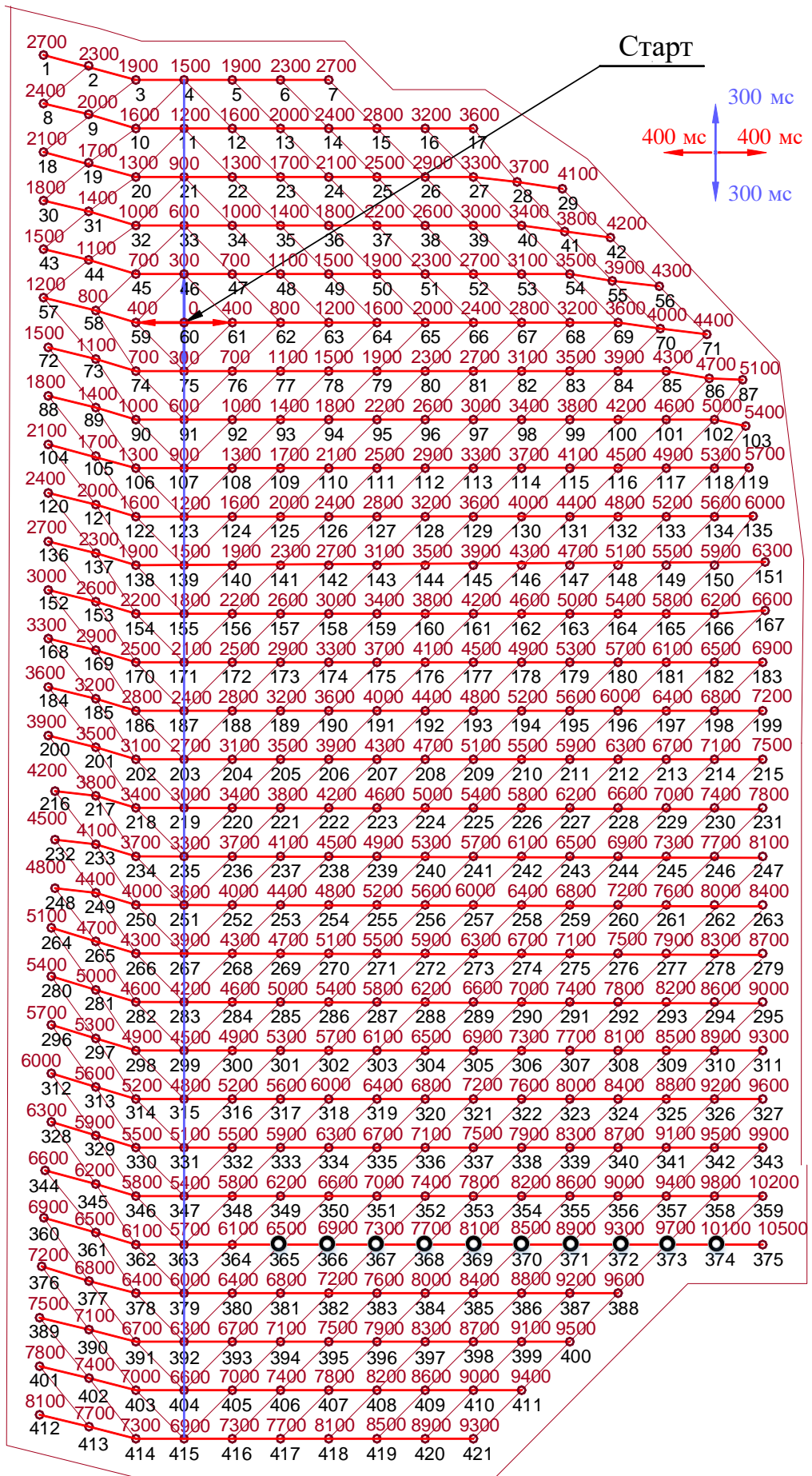


Рисунок 4.7 – Схема взрывания экспериментального блока МВЗ

Для условий эксперимента приняли постоянную массу заряда скважины 100,75 кг. Общий расход ВВ составил 2015,0 кг, удельный расход – 0,61 кг/м³. Блок взорван с интервалами замедления 150, 200, 300, 400 мс (рисунок 4.9). Инициирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL LP-50 с замедлением 5000 мс. На все скважины уложены изношенные автошины массой около 70 кг. Видеосъёмку процесса развития массового взрыва проводили с вышележащего уступа двумя цифровыми видеокамерами (частота 30 кадр./с), установленными в разных частях блока.



Рисунок 4.8 – Вид экспериментального блока МВ4 до взрыва

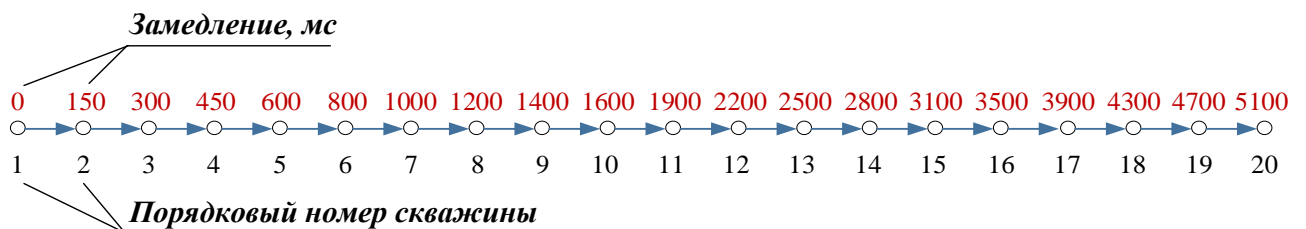


Рисунок 4.9 – Схема взрывания экспериментального блока МВ4

4.2.5 Блок №6 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ5)

Экспериментальный массовый взрыв блока №6 проведен 28.09.2019 г. Блок объемом 2,1 тыс. м³ обурен 20 скважинами глубиной 5,5 м, расположенными в одном ряду с шагом 5 м. Для условий эксперимента приняли постоянную массу заряда скважины 50,75 кг. Общий расход ВВ составил 1015,0 кг, удельный расход – 0,31 кг/м³. Блок взорван с замедлениями между зарядами 150, 200, 300, 400 мс (рисунок 4.9). В скважинах 4, 5, 9, 10, 14, 15 была сформирована забойка из бурового шлама. Длина забойки составила 4 м. Остальные заряды блока взорваны без забойки. Инициирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL LP-50 с замедлением 5000 мс. На все скважины уложены автошины массой около 400 кг (рисунок 4.10). Видеосъемку массовых взрывов проводили с вышележащего уступа двумя цифровыми видеокамерами (частота 30 кадр./с), установленными в разных частях блока.



Рисунок 4.10 – Вид экспериментального блока МВ5 до взрыва

4.2.6 Блок №1 на участке Сухоныр ОРПИ в карьере Маломыр (МВ6)

Экспериментальный массовый взрыв блока №1 произведен 21.10.2020 г. Блок объемом 1,9 тыс. м³ обурен 20 скважинами глубиной 5,5 м. Общий расход ВВ составил 1215,0 кг. Для условий эксперимента приняли постоянную массу заряда скважины 60,75 кг. Удельный расход ВВ составил 0,37 кг/м³.

Все заряды блока МВ6 расположены в одном ряду, но разделены на 4 группы по 5 скважин. Расстояние между скважинами одной группы составило 5 м, между группами – 10 м (рисунок 4.11). Внутри каждой группы установлены одинаковые замедления: первая группа зарядов взорвана с замедлениями 150 мс, вторая – 400 мс, третья – 600 мс, четвертая – 1000 мс. Каждая группа зарядов взорвана отдельно. Инициирование внутрискважинной сети выполнено устройством RIONEL LP-50 с замедлением 5000 мс. На все скважины уложены изношенные автошины массой около 400 кг. Расположение первой группы из пяти автошин показано на рисунке 4.12. Видеосъёмку взрывов производили с вышележащего уступа цифровой видеокамерой с частотой 25 кадр./с.

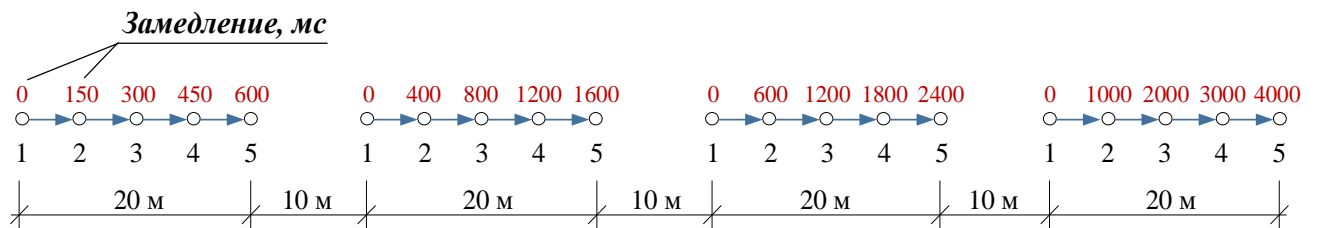


Рисунок 4.11 – Схема взрывания экспериментального блока МВ6



Рисунок 4.12 – Расположение первой группы скважин блока МВ6

4.3 Динамика пылегазовых выбросов из взрывных скважин

Высоту выброса из скважин экспериментальных блоков определяли с помощью покадрового анализа видеозаписей взрывов с привязкой масштаба к

реперным точкам на блоке. Время наблюдения за одной взрывной скважиной составило не менее 160 мс с начала выброса. В этот промежуток времени происходит интенсивный рост пылегазового облака, после чего этот процесс замедляется. Снижение высоты пылегазового облака каждой последующей скважины взрываемого блока по отношению к первой скважине характеризуется коэффициентом подобия k , который определяется выражением (2.8). Результаты измерений и расчетов представлены в приложении Б.

Проанализируем динамику пылегазовых выбросов из скважин при производстве массовых взрывов МВ1–МВ6. При многорядном расположении скважин на раскадровках видеозаписей взрывов удалось проследить динамику выбросов из 26 скважин блока МВ1, 83 скважин блока МВ2 и 54 скважин блока МВ3. Скважины с небольшой высотой выбросов оказались вне зоны видимости из-за взрывов последующих скважинных зарядов. Последние скважины блоков расположены у откосов, а наличие дополнительных свободных поверхностей привело к небольшим по высоте выбросам, поэтому эти скважины в расчетах не учитывали.

Покадровая развёртка видеозаписи взрыва блока МВ1 (рисунок 4.13) показала снижение высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки и забоечного материала из скважин с забойкой в процессе развития взрыва [157]. Наибольший выброс пыли и газов зафиксирован при взрыве первого заряда в ненарушенном массиве горных пород. Воздействие каждого взорванного заряда приводит к увеличению степени нарушенности массива, и большее количество газов взрыва проникает в образованные трещины.

Кривые, характеризующие динамику выброса из скважин с забойкой и без забойки, приведены на рисунке 4.14 с указанием фактического времени начала выброса. На этом блоке наличие забойки не оказало заметного влияния на высоту выброса из скважин, поэтому далее рассмотрена только та часть блока, где забойка не применялась.

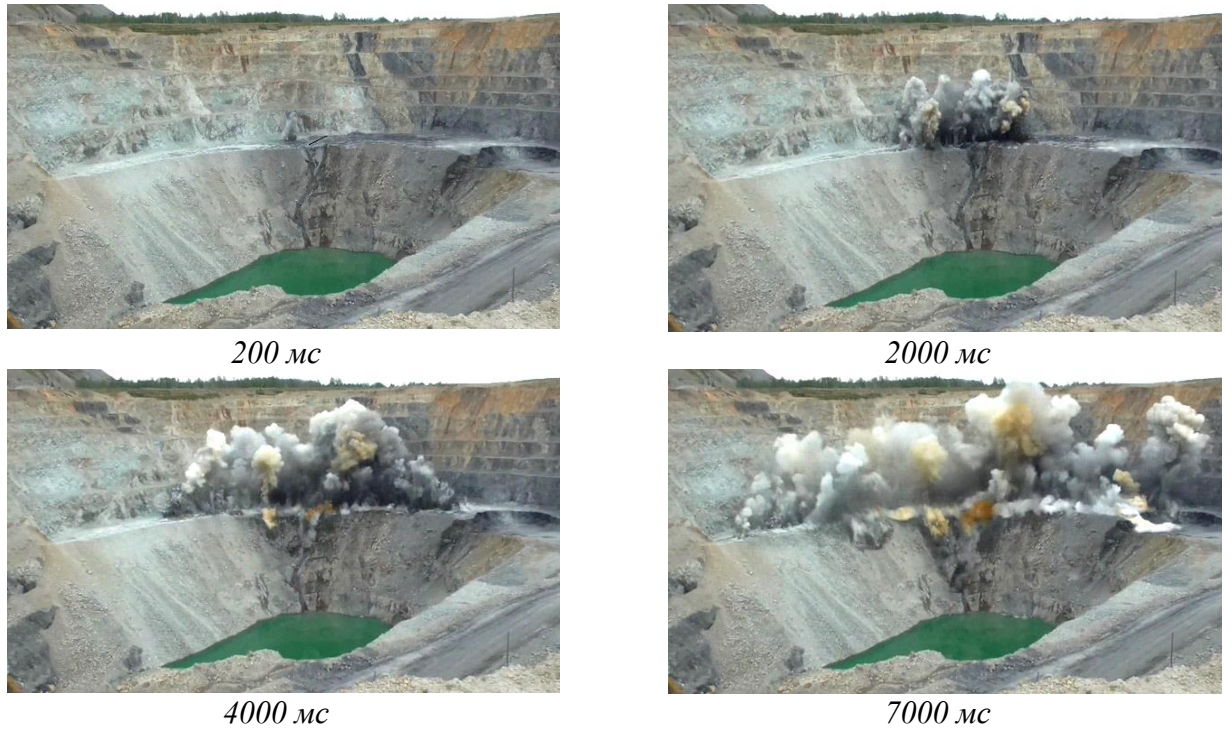


Рисунок 4.13 – Характерные кадры развития взрыва

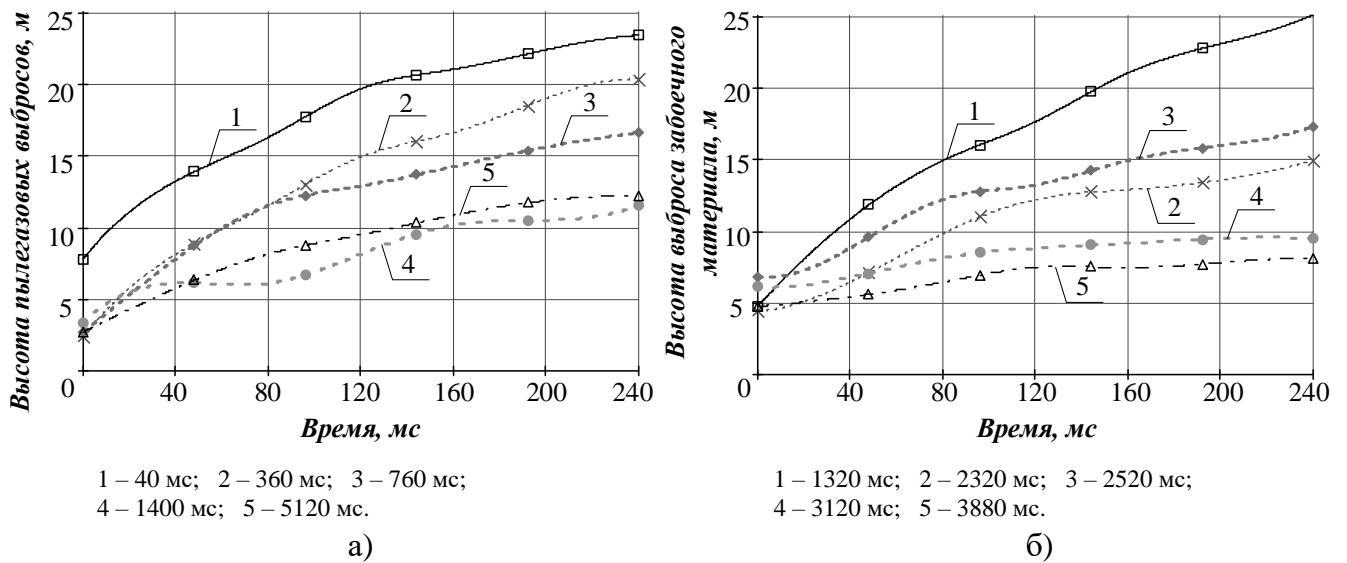


Рисунок 4.14 – Динамика выбросов из скважин: а) без забойки; б) с забойкой

При расчете коэффициентов $K_{И}$ по формуле (2.3) на основании опытных данных радиус зоны разрушения принят равным 4,3 м ($40R_3$), а зоны предразрушения – 21,5 м ($200R_3$). Скважины расположены по сетке $6,0 \times 6,0$ м, и при данных размерах зон разрушения и предразрушения значения $K_{И}$ для врубового ряда не достигают единицы (рисунок 4.15).

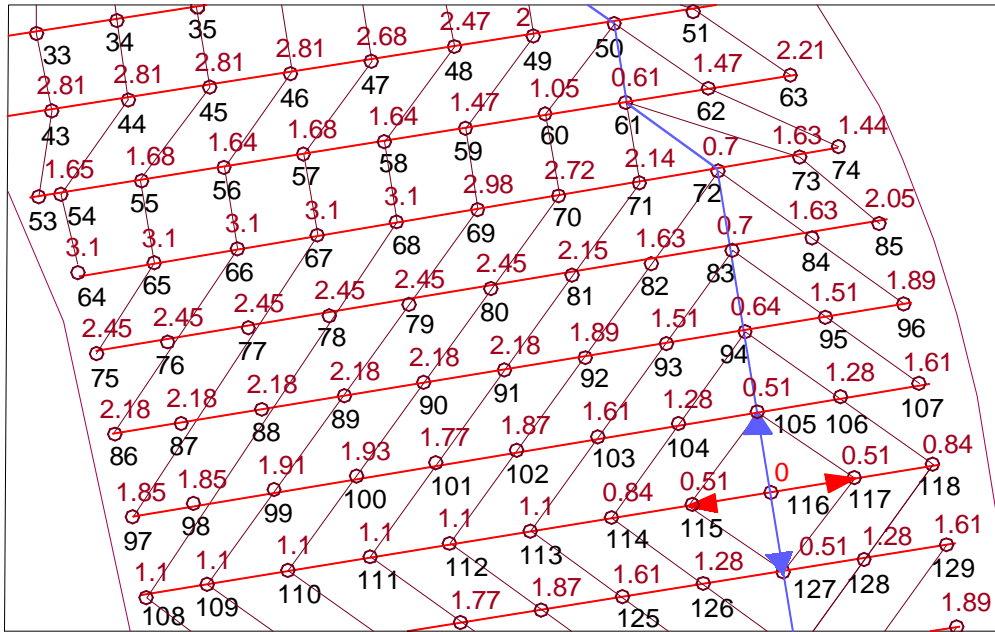
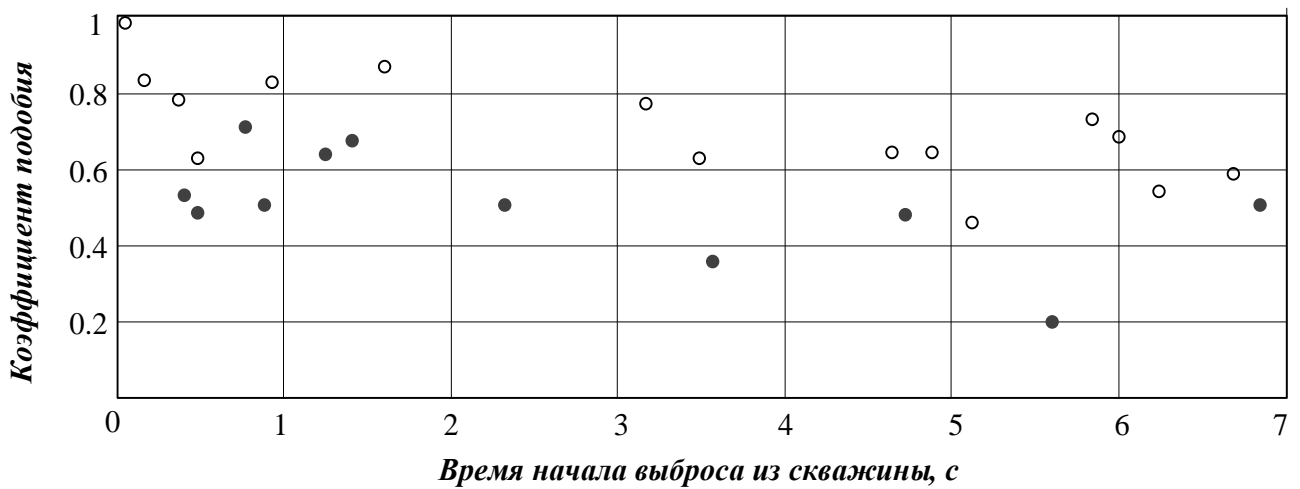


Рисунок 4.15 – Фрагмент схемы блока MB1 с указанием значений $K_{и}$

Построим экспериментальные точки на координатной плоскости, отложив по оси ординат значения коэффициентов подобия, а по оси абсцисс время начала выброса из соответствующих скважин (рисунок 4.16). Расположение точек указывает на то, что у скважин врубового ряда с расчетным значением коэффициента интенсивности предразрушения в пределах $0 < K_{и} < 1$ высота пылегазовых выбросов выше, чем у остальных скважин блока с $K_{и} \geq 1$.



○ - скважины врубового ряда; ● - остальные скважины.

Рисунок 4.16 – Коэффициенты подобия скважин блока MB1

На всех экспериментальных блоках выявлены отклонения от номиналов замедлений. Для неэлектрических систем инициирования скважинных зарядов встречаются различные оценки величины отклонения времени срабатывания устройств замедления от номинала [31, 158, 159]. В серии RIONEL X, предназначенной для поверхностного монтажа взрывных сетей, изготавливаются детонаторы с номинальным значением замедлений от 0 до 200 мс. Детонаторы с большими замедлениями не выпускаются ввиду отсутствия спроса на них, поэтому дополнительные замедления между скважинами и рядами обеспечивают последовательным соединением замедлителей между собой, что приводит к увеличению разброса фактического времени срабатывания устройств замедления и случайному формированию групп одновременно взрывающихся зарядов [160]. На кадрах видеозаписей взрывов блоков MB2 и MB3 одновременно взрывается не более трех зарядов (рисунок 4.17), что не влечет за собой значительное увеличение сейсмического воздействия на расположенные рядом объекты.



Рисунок 4.17 – Одновременный взрыв зарядов блока MB2

Первые скважинные заряды блоков MB1 и MB2 взрываются с интервалами замедлений близкими к проектным. Установить проектные замедления для всех скважин с измеренной высотой пылегазовых выбросов с достаточной степенью точности не представляется возможным. В соответствии со схемами взрывания (рисунки 4.5, 4.7) последний заряд блока MB2 должен быть взорван через 7250 мс

после начала взрыва, а блока МВЗ – через 9300 мс. Фактические замедления последних зарядов составили 7656 мс и 10197 мс соответственно.

При взрыве блока МВЗ удалось проследить динамику пылегазовых выбросов из первых пяти скважин врубового ряда. На рисунке 4.18 для них построены совмещенные по времени кривые динамики интервальных скоростей с указанием фактического времени начала выброса. Построенные графики показывают, что наибольшие значения интервальных скоростей пылегазовых выбросов соответствуют первой скважине блока. Покадровая развертка видеозаписи взрыва с частотой съемки 30 кадр./с не позволяет точно установить момент начала выброса из скважины в пределах длительности кадра, чем объясняется разброс значений скоростей в первой промежуточной точке (через 33 мс от начала выброса из соответствующей скважины). Выброс из второй скважины блока зафиксирован через 165 мс с начала отсчёта. Замедление между первыми зарядами оказалось почти в два раза меньше проектного, но этого времени оказалось достаточно для раскрытия трещин в массиве.

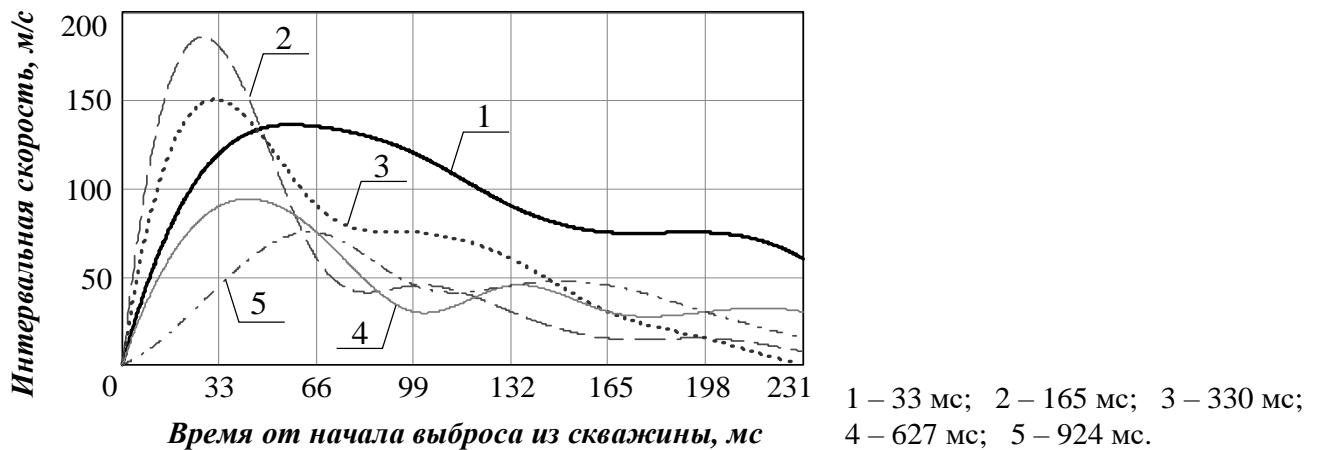


Рисунок 4.18 – Динамика пылегазовых выбросов из скважин блока МВЗ

Значения $K_{и}$, рассчитанные с учетом сетки расположения скважин $5,0 \times 5,0$ м и принятых размеров зон разрушения и предразрушения, представлены на рисунке 4.19. Максимальная расчетная величина коэффициента $K_{и}$ для блоков МВ2 и МВ3 составляет 3,52. Коэффициенты интенсивности предразрушения

окрестностей скважин врубового ряда достигают максимального значения равного 1,06, что означает полное разрушение породы в окрестностях всех последующих скважин блока к моменту их инициирования. Это значение является максимальным при однорядном расположении скважин блоков МВ4, МВ5 и МВ6 (рисунок 4.20).

0	0,74	1,23	1,37	1,58	1,58	1,58
21	22	23	24	25	26	27
0,74	1,85	2,34	2,56	2,69	2,69	2,69
41	42	43	44	45	46	47
0,93	2,19	2,77	3,05	3,18	3,18	3,18
62	63	64	65	66	67	68
1,01	2,34	2,98	3,3	3,43	3,43	3,43
83	84	85	86	87	88	89
1,06	2,43	3,07	3,39	3,52	3,52	3,52
104	105	106	107	108	109	110
1,06	2,43	3,07	3,39	3,52	3,52	3,52
125	126	127	128	129	130	131

Рисунок 4.19 – Значения $K_{и}$ при многорядном расположении зарядов

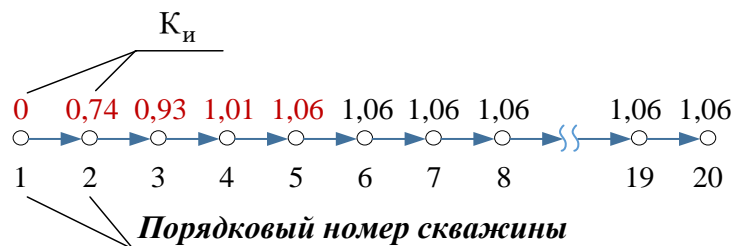


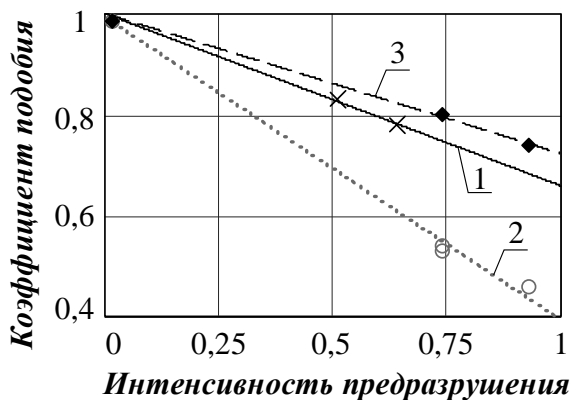
Рисунок 4.20 – Значения $K_{и}$ при однорядном расположении зарядов

С ростом значений $K_{и}$ от нуля до единицы коэффициенты подобия при взрыве каждого последующего заряда должны снижаться, что подтверждается результатами экспериментов. В таблице 4.1 приведены расчетные значения $K_{и}$ и экспериментально измеренные значения k для первых взорванных зарядов блоков МВ1-МВ3, расположение которых удалось установить на схемах взрывания. Обозначение скважины соответствует времени начала выброса. Буквой «в» отмечены скважины врубового ряда. Значения коэффициентов интенсивности $K_{и}^{40}$ и $K_{и}^{20}$ определены для различных радиусов зоны разрушения ($40R_3$ и $20R_3$ соответственно).

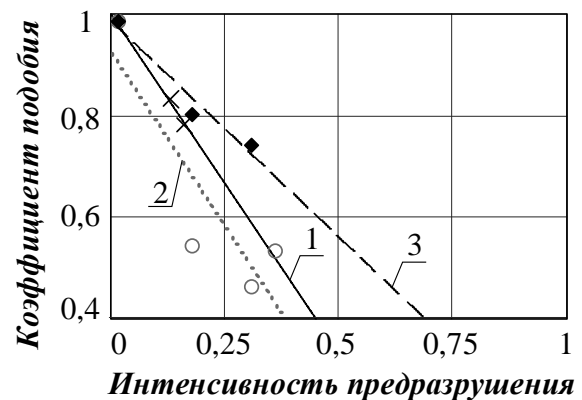
Таблица 4.1 – Значения коэффициентов для первых скважин блоков

Наименование показателя	МВ1			МВ2				МВ3		
	40В	160В	360В	33В	198В	231	330В	33В	165В	330В
$K_{и}^{40}$	0	0,51	0,64	0	0,74	0,74	0,93	0	0,74	0,93
$K_{и}^{20}$	0	0,13	0,16	0	0,18	0,36	0,31	0	0,18	0,31
k	1	0,83	0,78	1	0,54	0,53	0,46	1	0,8	0,74

На основании полученных данных по методу наименьших квадратов определены аппроксимирующие функции и построены графики, указывающие на снижение значений коэффициентов подобия с увеличением коэффициентов интенсивности предразрушения окрестностей первых скважин блоков МВ1, МВ2, МВ3 от нуля до единицы. На рисунке 4.21, а представлены результаты вычислений при радиусе зоны разрушения $40R_з$, а на рисунке 4.21, б – при $20R_з$. Обозначения на графике соответствуют порядковым номерам блоков: 1 – МВ1, 2 – МВ2, 3 – МВ3. При $20R_з$ расчетная интенсивность предразрушения первых скважин блока растет медленнее, чем при $40R_з$. Экспериментальные данные, наоборот, свидетельствуют о том, что при взрыве первых зарядов происходит значительное изменение высоты пылегазовых выбросов.



а)



б)

Рисунок 4.21 – Зависимость k от $K_{и}$ при радиусе зоны разрушения равном:
а) 40 радиусам заряда; б) 20 радиусам заряда

Максимальный рост интенсивности предразрушения происходит при взрыве первых зарядов блока, впоследствии трещинообразование замедляется, на что указывают значения коэффициентов подобия для скважин с $K_{И} \geq 1$. На рисунках 4.22 и 4.23 графически показаны значения k для скважин блока МВ2 и МВ3, выброс из которых зафиксирован начиная с 600 мс и 1000 мс соответственно. Разброс значений является следствием неоднородности массива, возможного нарушения конструкции заряда, неточности при зарядании и уплотнении заряда в скважине. Увеличение интервалов замедления с 150×200 мс на блоке МВ2 до 300×400 на блоке МВ3 не привело к заметному снижению высоты пылегазовых выбросов по отношению к первой скважине блока.

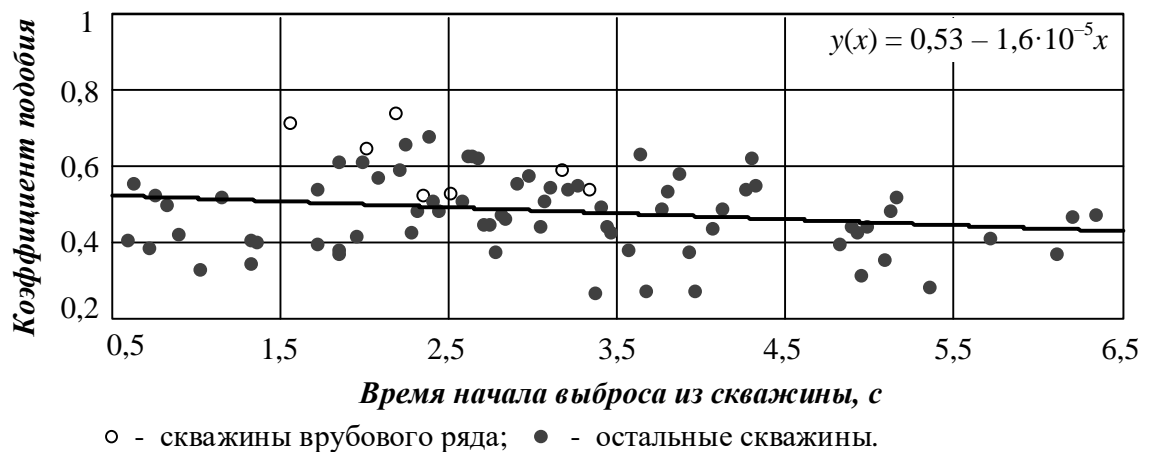


Рисунок 4.22 – Коэффициенты подобия скважин с $K_{И} \geq 1$ блока МВ2



Рисунок 4.23 – Коэффициенты подобия скважин с $K_{И} \geq 1$ блока МВ3

Экспериментальные данные, полученные при однорядном расположении зарядов блоков МВ4 и МВ5, иллюстрируют снижение высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки с увеличением интенсивности предразрушения массива в процессе развития массового взрыва [160]. При взрыве блока МВ4 произошел отказ устройства замедления заряда 17. Заряд 6 блока МВ5 из-за технической ошибки был увеличен. Эти скважины, как и скважины с забойкой, не учитывали при определении аппроксимирующих функций (рисунки 4.24, 4.25).

Замедления между зарядами 2, 3 и 4 блока МВ4 составили менее 100 мс при расчетных 150 мс (рисунок 4.24). Коэффициенты подобия этих скважин принимают близкие значения, что соответствует одинаковой степени предразрушения их окрестностей в момент взрыва.

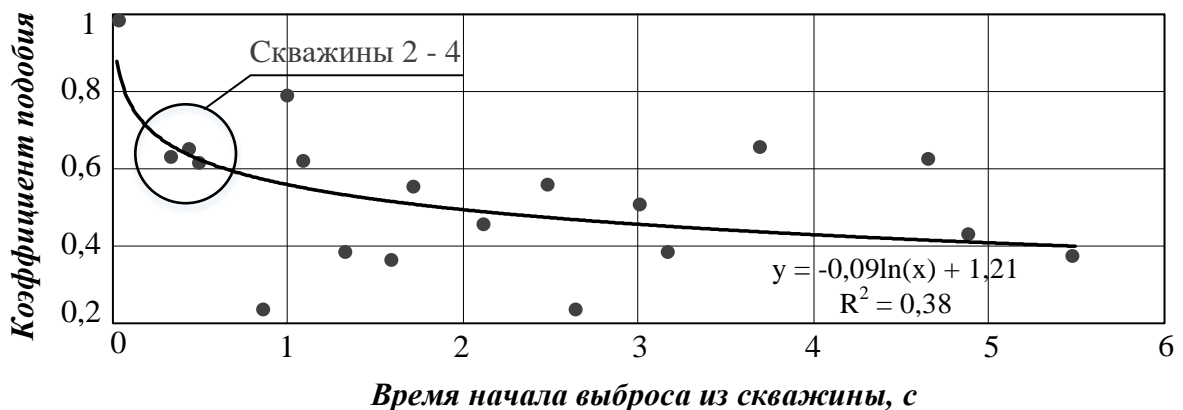


Рисунок 4.24 – Коэффициенты подобия скважин блока МВ4

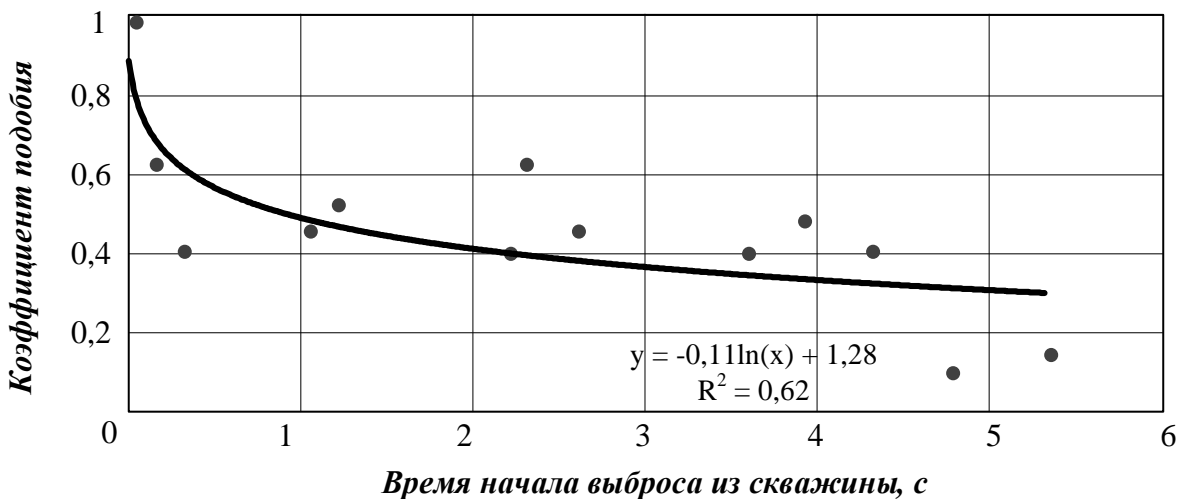


Рисунок 4.25 – Коэффициенты подобия скважин без забойки блока МВ5

На блоке МВ5 масса заряда скважин была уменьшена в два раза по сравнению с блоком МВ4. Несмотря на различные массы зарядов, высота пылегазового облака первых скважин блоков МВ4 и МВ5 через 231 мс после начала выброса незначительно отличается и составила 27,44 и 29,14 м соответственно. Но при снижении массы заряда снизилась плотность пылегазового облака.

Кадры развития массового взрыва блока МВ5 представлены на рисунке 4.26. На видеокадрах взрыва отчетливо видно отсутствие пылегазовых выбросов из скважин 4, 5, 9, 10, 14, 15, выполненных с забойкой. Плотность пылегазовых выбросов из скважин без забойки в процессе развития взрыва снижается, т. к. повышается концентрация микротрещин в зоне предразрушения, и продукты взрыва уходят вглубь массива.



66 мс



957 мс



1650 мс



3729 мс

Рисунок 4.26 – Кадры развития массового взрыва блока МВ5

Скважины блока МВ6 были разделены на группы, а замедления увеличены до 1000 мс. На рисунке 4.27 представлены кадры развития взрывов: в первой строке – с замедлениями 150 мс, во второй – с замедлениями 400 мс, в третьей – с замедлениями 600 мс, в четвертой – с замедлениями 1000 мс. Первый кадр в строке соответствует началу выброса из третьей скважины группы, второй кадр – из последней. Начало выброса из последней скважины группы с замедлениями 150 мс происходит через 680 мс, а из последней скважины с замедлениями 1000 мс – через 3880 мс от начала выброса из первой скважины соответствующей группы (рисунок 4.27, а, г). В первом случае наблюдается более интенсивный выброс продуктов взрыва из устья скважин. Высота пылегазового облака от первого взорванного заряда блока через 200 мс после начала выброса составила 36 м.

Коэффициенты подобия определены по отношению к первой скважине каждой группы. По рассчитанным значениям коэффициентов k построены кривые, указывающие на снижение высоты пылегазовых выбросов с увеличением интервалов замедления (рисунок 4.28). При взрыве группы зарядов с замедлениями 1000 мс установлено максимальное снижение высоты пылегазовых выбросов. Высота выброса из второй скважины этой группы снизилась примерно на 60 процентов по отношению к первой скважине и незначительно менялась при взрыве следующих зарядов.

Все измерения произведены по верхней границе пылегазового облака, поэтому эти данные не отражают интенсивность и состав пылегазообразования, которые изменяются с увеличением интервалов замедления. При замедлениях 150 мс наблюдали значительный выброс газовой струи и разрыхленной породы (рисунке 4.27, а). С увеличением интервалов замедления большее количество энергии уходит на дробление и меньшее – на выброс разрыхленной породы (рисунке 4.27, б, в, г).

Разброс времени срабатывания замедлителей привел к нарушению очередности инициирования зарядов. Наибольшие отклонения фактических замедлений от проектных выявлены у первой группы скважин (рисунок 4.29), на что указывает и характер расположения соответствующей кривой на рисунке 4.28.

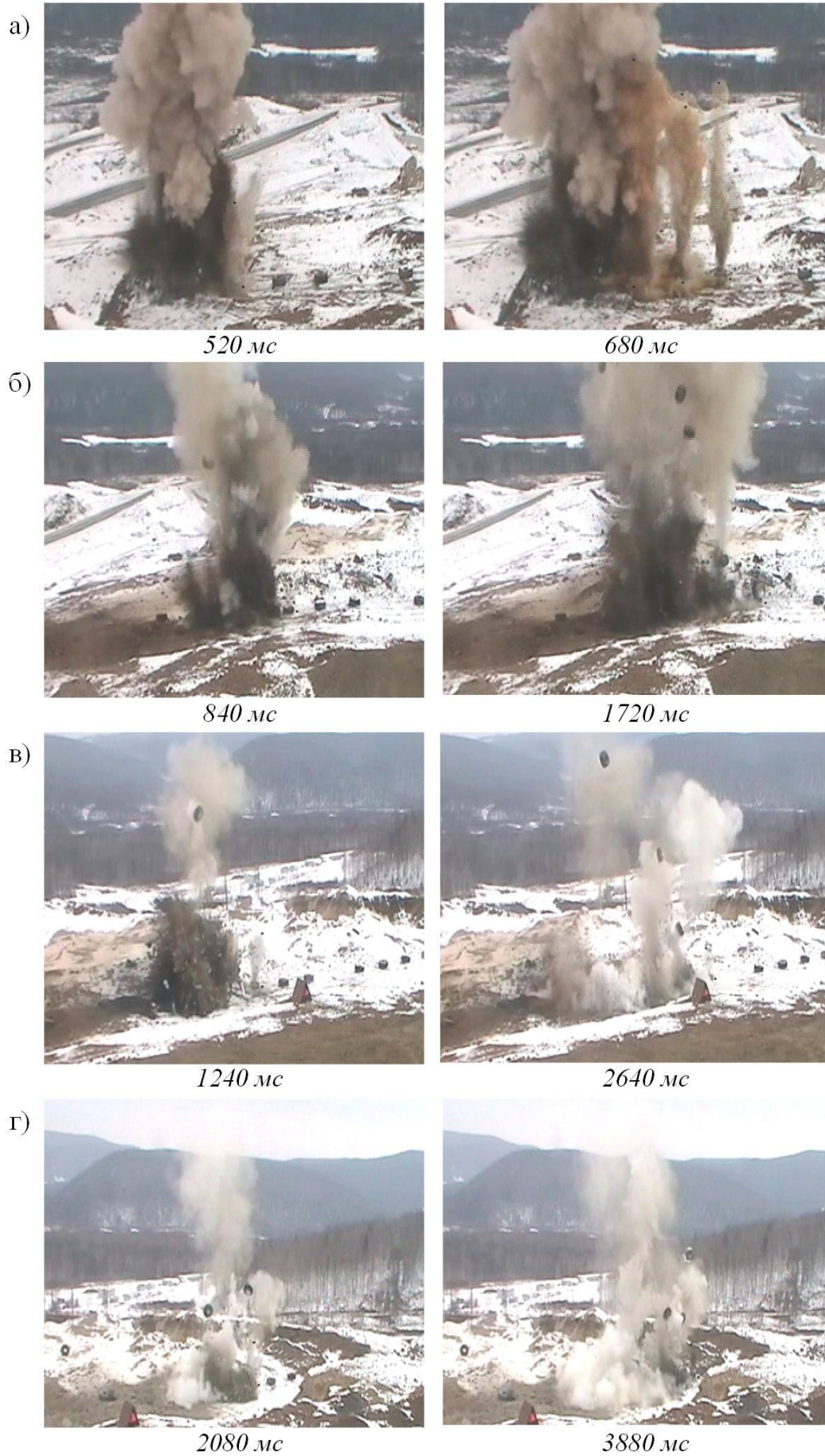


Рисунок 4.27 – Кадры развития взрывов блока МВ6

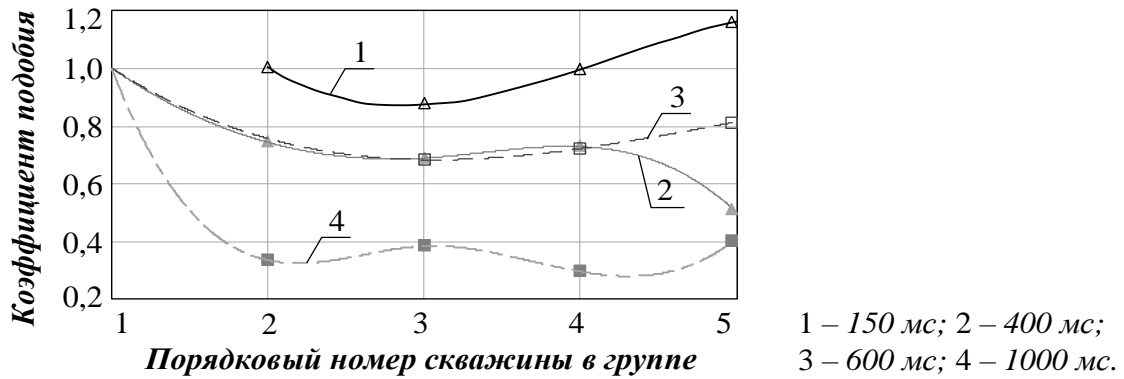


Рисунок 4.28 – Коэффициенты подобия скважин блока МВ6

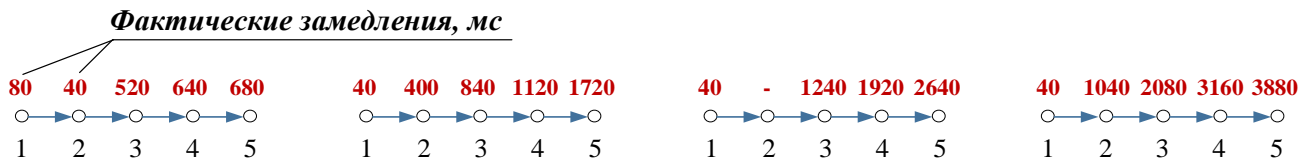


Рисунок 4.29 – Схема фактического развития взрыва блока МВ6

При взрыве группы зарядов с замедлениями 150 мс был нарушен порядок взрыва: первый заряд взорвался после второго с замедлением 40 мс, в связи с чем он не повлиял на увеличение интенсивности предразрушения окрестностей остальных скважин группы, т. к. в зонах разрушения взорванных зарядов волны напряжений поглощаются. Между взрывом второго и третьего заряда этой группы замедление составило 480 мс, что привело к снижению высоты выбросов из третьей скважины этой группы. Взрыв двух последних зарядов произошел с интервалом замедления 120 мс, и большая высота пылегазовых выбросов указывает на недостаточную степень предразрушения в окрестностях этих зарядов. Таким образом, отклонения от номиналов замедления отразились на значениях коэффициентов подобия, что подтвердило влияние интервалов замедления на величину выброса из скважин.

Необходимым условием для формирования зоны предразрушения является взрывание с интервалами замедления не менее 100 мс. Отказ системы инициирования зарядов при замедлениях 150 мс привел к снижению интенсивности предразрушения массива и увеличению выброса из устья скважин. При замедлениях 1000 мс отклонения от номиналов в пределах допустимых

изготовителем значений оказали наименьшее влияние на высоту пылегазовых выбросов.

Анализ динамики пылегазовых выбросов из скважин без забойки показал, что высота выбросов при расчетном значении коэффициента интенсивности предразрушения в пределах $0 < K_{и} < 1$ выше, чем при $K_{и} \geq 1$. Максимальный рост интенсивности предразрушения происходит при взрыве первых зарядов блока, впоследствии трещинообразование замедляется. При замедлениях 1000 мс установлено максимальное снижение высоты пылегазовых выбросов по отношению к первой скважине блока. При глубине скважины 5,5 м, массе заряда 50,75 кг и замедлениях от 150 мс до 400 мс забойка скважин из бурового шлама позволила исключить пылегазовые выбросы.

4.4 Ударные импульсы на элементы газопроницаемого укрытия

В результате взрыва скважинного заряда на автошину действует ударный импульс, который определяется выражением (2.12). Для определения ударных импульсов, действующих на упругие элементы газопроницаемого укрытия, использованы изношенные автомобильные шины двух типоразмеров (таблица 4.2). При многорядной схеме взрывания автошины укладывали на десять скважин, расположенных в конце экспериментальных блоков, а при однорядной – на каждую скважину блока. При проведении массовых взрывов МВ2, МВ3, МВ4 использованы автошины, масса которых с учетом износа составила около 70 кг, а при взрывах МВ5 и МВ6 – автошины массой около 400 кг (рисунок 4.30).

Таблица 4.2 – Параметры автошин с учетом износа

Масса, кг	Ширина профиля, м	Наружный диаметр, м
70	0,31	1,0
400	0,75	1,7



Рисунок 4.30 – Подготовка к взрыву блока MB5

При обработке экспериментальных данных по кадрам видеосъемки определяли время полета автошины от начала движения до момента приземления и максимальную высоту подброса ее центра тяжести (рисунок 4.31). Начальная скорость автошины вычисляется путем подстановки этих значений в уравнения (2.16) и (2.17). По результатам расчета для каждого эксперимента установлен диапазон значений ударных импульсов, действовавших на автошины. Все необходимые данные и результаты расчета приведены в приложении В.

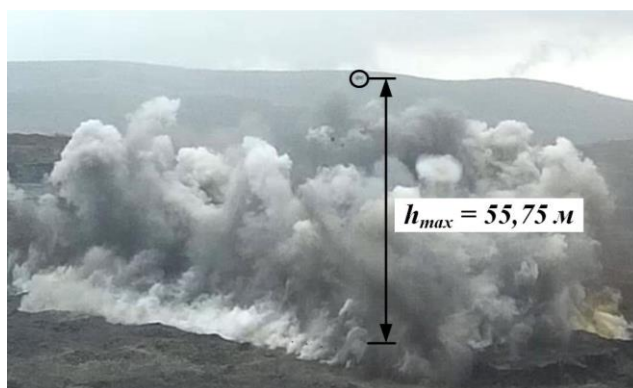


Рисунок 4.31 – Максимальная высота подброса автошины блока MB2

Используя видеозаписи массового взрыва блока MB4, невозможно установить точки максимального подброса автошин, которые оказались за пределами кадра, поэтому в этом эксперименте вычисления производятся для промежуточных значений высот. Для этого в равенство (2.15) подставляются время

полета от начала движения до промежуточной точки и соответствующее вертикальное перемещение автошины (рисунок 4.32). По промежуточным значениям определяется средняя начальная скорость и ударный импульс.

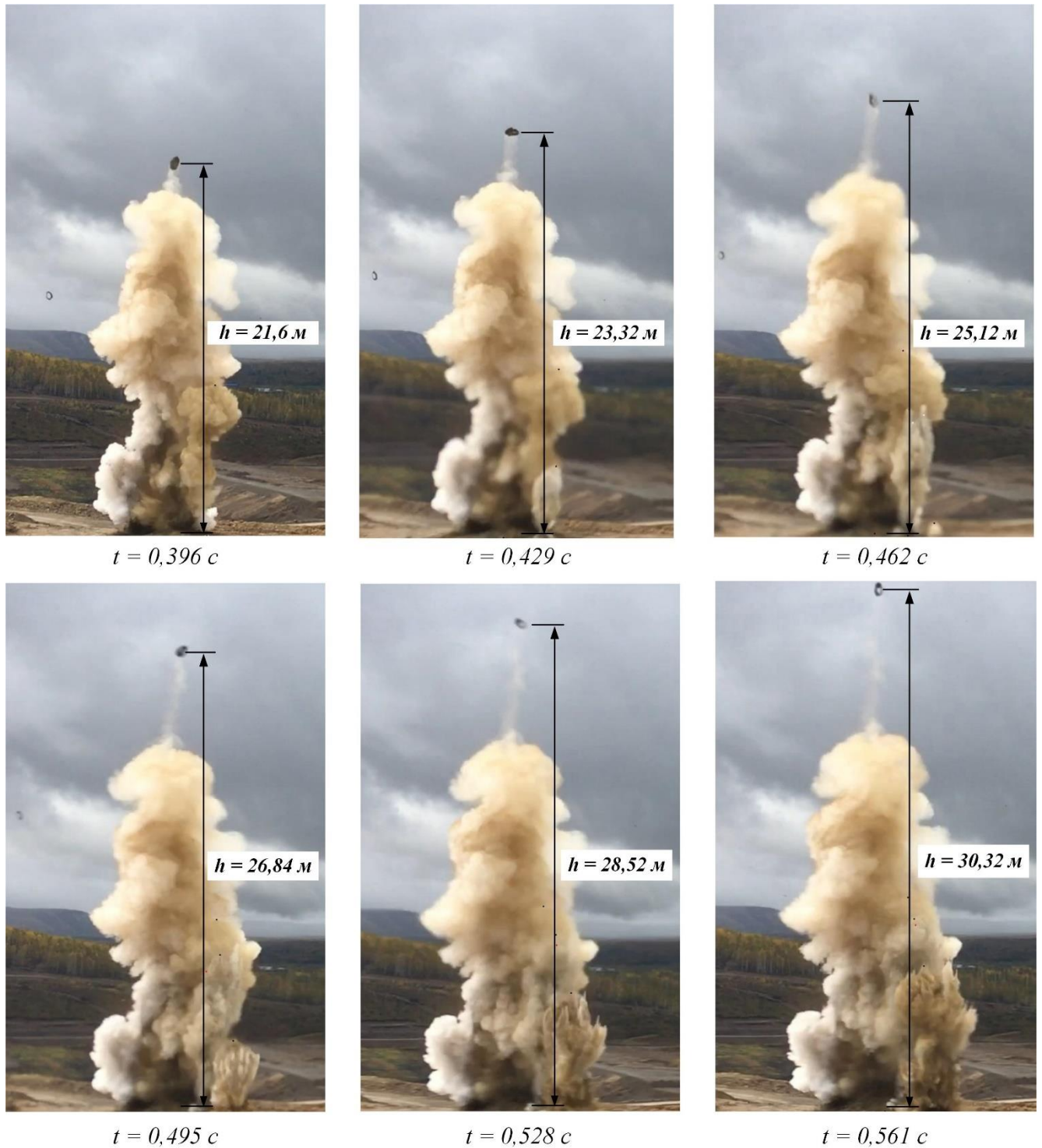


Рисунок 4.32 – Высота и время подъема первой автошины блока МВ4 в промежуточных точках

Пылевая завеса от взрыва скважинных зарядов не позволила проанализировать траекторию движения всех автошин. Это связано с тем, что максимальная высота подброса некоторых из них оказалась ниже границ пылегазового облака, следовательно, на них подействовал меньший ударный импульс, чем на автошины, попавшие в зону видимости.

Проанализируем значения ударных импульсов, полученных при укрытии скважин автошинами массой 70 кг. По видеокадрам массовых взрывов МВ2 и МВ3 установлены начальные скорости пяти автошин блока МВ2 и трех автошин блока МВ3. Высота подброса остальных автошин оказалась ниже границ пылегазового облака. При производстве этих взрывов автошины укладывали на скважины, расположенные в конце блоков. Постоянная величина коэффициентов интенсивности предразрушения окрестностей этих скважин (рисунок 4.19) указывает на то, что трещинообразование в этой зоне к моменту взрыва зарядов замедляется, что подтверждается небольшим разбросом значений ударных импульсов. Согласно результатам расчета при взрыве блока МВ2 с замедлениями 150×200 мс их диапазон составил от $2,3 \cdot 10^3$ до $1,6 \cdot 10^3$ кг·м/с, а при взрыве блока МВ3 с замедлениями 300×400 мс все измеренные значения оказались примерно равными $1,5 \cdot 10^3$ кг·м/с. Количество автошин, подброшенных выше границ пылегазового облака, во втором случае меньше. Таким образом, при одинаковых сетке расположения и конструкции заряда ударные импульсы для скважин без забойки с $K_{и} > 1$ при многорядной схеме взрывания с замедлениями 300×400 мс в среднем в 1,3 раза ниже, чем при схеме 150×200 мс.

Используя данные, полученные при массовом взрыве МВ2 (таблица Г.1 приложения), по формуле (4.4) произведем расчет необходимого количества автошин для определения ударных импульсов при уровне значимости $\alpha = 0,05$:

$$N = \frac{2,78^2 \cdot 277,75^2}{344,87^2} = 5.$$

При проведении экспериментальных взрывов МВ4-МВ6 для исследования влияния интервалов замедления на ударные импульсы, действующие на укрытие

при различных интервалах замедления, использованы 60 автошин, ударные импульсы установлены для 56 из них. Количество автошин при взрыве одной группы зарядов с одинаковыми замедлениями принято равным пяти, на каждом из экспериментальных блоков установлено четыре группы замедлений.

Первый заряд блока МВ4 взорван в массиве, ненарушенном предшествующими взрывами. Следовательно, на первую автошину этого блока должен подействовать наибольший ударный импульс, что подтверждается результатами измерений. Диапазон значений ударных импульсов составил от $4,0 \cdot 10^3$ до $1,4 \cdot 10^3$ кг·м/с. Аппроксимирующая функция указывает на снижение ударных импульсов в процессе развития массового взрыва в результате увеличения интенсивности предразрушения массива (рисунок 4.33, а). При взрыве первых пяти зарядов блока с замедлениями 150 мс ударные импульсы на автошины массой 70 кг снизились примерно в 2,1 раза.

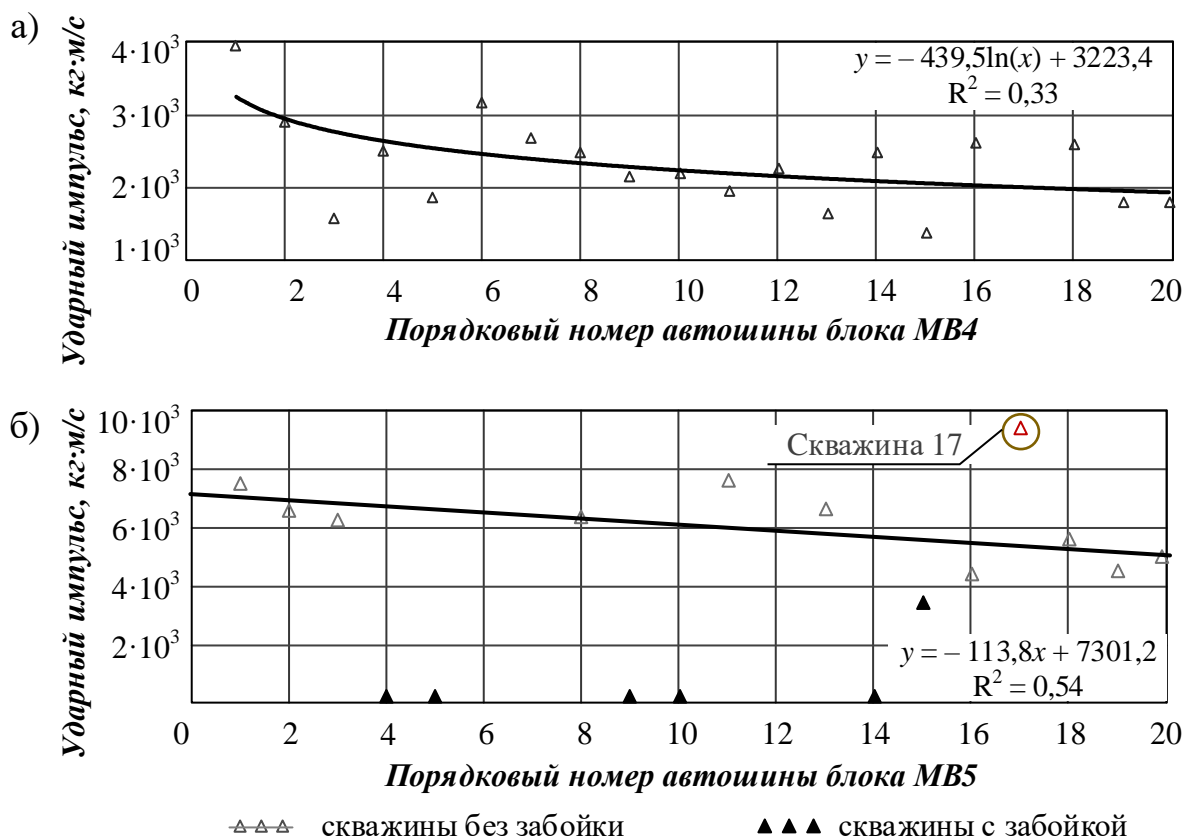


Рисунок 4.33 – Ударные импульсы на автошины блоков: а) МВ4; б) МВ5

Расчетные значения коэффициентов интенсивности предразрушения $K_{и}$ окрестностей скважин блока МВ4 достигают значения равного 1,06, а для всех укрытых автошинами скважин блоков МВ2 и МВ3 коэффициент равен 3,52. Несмотря на различные значения расчетных коэффициентов $K_{и}$, нижние границы диапазонов значений ударных импульсов на автошины блоков МВ2, МВ3, МВ4 практически совпадают и находятся в пределах от $1,4 \cdot 10^3$ до $1,6 \cdot 10^3$ кг·м/с.

Проанализируем результаты экспериментов с автошинами массой 400 кг. Схема замедлений блока МВ5 соответствовала схеме блока МВ4, но в скважинах 4, 5, 9, 10, 14, 15 (рисунок 4.9) была сформирована забойка. Вспученная горная масса приподняла на небольшую высоту пять из шести автошин, уложенных на скважины с забойкой. Ударные импульсы в этом случае приняты равными нулю. На шестую автошину, уложенную на скважину 15, подействовал ударный импульс, равный $3,4 \cdot 10^3$ кг·м/с (рисунок 4.34). Значения ударных импульсов для скважин блока МВ5 без забойки снизились с $7,5 \cdot 10^3$ до $4,4 \cdot 10^3$ кг·м/с. Ударный импульс на автошину 17 составил $9,4 \cdot 10^3$ кг·м/с [161].

При взрыве блока МВ5 наибольший ударный импульс подействовал на автошину 17, а не на первую автошину блока. Отметим, что блок МВ5 расположен вдоль взорванного ранее блока МВ4, при взрыве которого произошел отказ внутрискважинного замедлителя скважины 17. В данном случае отказ скважины одного блока привел к более интенсивному выбросу из скважины рядом расположенного блока. Таким образом, взрыв блока МВ4 повлиял на предразрушение в окрестностях скважин блока МВ5, подтверждая предположение о том, что предразрушение осуществляется даже на удаленных расстояниях от заряда. Аппроксимирующая функция для ударных импульсов блока МВ5 определена без учета скважин с забойкой и скважины 17 (рисунок 4.33, б). Невысокие значения ударных импульсов на первые три автошины и линейная аппроксимирующая функция указывают на наличие предразрушения в окрестностях первых скважин блока МВ5 после взрыва блока МВ4.



Рисунок 4.34 – Максимальная высота подброса автошины 15 блока МВ5

При порядном взрывании зарядов с малыми замедлениями ударные импульсы, действующие на упругие элементы газопроницаемого укрытия в пределах ряда, принимались одинаковыми. При поскважинном взрывании зарядов блоков МВ4 и МВ5 установлено снижение ударных импульсов в ряду с увеличением общей продолжительности взрыва. Однако, произвести количественную оценку снижения ударных импульсов с увеличением интервалов замедления от 150 мс до 400 мс при последовательном взрыве 20 зарядов блока не удалось. Поэтому при взрыве блока МВ6 замедления были увеличены до 1000 мс, и каждая группа зарядов взорвана отдельно.

Четыре группы зарядов блока МВ6 взорваны без забойки с интервалами замедления 150, 400, 600 и 1000 мс. На рисунке 4.35 представлены кадры развития взрывов через 1080 мс после начала выброса из первой скважины каждой группы. Высота подброса автошин на видеокадрах указывает на снижение ударных импульсов при увеличении интервалов замедления. Для каждой группы зарядов определен диапазон снижения значений ударных импульсов [161]:

1. от $16,7 \cdot 10^3$ до $9,3 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 150 мс;
2. от $10,2 \cdot 10^3$ до $4,3 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 400 мс;
3. от $10,3 \cdot 10^3$ до $4,8 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 600 мс;
4. от $7,4 \cdot 10^3$ до $5,9 \cdot 10^3$ кг·м/с при замедлениях 1000 мс.

При замедлениях 150 мс (рисунок 4.35, а) автошины улетели за пределы кадра. При взрыве первого заряда этой группы в ненарушенном массиве автошина массой 400 кг достигла поверхности уступа через 8,5 секунд после начала движения, при этом максимальная высота ее подброса составила 89 м. При взрыве группы зарядов с интервалами замедления 1000 мс высота подброса крайней автошины составила 11 м. Таким образом, с увеличением интенсивности предразрушения массива при увеличении интервалов замедления высота подброса автошин блока МВ6 снизилась в 8,1 раза.

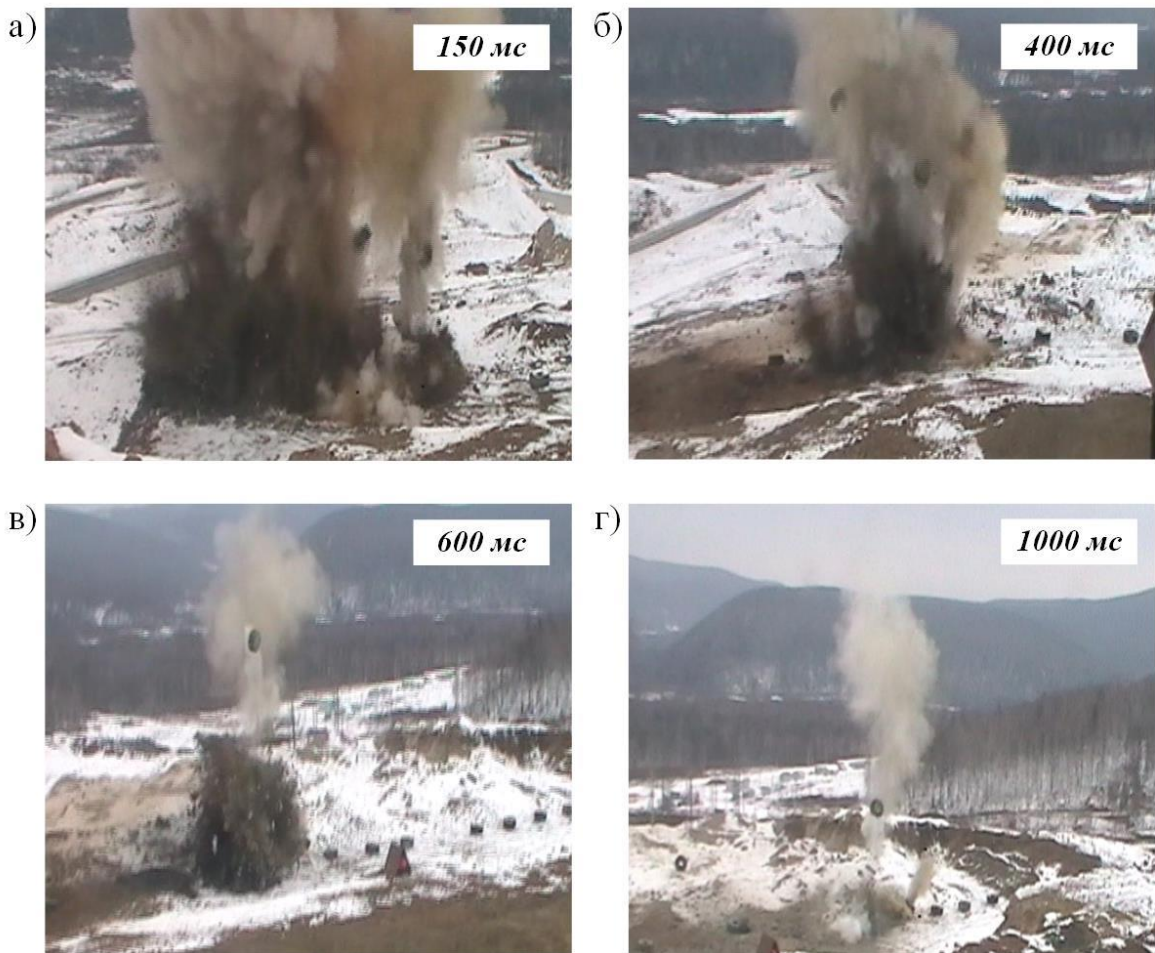


Рисунок 4.35 – Высота подброса автошин блока МВ6 при различных замедлениях

Для наглядного представления результатов наблюдений построены графики изменения ударных импульсов при различных интервалах замедления (рисунок 4.36). Значения ударных импульсов, которые воздействовали на первые три автошины группы зарядов с замедлениями 150 мс, примерно равны, что

является следствием нарушения порядка взрывания зарядов, рассмотренного в параграфе 4.3. Небольшой разброс значений ударных импульсов на автошины группы зарядов с замедлениями 1000 мс можно объяснить тем, что первые скважины этой группы оказались в зоне предразрушения ранее взорванных зарядов этого блока. С увеличением массы заряда скважины с 50,75 кг на блоке МВ5 до 60,75 кг на блоке МВ6 значения ударных импульсов возросли.

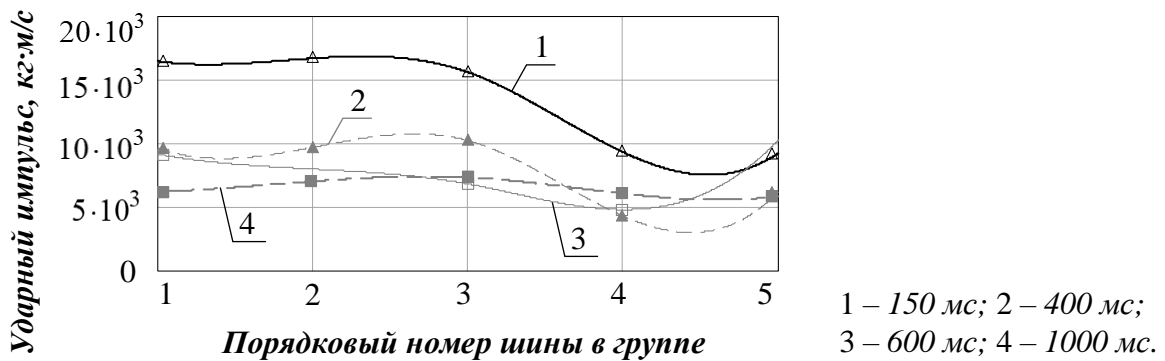


Рисунок 4.36 – Ударные импульсы на автошины блока МВ6

Статистический анализ результатов эксперимента произведен в программе MS Excel. Для дисперсионного анализа исследуемые данные вносятся в таблицу по столбцам: каждый столбец содержит значения ударных импульсов для одной группы замедлений. Результаты однофакторного дисперсионного анализа представлены в таблице Г.2 приложения. Анализ данных показал значимость критерия Фишера, что позволяет судить о влиянии интервалов замедления на величину ударных импульсов.

Среди рассмотренных уравнений регрессии (таблица Г.3 приложения) на основании корреляционного анализа по минимальной величине остаточной дисперсии принята функция, характеризующая зависимость между значениями интервалов замедления и ударных импульсов (рисунок 4.37). Для принятой зависимости коэффициент корреляции равен 0,75. Полученная модель адекватна (таблица Г.4 приложения), т. к. расчетное значение $F = 22,23$ превышает установленный предел, равный 4,43.

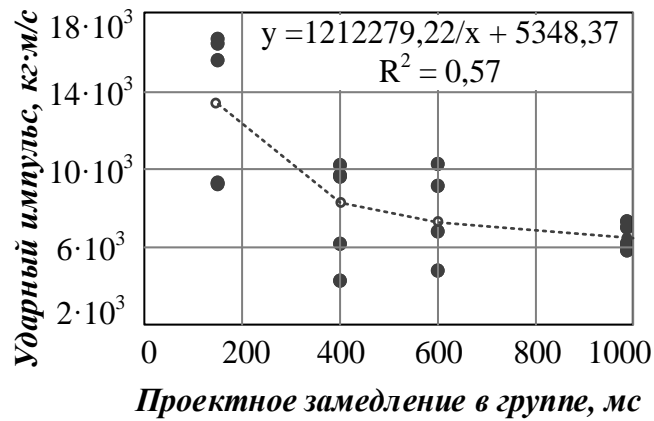


Рисунок 4.37 – Зависимость между значениями интервалов замедления и ударных импульсов

Автошины не препятствуют выходу газов из устья скважины. При замедлениях 1000 мс высота газовой струи из соседних скважин группы значительно отличается. Эти высоты отмечены цифрами 1 на рисунке 4.38. При этом высоты выброса разрыхленной породы у этих скважин (отмечены цифрой 2), как и высоты подброса автошин, примерно равны. Таким образом, снижение высоты подброса автошины свидетельствует об уменьшении высоты и радиуса разлета осколков.

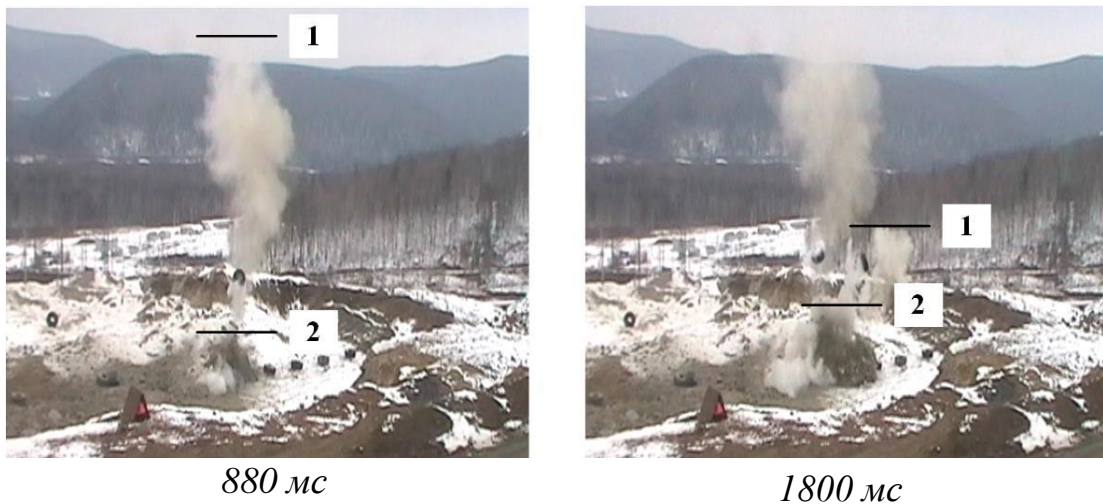


Рисунок 4.38 – Выброс пыли, газа и разрыхленной породы при взрыве блока MB6 с замедлениями 1000 мс

Наибольшие ударные импульсы действуют при взрыве зарядов в ненарушенном предшествующими взрывами массиве горных пород. Увеличение

интенсивности предразрушения окрестностей скважин сопровождается снижением ударных импульсов. Учитывая основной недостаток НСИ, который заключается в отклонении времени срабатывания устройств замедления от номинала, при взрыве пяти зарядов без забойки с замедлениями 150 мс ударные импульсы на автошины массой 400 кг снизились примерно в 1,8 раза. С увеличением количества скважин коэффициенты $K_{и}$ достигают постоянных значений, и наблюдается замедление темпов снижения ударных импульсов. Как было показано в экспериментах с автошинами массой 70 кг, нижние границы диапазонов значений ударных импульсов при взрыве 20 зарядов блока МВ4 и 1223 зарядов блока МВ2 практически совпадают.

Увеличение интервалов межскважинного замедления от 150 мс до 1000 мс также приводит к снижению ударных импульсов. При взрыве блока МВ6 установлено, что ударный импульс на последнюю автошину группы с замедлениями 1000 мс составил $5,9 \cdot 10^3$ кг·м/с, что в 1,6 раза меньше, чем ударный импульс на последнюю автошину группы с замедлениями 150 мс. Начальная скорость, которая сообщается осколкам пород при взрыве зарядов, также снижается. Значения коэффициентов, уменьшающих величину ударного импульса, соответствуют заданным условиям ведения работ и могут меняться в зависимости от горно-геологических условий.

4.5 Обеспечение минимального разлета кусков породы путем увеличения интервалов замедления

Воздействие волн напряжений на массив горных пород приводит к повышению концентрации существующих микродефектов и микротрещин в зоне предразрушения. Для предварительной оценки степени нарушенности массива в районе расположения взрывных скважин с помощью выражения (2.3) необходимо установить размеры зоны разрушения, например, по внешнему диаметру воронки взрыва (рисунок 4.39).



Рисунок 4.39 – Состояние блока МВ6 после взрыва с замедлениями 1000 мс

Разрушение массива горных пород происходит не мгновенно, а в течение определённого времени. На основании экспериментальных данных установлено, что интенсивность предразрушения массива определяется не только параметрами зарядов и схемой их расположения, но и величиной интервалов замедления. Чем больше значения интервалов замедления, тем дольше происходит воздействие волн напряжений на массив и выше интенсивность предразрушения. Экспериментальные данные, приведенные в предыдущих параграфах, показали, что увеличение интервалов замедления при поскважинном взрывании зарядов от 150 мс до 1000 мс приводит к росту интенсивности предразрушения в районе расположения взрывных скважин [162].

Увеличенные интервалы замедления способствуют повышенному использованию энергии взрыва, которое выражается в снижении выброса кусков породы, пыли и газов. Большая часть энергии заряда передается разрушаемому массиву, о чем свидетельствует качество дробления породы и параметры развала. Результаты массовых взрывов МВ2 и МВ3 с интервалами замедления 150×200 и 300×400 мс указывают на отсутствие резких перепадов высотных отметок на поверхности развала и отсутствие негабарита (рисунок 4.40). Почти вся горная масса осталась в контуре взорванного блока.

Динамика изменения высоты пылегазовых выбросов и высоты подброса автошин в процессе развития взрывов показала, что интервалы замедления,

обеспечивающие достаточное время для завершения трещинообразования в массиве горных пород, находятся в диапазоне от 600 до 1000 мс. При взрыве каждого последующего заряда в серии с интервалами замедления 1000 мс значения исследуемых параметров практически не изменялись. Изменение интенсивности предразрушения при дальнейшем увеличении интервалов замедления от 1000 мс и выше не исследовалось, т. к. в настоящее время промышленность не поставляет поверхностные замедлители номиналом выше 200 мс.

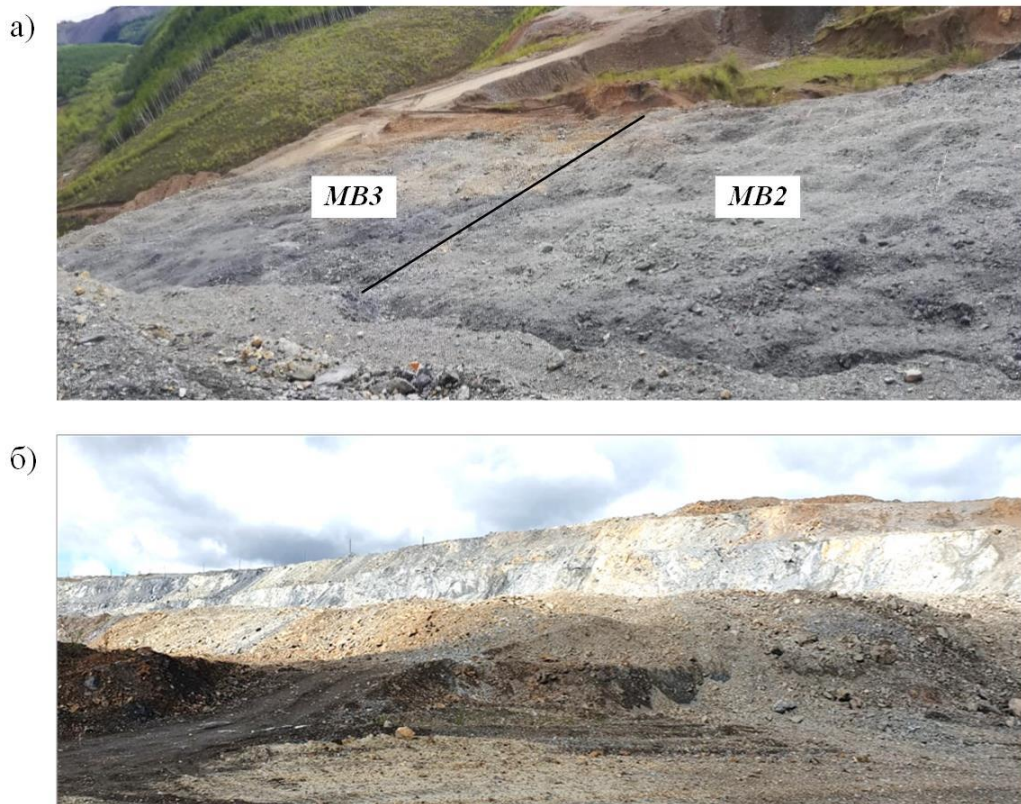


Рисунок 4.40 – Поверхность развала после взрыва: а) вид сверху; б) вид сбоку

При увеличении интервалов замедления снижается размер осколков породы и дальность их разлета [160]. На видеокадрах массового взрыва MB5 при массе заряда 50,75 кг и интервалах замедления от 150 до 400 мс отчетливо видно отсутствие пылегазовых выбросов из скважин с забойкой (рисунок 4.41, а), а мелкие осколки пород от взрыва зарядов массой 100,75 кг без забойки можно обнаружить только при увеличении кадра (на рисунке 4.41, б представлен вид блока MB4 через 2343 мс, а на рисунке 4.41, в – увеличенный фрагмент). На блоке

МВ6 при замедлениях 1000 мс и массе заряда 60,75 кг (даже при отсутствии забойки) не наблюдалось разлета осколков породы за пределы блока. В этом случае забойка служит не для предотвращения разлета кусков горной массы, как при порядном взрывании, а для снижения вылета в атмосферу ядовитых продуктов взрыва.

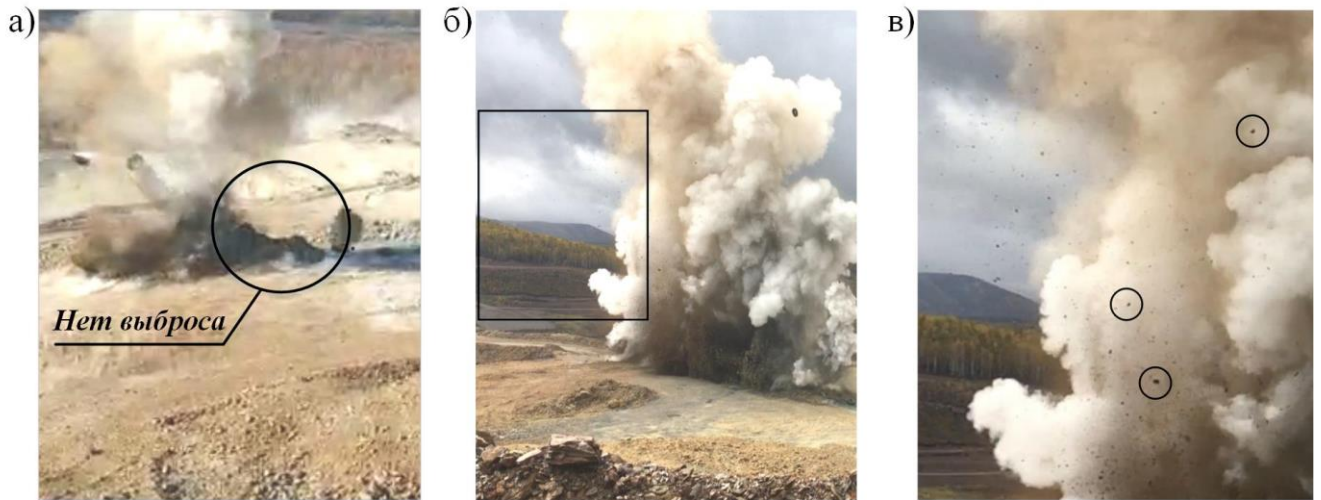


Рисунок 4.41 – Разлет осколков при взрыве: а) МВ5; б) МВ4; в) увеличенный фрагмент

Способы снижения дальности разлета кусков, предусмотренные Техническими правилами ведения взрывных работ на дневной поверхности, разработаны для порядной схемы взрывания зарядов. При порядном инициировании зарядов в условиях ограниченных рабочих площадок поверхность взрывающего массива должна быть полностью защищена укрытиями.

При поскважинном инициировании зарядов с увеличенными интервалами замедления наибольший выброс пыли, газов и разрыхленной породы происходит при взрыве зарядов в ненарушенном массиве горных пород. С увеличением интенсивности предразрушения массива разброс кусков породы снижается, что позволяет уменьшать площадь укрытия места взрыва за счет его установки только на скважины стартового комплекта, дающие наибольший выброс.

Газопроницаемое укрытие из автошин при порядном взрывании работало как единая упругая система, и ударные импульсы, воздействующие на укрытие от взрыва зарядов, принимались одинаковыми. При поскважинном взрывании зарядов

размеры укываемой части блока, масса автошин, диаметр соединительных элементов в значительной степени зависят от величины ударных импульсов и схемы взрывания.

При многорядном расположении скважин интенсивность предразрушения в окрестностях скважин врубового ряда ниже, чем в окрестностях остальных скважин блока, поэтому подбор параметров укрытия произведем по результатам взрыва с однорядным расположением скважин. Определим параметры укрытия для исходных данных, соответствующих условиям проведения массового взрыва МВ5. В скважинах 4 и 5 была сформирована забойка, и при взрыве этих зарядов автошины практически не отрывались от поверхности уступа (рисунок 4.41, а). В подобных условиях при наличии прочной забойки скважин укрытие должно быть установлено как минимум на первые три скважины блока, дающие наибольший выброс. При многорядном расположении скважин и старте взрыва с середины блока размеры укрытия в этом случае должны составить не менее $20,0 \times 20,0$ м при сетке расположения скважин $5,0 \times 5,0$ (рисунок 4.42).

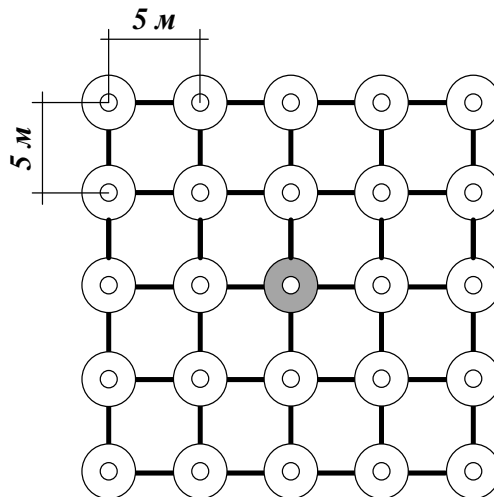


Рисунок 4.42 – Схема укрытия

При взрыве первого заряда ударный импульс действует на центральную автошину укрытия. Допустим, ей сообщается начальная скорость, равная $8,86$ м/с. При такой начальной скорости свободно уложенная над скважиной автошина будет подброшена на высоту 4 м, а ударный импульс составит $3543,56$ кг·м/с. Согласно результатам расчета с помощью описанного в главе 3 алгоритма высота подброса

автошины массой 400 кг в составе газопроницаемого укрытия при заданной начальной скорости составит 0,4 м, а время подъема автошины – 150 мс. Таким образом, при замедлениях свыше 300 мс автошина достигнет поверхности уступа раньше, чем взорвется следующий заряд, и будет удерживать соседние автошины.

При движении вверх центральная автошина за соединительные элементы подтягивает за собой соседние автошины, однако, согласно результатам расчета, величина горизонтальных смещений не превышает 0,05 м. Следовательно, два дополнительных ряда автошин обеспечивают не только небольшую высоту подброса центральной автошины при воздействии на нее ударного импульса от взрыва первого заряда, но и минимальные горизонтальные смещения автошин, выполняющих роль анкерных до взрыва зарядов, над которыми они установлены.

При изменении массы автошины с 300 до 600 кг и сохранении начальной скорости 8,86 м/с время и высота подброса автошины меняется незначительно. Для подброса автошины большей массы на высоту 4 м на нее должен подействовать больший ударный импульс, и усилия в связях возрастут. В таблице 4.3 для разных размеров автошин определены максимальные усилия в соединительных элементах. Диаметр соединительных элементов выбран в соответствии с ГОСТ 3079–80.

Таблица 4.3 - Диаметр соединительных элементов

Масса автошины, кг	Ударный импульс, кг·м/с	Максимальное усилие, кН	Диаметр, мм
300	2657,7	103,3	15,5
400	3543,6	131,9	17,0
500	4429,5	167,0	19,5
600	5315,3	202,6	21,5

Результаты расчета зависят от заданной площади сечения элементов, поэтому при подборе сечения по значениям максимальных усилий необходимо производить проверочный расчет с учетом установленного диаметра соединительных элементов.

При разработке технологии безразлетного взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов при порядном короткозамедленном взрывании в ходе промышленных испытаний было взорвано более 300 тыс. м³ горной массы [24], что позволило разработать рекомендации по выбору рациональных параметров укрытия и конструктивные решения, обеспечивающие его безопасную работу. Экспериментальные данные, проведенные в рамках данного исследования, не позволяют разработать новые рекомендации по технологии безразлетного разрушения горных пород взрывом с использованием НСИ в связи с отсутствием объектов, на которых можно произвести испытания газопроницаемого укрытия при увеличенных интервалах замедления. Производство экспериментальных взрывов требует значительных затрат, а соблюдение условий подобия в реальном массиве горных пород затруднено, поэтому параметры укрытия и размеры укрываемой части блока должны определяться с учетом конкретных условий производства работ (например, горно-геологических условий, средств инициирования зарядов, способов зарядки скважин, особенностей применяемого укрытия) и действующих на площадке ограничений.

Наличие зоны предразрушения и возникающие на ее основе задачи разработки эффективных и безопасных способов взрывного рыхления горных пород требуют более глубокого изучения вопросов, связанных с влиянием интервалов замедления на интенсивность предразрушения. Предложенный способ оценки интенсивности предразрушения позволяет установить рост интенсивности предразрушения массива с увеличением интервалов замедления и расширяет существующие представления о предразрушающем действии взрыва. При поскважинном взрывании зарядов энергия, затрачиваемая на перемещение породы, может быть преобразована в энергию дополнительного дробления путем увеличения интервалов замедления. В результате проведенного исследования разработаны основы технологии безразлетного рыхления горных пород с учетом предразрушения массива. Реализация этих основ в конкретных условиях является задачей дальнейших исследований.

Внедрение результатов диссертационной работы на предприятии ООО «АВТ-Амур» в Амурской области позволило сократить затраты времени на подготовительно-восстановительные мероприятия исключением демонтажа ЛЭП и снижением расстояния перегона техники в пределах опасной зоны при производстве 124 массовых взрывов в течение 2021 года. Результаты исследования также используются в учебном процессе Тихоокеанского государственного университета при изучении дисциплины «Технология и безопасность взрывных работ» (приложение Д).

4.6 Выводы по главе 4

1. Предложенный комбинированный способ оценки интенсивности предразрушения по изменению высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки, забоечного материала из скважин с забойкой и по ударным импульсам, воздействующим на автошины, позволяет установить рост интенсивности предразрушения массива с увеличением интервалов замедления.
2. На основе динамики изменения высоты пылегазовых выбросов из скважин и ударных импульсов, действующих на автошины, в процессе развития экспериментальных взрывов с интервалами замедления от 150 до 1000 мс выявлено, что интервал замедления 1000 мс является достаточным для завершения трещинообразования в разрушаемом массиве. При интервалах замедления 1000 мс высота выброса из второй скважины группы снизилась примерно на 60% по отношению к первой скважине и незначительно менялась при взрыве следующих зарядов, а разброс значений ударных импульсов минимальный по сравнению с другими взрывами.
3. Экспериментальные исследования подтвердили, что зона предразрушения формируется при поскважинном инициировании зарядов с интервалами замедления не менее 100 мс. При нарушении заданной последовательности инициирования зарядов наблюдалось снижение интенсивности предразрушения массива. При замедлениях 1000 мс отклонения интервалов от

номиналов в пределах допустимых изготовителем значений оказали наименьшее влияние на исследуемые параметры.

4. При одинаковой схеме расположения зарядов результаты взрывов при различных интервалах замедления качественно отличаются. При замедлениях 150 мс наблюдается мощный выброс газовой струи и разрыхленной породы. С увеличением интервалов замедления большее количество энергии уходит на дробление и меньшее – на выброс разрыхленной породы. При интервалах замедления 1000 мс, массе заряда 60,75 кг и глубине скважины 5,5 м даже при отсутствии забойки не наблюдалось разлета осколков породы за пределы блока.
5. Установлены диапазоны снижения ударных импульсов при различных интервалах замедления. Наибольшие ударные импульсы действуют при взрыве зарядов в ненарушенном предшествующими взрывами массиве горных пород. Учитывая основной недостаток НСИ, который заключается в низкой точности момента инициирования зарядов, при взрыве пяти зарядов с интервалами замедления 150 мс ударные импульсы на автошины массой 400 кг снизились в 1,8 раза. При увеличении интервалов межскважинного замедления от 150 до 1000 мс значения ударных импульсов снизились еще в 1,6 раза.
6. Результаты экспериментальных массовых взрывов с интервалами замедления 150×200 и 300×400 мс указывают на отсутствие резких перепадов высотных отметок на поверхности развала и отсутствие негабарита. Горная масса осталась в контуре взорванного блока.
7. При глубине скважины 5,5 м, массе заряда 50,75 кг и замедлениях от 150 мс до 400 мс забойка скважин из бурового шлама позволила исключить пылегазовые выбросы. Пять из шести автошин, уложенных на скважины с забойкой, при взрыве практически не отрывались от поверхности уступа. На шестую автошину воздействовал ударный импульс, равный $3,4 \cdot 10^3$ кг·м/с. При исходных данных, соответствующих условиям проведения эксперимента, с помощью разработанного алгоритма определены параметры газопроницаемого укрытия из упругих элементов.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертация является завершенной научно-квалификационной работой, в которой на основании выполненных исследований решена актуальная научная задача по обоснованию параметров и технологии взрывного рыхления горных пород, обеспечивающих минимальный разлет кусков взорванной породы за счет увеличения интенсивности предразрушения массива в окрестностях зарядов, что имеет важное значение для повышения эффективности и безопасности процессов разрушения горных пород.

Основные научные и практические результаты заключаются в следующем:

1. На основе анализа отечественного и зарубежного опыта взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках выделены основные способы снижения разлета кусков взорванной породы: уменьшение массы заряда, повышение прочности забойки, короткозамедленное взрывание, применение неэлектрических и электронных систем инициирования, использование защитных укрытий. Технология безразлетного взрывного рыхления скальных пород под газопроницаемым укрытием из упругих элементов показала наиболее высокую надежность и экономическую эффективность в сравнении с другими способами укрытия мест взрыва.

2. По результатам экспериментальных массовых взрывов установлено увеличение интенсивности предразрушения массива в окрестностях скважинных зарядов при увеличении интервалов замедления от 150 до 1000 мс, что выражено в снижении высоты пылегазовых выбросов и ударных импульсов, воздействующих на свободно уложенные над зарядами автошины. При взрыве четырех групп зарядов с интервалами замедления 150, 400, 600, 1000 мс выявлено, что интервал в 1000 мс является достаточным для завершения трещинообразования в зоне предразрушения.

3. Наибольшие ударные импульсы действуют при взрыве зарядов в ненарушенном предшествующими взрывами массиве горных пород. При взрыве

группы из пяти зарядов без забойки с интервалами замедления 150 мс ударные импульсы на автошины массой 400 кг снизились в 1,8 раза, а при увеличении интервалов до 1000 мс – еще в 1,6 раза. Значения коэффициентов, уменьшающих величину ударного импульса, соответствуют заданным условиям ведения работ и могут меняться в зависимости от горно-геологических условий.

4. Разработаны математическая модель и алгоритм расчета газопроницаемого укрытия как динамической конструктивно и геометрически нелинейной системы. В результате расчета определяются перемещения автошин и внутренние усилия в соединительных элементах укрытия при заданной последовательности инициирования зарядов, что позволяет подобрать параметры укрытия, обеспечивающие его эффективную работу. Адекватность предложенной модели подтверждена сравнением с результатами натурального эксперимента.

5. Снижение высоты подброса автошин свидетельствует об уменьшении высоты и радиуса разлета осколков. При массе заряда 50,75 кг и замедлениях от 150 мс до 400 мс пять из шести автошин, уложенных на скважины с забойкой, при взрыве практически не отрывались от поверхности уступа. При интервалах замедления 1000 мс и массе заряда 60,75 кг (даже при отсутствии забойки) не наблюдалось разлета кусков породы за пределы блока. Поскважинное взрывание зарядов с увеличенными интервалами замедления, в дополнение к существующим способам снижения дальности разлета кусков, позволяет уменьшать размеры укрываемой части блока. Параметры укрытия и размеры укрываемой части блока должны определяться с учетом конкретных условий производства работ, величины зоны предразрушения и существующих на площадке ограничений. Развитие технологии безразлетного рыхления горных пород под газопроницаемым укрытием в конкретных условиях является задачей дальнейших исследований.

6. Внедрение результатов диссертационной работы на предприятии ООО «АВТ-Амур» в Амурской области позволило сократить затраты времени на подготовительно-восстановительные мероприятия исключением демонтажа ЛЭП и снижением расстояния перегона техники в пределах опасной зоны при производстве 124 массовых взрывов.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Кирюшина, Е. В. Технология и безопасность взрывных работ : учебное пособие / Е. В. Кирюшина, В. Н. Вокин, М. Ю. Кадеров. – Красноярск : СФУ, 2018. – 234 с.
2. Трясцин, А. В. Способ уменьшения взрывоопасной зоны / А. В. Трясцин, К. А. Кочнев, Л. С. Морозов // Технология и безопасность взрывных работ : материалы научно-производственного семинара по взрывным работам, 2016 г. – Екатеринбург : Изд-во АМБ, 2017. – С. 48 – 50.
3. 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.
4. О Стратегии развития железнодорожного транспорта в Российской Федерации до 2030 года (вместе с «Планом мероприятий по реализации в 2008 - 2015 годах Стратегии развития железнодорожного транспорта в Российской Федерации до 2030 года») : распоряжение Правительства РФ от 17.06.2008 № 877-р // Собрание законодательства Российской Федерации. – 2008. – № 29 (ч. II). – Ст. 3537.
5. ВСН 175-71. Инструкция по обеспечению безопасности движения поездов при производстве буровзрывных и скальных работ на строительстве вторых путей / Минтрансстрой. – М. : Оргтрансстрой, 1971. – 31 с.
6. ВСН 178-91. Нормы проектирования и производства буровзрывных работ при сооружении земляного полотна (утв. Государственной корпорацией «Трансстрой» 09.12.1991 N МО-05) // ООО «Совтинфо». – URL: <https://client.consultant.ru/site/list/?id=1012991641>(дата обращения: 30.09.2021).
7. Гурин, А. А. Совершенствование методики оценки действия массовых выбросов в карьерах на окружающую среду / А. А. Гурин, В. И. Ляшенко // Безопасность труда в промышленности. – 2018. – № 1. – С. 35 – 41.

8. Певзнер, М. Е. Горная экология: учебное пособие для вузов/ М. Е. Певзнер – М. : Изд-во Московского государственного горного университета, 2003. – 395 с.
9. Комащенко, В. И. Потенциал повышения качества, надежности и экологической безопасности технологии взрывных работ на карьерах / В. И. Комащенко, Е. Д. Воробьев, Д. А. Волков // Известия ТулГУ – Науки о Земле. – 2018. – № 1. – С. 166 – 179.
10. Звягинцева, А. В. Расчет неорганизованных выбросов пыли и вредных газов в атмосферу при взрывных работах на карьере Михайловского горно-обогатительного комбината и мероприятия, направленные на сокращение пылегазовых выбросов при массовых взрывах / А. В. Звягинцева, С. А. Сазонова, В. В. Кульнева // Академический вестник ЕЛРПТ Академический вестник ЭЛПИТ. – 2018. – Т. 3, № 3. – С. 18 – 29.
11. Комков, В. Г. Уменьшение вредного влияния продуктов взрыва на окружающую среду при буровзрывных работах / В. Г. Комков, В. В. Жуковский // Природные ресурсы и экология Дальневосточного региона : материалы II Междунар. науч.-практ. форума (г. Хабаровск, 4 мая 2017 г.). – Хабаровск : ТОГУ, 2017. – С. 102 – 108.
12. Шевкун, Е. Б. Совершенствование конструкции заряда в условиях разреза «Буреинский» / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. И. Добровольский, А. А. Галимьянов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 4. С. 337 – 340.
13. Белкин, А. Л. Безопасность и экологичность - ключевые направления в производстве и применении промышленных взрывчатых веществ в Кузбассе / А. Л. Белкин, А. А. Чеховской, А. М. Жарков, В. Б. Иоффе, П. Н. Ефремовцев // Горная промышленность. – 2015. – № 6. – С. 32 – 33.
14. Петерс, К. И. Опыт снижения сейсмического воздействия на окружающую среду и население при производстве массовых взрывов в филиалах ОАО «УК «Кузбассразрезуголь» / К. И. Петерс // Вестник НЦ ВостНИИ. – 2018. – № 3. – С. 81 – 87.

15. Шевкун, Е. Б. Взрывные работы под укрытием : монография / Е. Б. Шевкун. – Хабаровск : Изд-во ХГТУ, 2004. – 202 с.
16. Инструкция по организации и безопасному производству взрывных работ в стесненных условиях с применением предохранительных укрытий ; под ред. Г. П. Берсенева. – Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 2010. – 31 с.
17. Belanger. (1967). Flexible blasting mat : United States Patent. US3331322A. – Date of Patent : Jul. 18, 1967.
18. Arcand, L. H. Blasting mat : United States Patent. US4315463A. – Date of Patent : Feb. 16, 1982.
19. Crook, J. Multi-layer rubber mat : United States Patent. US005482754A. – Date of Patent : Jan. 9, 1996.
20. Coy, M. K. Test development to determine the feasibility of rubber tractor treads for use as blasting mats : Masters Theses. – Missouri University of Science and Technology, 2014. – 81 p. – URL : https://scholarsmine.mst.edu/masters_theses/7538 (дата обращения: 08.10.2021).
21. Шифрин, Е. И. Моделирование воздействия взрыва на газонепроницаемое укрытие / Е. И. Шифрин, М. А. Украинцев // Взрывное дело. – М. : Недра, 1980. – № 82/39. – С. 247 – 254.
22. Авдеев, Ф. А. Новый вид защиты от разлета кусков породы при взрывах / Ф. А. Авдеев, С. В. Южаков // Взрывное дело. – М. : Недра, 1966. – № 61/18. – С. 218 – 223.
23. Берсенева, Г. П. Обоснование резервов снижения стоимости взрывных работ / Г. П. Берсенева, И. С. Крапивина, В. Е. Стровский // Известия вузов – Горный журнал. – 2012. – № 7. – С. 54 – 59.
24. Лещинский, А. В. Взрывные работы под укрытием в транспортном строительстве : монография / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, Н. К. Лукашевич. – Хабаровск : Изд-во ТОГУ, 2014. – 182 с.
25. Аверьянов, В. И. Взрывные работы вблизи городских и промышленных объектов / В. И. Аверьянов, А. А. Добрынин // Горный журнал. – 1999. – № 11. – С. 78 – 80.

26. Меньшиков, П. В. Применение предохранительных укрытий из шин автосамосвалов при ведении взрывных работ на Карагайском карьере / П. В. Меньшиков, С. С. Таранжин, А. С. Флягин // Проблемы недропользования. – 2019. – № 2. – С. 27 – 33.

27. Меньшиков, П. В. О возможности применения комбинированных предохранительных укрытий при проведении взрывных работ в стесненных условиях / П. В. Меньшиков, С. С. Таранжин, А. С. Флягин // Проблемы недропользования. – 2019. – № 2. – С. 27 – 33.

28. Blasting strong rocks in the constrained conditions / A. Piotrovich, A. Leshchinsky, E. Shevkun, O. Kostyunina // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2019. – № 403. – P. 012212.

29. Митюшкин, Ю. А. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления / Ю. А. Митюшкин, Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников, А. В. Ружицкий, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015. – № 4. – С. 341 – 348. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/optimizatsiya-parametrov-vzryvnyh-rabot-uvvelicheniem-intervalov-zamedleniya> (дата обращения: 08.10.2021).

30. Лещинский, А. В. Оценка смещения горных пород в процессе массового взрыва / А. В. Лещинский, А. Ю. Плотников, Е. Б. Шевкун // Ученые заметки ТОГУ. – Хабаровск, 2020. – Т. 11, № 1. – С. 252 – 262.

31. Special aspects of explosive loosening with minimal rock displacement / E. Shevkun, A. Leshchinsky, A. Plotnikov // VIII International Scientific Conference «Problems of Complex Development of Georesources»: Web of Conferences. – 2020. – № 192. – P. 01003. – URL: https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/pdf/2020/52/e3sconf_pcdg2020_01003.pdf (дата обращения: 10.08.2021).

32. Shevkun, E. B. Development of Complex Ore Zones / E. B. Shevkun., A. V. Leshchinsky, A. Yu. Plotnikov // IOP Conference Series. Earth and Environmental Science. – 2021. – Vol. 666. – P. 062023.

33. Баранов, Е. Г. Короткозамедленное взрывание / Е. Г. Баранов. – Фрунзе: Илим, 1971. – 147 с.
34. Rossmanith, H. P. The use of Lagrange diagrams in precise initiation blasting. Part 1: two interacting blast holes / H. P. Rossmanith // *Fragblas*. – 2002. – № 6 (1). – P. 104 – 136.
35. Rossmanith, H. P. Supersonic detonation in rock mass. Part 2 : particle displacements and velocity fields for single and multiple non-delayed and delayed detonating blast-holes / H. P. Rossmanith, N. Kouzniak // *Fragblast*. – 2004. – № 8 (2). – P. 95 – 117.
36. Vanbrabant, F. Impact of short delays sequence on fragmentation by means of electronic detonators: theoretical concepts and field validation / F. Vanbrabant, A. Espinosa // *The 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast 8, 7-11th of May 2006 in Santiago, Chile.* – 2006. – P. 326 – 331.
37. Katsabanis, P. D. The effect of the delay time on fragmentation distribution through small- and medium-scale testing and analysis / P. D. Katsabanis, O. Omidi // *Proceedings of 11th international symposium on rock fragmentation by blasting (Fragblast 11) / The Australasian Institute of Mining and Metallurgy ; Spathis AT et al (eds).* – Carlton, 2015. – P. 715 – 720.
38. Камянский, В. Н. Повышение эффективности скважинной отбойки на карьерах при разновременном взрывании скважинных зарядов : дис. ... канд. техн. наук : 25.00.20 / Камянский Виктор Николаевич. – М., 2018. – 123 с.
39. Numerical simulation of stress wave interaction in short-delay blasting with a single free surface / Qiu X., Hao Y., Shi X., Hao H., Zhang S., Gou Y. // *PLoS ONE*. – 2018. – № 13(9). – P. 0204166.
40. A study of smooth wall blasting fracture mechanisms using the Timing Sequence Control Method / X. P. Li, J. H. Huang, Y. Luo, P. P. Chen // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2017. – Vol. 92. – P. 1 – 8.
41. Blair, D. P. Limitations of electronic delays for the control of blast vibration and fragmentation / D. P. Blair // *Proceedings of the 9th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting.* – Granada, Spain, 2010. – P. 171 – 184.

42. Stress Wave Interaction Between Two Adjacent Blast / Yi C. P. Holes, Yi J., Daniel, N. Ulf, B. Ali // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2015. – № 49(5). – P. 1803 – 1812.
43. Chenxi D. Stress wave superposition effect and crack initiation mechanism between two adjacent boreholes / D. Chenxi, Y. Renshu Yang, F. Chun // *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*. – 2021. – № 138. – P. 104622.
44. A numerical study of the impact of short delays on rock fragmentation / C. Yi, J. Sjöberg, D. Johansson, N. Petropoulos // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2017. – № 100. – P. 250 – 254.
45. Покровский, Г. И. Взрыв / Г. И. Покровский. – Изд.4-е перераб. и доп. – М. : Недра, 1980. – 190 с.
46. Скачков, А. А. Исследование взаимодействия зарядов при многорядном короткозамедленном взрывании / А. А. Скачков // *Известия высших учебных заведений – Горный журнал*. – 2014. – № 5. – С. 63 – 69.
47. Мельников Н. В. К вопросу о работе и механизме действия взрыва в твердых средах / Н. В. Мельников, Л. Н. Марченков // *Взрывное дело*. – М. : Госгортехиздат, 1960. – № 45/2.– С. 5 – 19.
48. Баум, Ф. А. Процессы разрушения горных пород взрывом / Ф. А. Баум // *Взрывное дело*. – М. : Недра, 1963. – С. 262 – 285.
49. Филиппов, В. К. Исследование характера разрушения хрупких материалов при различных скоростях нагружения / В. К. Филиппов // *Вопросы разработки месторождений полезных ископаемых Казахстана : сб. статей*. – Алма-Ата : Изд-во АН КазССР, 1961.
50. Short-delay blasting with single free surface: results of experimental tests / Qiu X., Shi X., Gou Y., Zhou J., Chen H., Huo X. // *Tunnelling and Underground Space Technology*. – 2018. – № 74. – P. 119 – 130.
51. Кучерявый, Ф. И. Многорядное короткозамедленное взрывание на карьерах строительных материалов / Ф. И. Кучерявый, А. С. Олейников, А. Т. Волов. – Киев : Будівельник, 1975. – 84 с.

52. Correlation of shot design parameters to fragmentation / R. E. Otterness, M. S. Stagg, S. A. Rholl, N. S. Smith // Proceedings of 7th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, ISEE. – Las Vegas, 1991. – P. 179 – 191.

53. Bhagade, N.V. Enhancing rock fragmentation in dragline bench blasts using near-field ground vibration dynamics and advanced blast design / N. V. Bhagade, V.M.S.R. Murthy M. S. Ali // Powder Technology. – 2021. – № 381. – P. 421 – 439.

54. Артемьев, Э. П. Обоснование оптимальных интервалов времени замедления при производстве массовых взрывов на карьерах / Э. П. Артемьев, А. В. Трясцин // Известия вузов – Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 84 – 87.

55. Шевкун, Е. Б. Особенности взрывного рыхления при увеличенных интервалах замедления / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2017. – № 4. – С. 272 – 282.

56. Лещинский, А. В. Выбор пути повышения производительности карьерного экскаватора / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, А. Р. Вершинина, И. Н. Белозеров // Маркшейдерия и недропользование. – 2021. – № 1. – С. 40 – 45.

57. Справочник взрывника / под общ. ред. Б. Н. Кутузова. – М. : Недра, 1988. – 510 с.

58. Кук, М. А. Наука о промышленных взрывчатых веществах / М. А. Кук. – М. : Недра, 1980. – 455 с.

59. Садовский, М. А. О размере зон необратимого деформирования при взрыве в блочной среде / М. А. Садовский, В. В. Адушкин, А. А. Спивак // Динамические процессы в геосферах: геофизика сильных возмущений : сб. науч. тр. – М. : Ин-т динамики геосфер, 1994. – С. 45 – 56.

60. Хопунов, Э. А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья (в обогащении и металлургии) / Э. А. Хопунов. – Екатеринбург : УИПЦ, 2013. – 428 с.

61. Викторов, С. Д. Предразрушение горных пород как стадия процесса разрушения при квазистатическом и динамическом нагружении / С. Д. Викторов,

А. Н. Кочанов, В. Н. Одинцев // Записки Горного института. – 2007. – Т. 171. – С. 153 – 157.

62. Лупий, С. М. Зоны предразрушения при буровзрывном способе проведения горных выработок и влияния их на параметры анкерного крепления / С. М. Лупий // Взрывное дело. – 2016. – № 115/72. – С. 226 – 232.

63. Скачков, А. А. Исследование особенностей формирования силовых полей, взрывного разрушения при дифференцированном энергонасыщении породного массива / А. А. Скачков, С. А. Жуков // Гірничий вісник. – 2017. – № 102. – С. 73 – 78.

64. Черепанов, Г. П. Механика хрупкого разрушения / Г. П. Черепанов. – М. : Наука, 1974. – 640 с.

65. Qiu, P. Experimental study on mode-I and mixed-mode crack propagation under tangentially incident P waves, S waves and reflected waves in blasts / Qiu P., Yue Z., Yang R. // Engineering Fracture Mechanics. – 2021. – № 247. – P. 107664.

66. Каркашадзе, Г. Г. Моделирование роста трещины под действием циклической нагрузки / Г. Г. Каркашадзе, П. В. Ларионов, П. Н. Мишин // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2011. – № 3. – С. 258 – 262.

67. Duvall, W. J. Rock breakage by explosive / W. J. Duvall, T. C. Atchison // Missouri School of Mines and Metallurgy : Symposium on Mining Research. – 1959. – P. 100.

68. Hino, K. Fragmentation of rock through blasting and shock waves, theory of blasting / K. Hino // Quarterly of the Colorado School of Mines. – Golden, 1956. – № 51. – P. 189 – 209.

69. Шевкун, Е. Б. Расчет соединительных элементов локализатора взрыва / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Н. К. Лукашевич // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – № 4. – С.151 – 158.

70. Штукарин, Н. Г. Физика взрыва в прикладных задачах / Н. Г. Штукарин. – Красноярск : Ситалл, 2010. – 309 с.

71. Шевкун, Е. Б. Графо-аналитический метод определения интенсивности предварительного разрушения окрестностей взрывных скважин / Е. Б. Шевкун, А.

В. Лещинский, Е. А. Шишкин, Ю. А. Лысак // Взрывное дело. – М. : ИПКОН РАН, 2018. – №121/78. – С. 33 – 47.

72. Александров, В. Е. О взаимосвязи прочностных и акустических свойств пород в зоне предразрушающего действия взрыва / В. Е. Александров, А. Н. Кочанов, Б. В. Левин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1987. – № 4. – С. 24 – 32.

73. Сеинов, Н. П. Вклад В.Е. Александрова в развитие взрывного дела / Н. П. Сеинов // Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород : сб. статей. – М., 1997. – С. 43 – 50.

74. Шемякин, Е. И. Параметры волн напряжений и предразрушение прочных пород при взрыве/ Е. И. Шемякин, А. Н. Кочанов, Н. И. Деньгина // Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород ; под ред. Е. И. Шемякина. – М. : ННЦГП - ИГД им. А. А. Скочинского, 1997. – С. 15 – 25.

75. Юровских, А. В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва : дис. ... канд. техн. наук : 25.00.20 / Юровских Андрей Викторович. – СПб., 2003. – 119 с.

76. Кочанов, А. Н. Волновое предразрушение монолитных горных пород при взрыве / А. Н. Кочанов, В. Н. Одинцев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2016. – № 6. – С. 38 – 48.

77. The choice of explosion parameters for obtaining specified precollapse of a rock mass / A. V. Leshchinskiy, E. B. Shevkun, Y. A. Lysak, A. Y. Plotnikov, O. A. Kostyunina // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. – 2021. – № 666. – P. 052061.

78. Sanchidrián, J. A. Energy components in rock blasting / J. A. Sanchidrián, P. Segarra, L. M. López // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2007. – № 44. – P. 130 – 147.

79. Голик, В. И. Оптимизация проектов буровзрывных работ на карьерах с использованием компьютерных информационных систем / В. И. Голик, В. Комащенко // Безопасность труда в промышленности. – 2016. – № 7. – С. 54 – 60.

80. Шевкун, Е. Б. Оценка динамики экспериментальных массовых взрывов на карьерах / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Ю. А. Горбуля // Вестник Тихоокеанского государственного университета. – Хабаровск, 2015. – № 2. – С. 137 – 146.
81. Яблонский, А. А. Курс теоретической механики : для вузов / А. А. Яблонский, В. М. Никифорова. – 4-е изд., перераб. – М. : Высшая школа, 1971. – Ч. 2 : Динамика. – 486 с.
82. Демидюк, Г. П. Роль и эффективность забойки в горных взрывных работах / Г. П. Демидюк. – М. : ИГД им. А.А. Скочинского, 1964. – 20 с.
83. Демидюк, Г. П. О повышении степени полезного использования энергии взрыва / Г. П. Демидюк // Взрывное дело. – М. : Недра, 1966. – № 60/17. – С. 237–254.
84. Беляев, А. Ф. О природе фугасного и бризантного действия / А. Ф. Беляев, М. А. Садовский // Физика взрыва : сб. № 1 науч.- исслед. работ в области физики взрыва. – М. : Изд-во Акад. наук СССР, 1952. – С. 3 – 19.
85. Друкованый, М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах / М. Ф. Друкованый. – М. : Недра, 1973. – 416 с.
86. Кутузов, Б. Н. Методы ведения взрывных работ : учебник для вузов / Б. Н. Кутузов. – Изд. 2-е, стер. – М. : «Горная книга», Изд-во МГГУ, 2009. – Ч. 1 : Разрушение горных пород взрывом. – 471 с.
87. Зенкевич, О. К. Метод конечных элементов в технике : пер. с англ. / О. К. Зенкевич. – М. : Мир, 1975. – 541 с.
88. Розин, Л. А. Метод конечных элементов в применении к упругим системам / Л. А. Розин. – М. : Стройиздат, 1977. – 129 с.
89. Сегерлинд, Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд ; пер. с англ. – М. : Мир, 1979. – 392 с.
90. Галлагер, Р. Метод конечных элементов. Основы ; пер. с англ. / Р. Галлагер. – М. : Мир, 1984. – 428 с.
91. Дарков, А. В. Строительная механика : учебник / А. В. Дарков, Н. Н. Шапошников. – 8-е изд., перераб. и доп. – М. : Высшая школа, 1986. – 606 с.

92. Розин, Л. А. Задачи теории упругости и численные методы их решения /Л. А.Розин. – СПб. : Изд-во СПбГТУ, 1998. – 532 с.
93. Reddy, J. N. Introduction to the finite element method / J. N. Reddy. – Oxford : Oxford University Press, 2005. – 463 p.
94. Игнатъев, А.В. Основные формулировки метода конечных элементов в задачах строительной механики / А. В. Игнатъев // Вестник МГСУ. – 2014. –Ч. 1, № 11. – С. 37 – 57.
95. Клаф, Р. Динамика сооружений : пер. с англ. / Р. Клаф, Дж. Пензиен. – М. : Стройиздат, 1979. – 320 с.
96. Бате, К. Численные методы анализа и метод конечных элементов / К. Бате, Е. Вилсон. – М. : Стройиздат, 1982. – 447 с.
97. Строительная механика : Динамика и устойчивость сооружений : учебник / А. Ф. Смирнов, А. В. Александров, Б. Я. Лашеников, Н. Н. Шапошников. – М. : Стройиздат, 1984. – 415 с.
98. Hughes, T.J.-R. The Finite Element Method: Linear Static and Dynamic Finite Element Analysis / T.J.-R. Hughes. – New Jersey : Prentice hall Inc., 1987. – 804 p.
99. Argyris, J. Dynamics of Structures. Texts on Computational Mechanics / J. Argyris, H. P. Mlejnek. – Amsterdam : Elsevier Science Publ., 1991. – Vol. 5. – 606 p.
100. Оден, Дж. Конечные элементы в нелинейной механике сплошных сред / Дж. Оден ; пер. с англ. – М. : Мир, 1976. – 464 с.
101. Ананян, В. В. Расчет геометрически и физически нелинейных стержневых систем методом конечного элемента / В. В. Ананян // Исследования по расчету элементов пространственных систем : сб. тр. – М. : Университет дружбы народов, 1987. – С. 116 – 122.
102. Рекач, Ф. В. Методика расчета пространственных стержневых систем с учетом физической и геометрической нелинейностей / Ф. В. Рекач // Строительная механика и расчет сооружений. – 1978. – № 5. – С. 6 – 14.
103. Belytschko, T. Nonlinear finite elements for continua and structures / T. Belytschko, W.K. Liu, B. Moran. – Chichester : J. Wiley & Sons, 2000. – 300 p.

104. Reddy, J. N. An introduction to nonlinear finite element analysis / J. N. Reddy. – Oxford : Oxford University Press, 2004. – 488 p.
105. Новожилов, В. В. Теория упругости / В. В. Новожилов. – Л. : Судпромгиз, 1958. – 370 с.
106. Перельмутер, А. В. Расчетные модели сооружений и возможность их анализа / А. В. Перельмутер, В. И. Сливкер. – Изд. 4-е, перераб. и доп. – М. : Изд-во СКАД Софт, 2011. – 732 с.
107. Лукаш, П. А. Основы нелинейной строительной механики / П. А. Лукаш. – М. : Стройиздат, 1978. – 204 с.
108. Crisfeld, M. A. Non-linear finite element analysis of solids and structures. Vol. 1 : Essentials / M. A. Crisfield. - Chichester : J. Wiley & Sons, 1991. – 362 p.
109. Wriggers P. Nonlinear finite elements methods / P. Wriggers. – Berlin : Springer - Verlag Berlin Heidelberg, 2008. – 559 p.
110. Вовкушевский, А. В. К решению задач теории упругости с односторонними связями методом конечных элементов / А. В. Вовкушевский, В. А. Зейлигер // Известия ВНИИГ имени Б. Е. Веденеева. – 1979. – Т. 129. – С. 27 – 31.
111. Розин, Л. А. Вариационные постановки задачи теории упругости с идеальными односторонними связями. Задачи Синьорини / Л. А. Розин // Метод конечных элементов и строительная механика : сб. статей. – Л. : ЛПИ, 1979. – С. 3 – 15.
112. Устойчивость и колебания деформируемых систем с односторонними связями / В. А. Баженов, Е. А. Гоцуляк, С. Г. Кондаков, А. И. Оглобля. – Киев : Выща шк., 1989. – 398 с.
113. Ким, Т. С. Расчет систем с односторонними связями как задача о дополнителности / Т. С. Ким, В. Г. Яцура // Строительная механика и расчет сооружений. – 1989. – № 3. – С. 41 – 43.
114. Lemke C. E. Some pivot schemes for the linear complementarity problem / C. E. Lemke // Mathematical Programming Studies. – 1978. – № 7. – P. 15 – 35.

115. Реклейтис, Г. Оптимизация в технике : в 2 кн. / Г. Реклейтис, А. Рейвиндран, К. Рэгсдел. – М. : Мир, 1986. – Кн. 2. – 320 с.

116. Panagiotopoulos, P. D. Boundary minimum principles for the unilateral contact problems / P. D. Panagiotopoulos, P. P. Lazaridis // International Journal of Solids and Structures. – 1987. – Vol. 23, № 11. – P. 1465 – 1484.

117. Kikuchi, N. Contact problems in elasticity: a study of variational inequalities and finite element methods / N. Kikuchi, J. T. Oden // SIAM Philadelphia. – 1988. – № 495. – P. 144.

118. Klarbring, A. On discrete and discretized non-linear elastic structures in unilateral contact (stability, uniqueness and variational principles) / A. Klarbring. International journal of solids and structures. – 1988. – Vol. 24, № 5.– P. 459 – 479.

119. Klarbring, A. A mathematical programming approach to contact problems with friction and varying contact surface / A. Klarbring, G. Bjorkman // Computers and Structures. – 1988. – Vol. 30, № 5. – P. 1185 – 1198.

120. Kwak, B. M. A complementarity problem formulation for two dimensional frictional contact problems / B. M. Kwak, S. S. Lee // Computers and Structures. – 1988. – Vol. 28, № 4. – P. 469 – 480.

121. Рабинович, И. М. Некоторые вопросы теории сооружений, содержащих односторонние связи / И. М. Рабинович // Инженерный сборник. – М., 1950. – Т. 6.

122. Рабинович, И. М. Вопросы теории статического расчета сооружений с односторонними связями / И. М. Рабинович. – М. : Стройиздат, 1975. – 145 с.

123. Люминарский, И. Е. Метод расчета линейных систем, ограниченных односторонними связями, при статистическом нагружении / И. Е. Люминарский, С. Е. Люминарский // Вестник Московского государственного технического университета им. Н. Э. Баумана. Сер. Машиностроение. – 2009. – № 2. – С. 84 – 90.

124. Ловцов, А. Д. Линейная задача дополненности в строительной механике систем с односторонними связями : монография / А.Д. Ловцов. – Хабаровск : Изд-во ТОГУ, 2013. – 198 с.

125. Городецкий, А. С. Конструктивная нелинейность. Односторонние связи. Проблемы реализации / А. С. Городецкий, Д. А. Городецкий, А. В. Пикуль //

International Journal for Computational Civil and Structural Engineering. – 2016. – Т. 12, № 3. – С. 35 – 39.

126. Базара, М. Нелинейное программирование : Теория и алгоритмы / М. Базара, К. Шетти. – М. : Мир, 1982. – 583 с.

127. Розин, Л. А. Вариационные постановки задач для упругих систем / Л. А. Розин. – Л. : Изд-во ЛГУ, 1978. – 223 с.

128. Перельмутер, А. В. Использование методов квадратичного программирования для расчета систем с односторонними связями / А. В. Перельмутер // Исследования по теории сооружений. – 1972. – Вып. 19. – С. 138 – 147.

129. Вовкушевский, А. В. Расчет массивных гидротехнических сооружений с учетом раскрытия швов / А. В. Вовкушевский, Б. А. Шойхет. – М. : Энергоиздат, 1981. – 136 с.

130. Вовкушевский, А. В. Вариационная постановка и методы решения контактной задачи с трением при учете шероховатости поверхностей / А. В. Вовкушевский // Известия Академии наук СССР – Механика твердого тела. – 1991. – № 3. – С. 151 – 160.

131. Лукашевич, А. А. Решение контактных задач для упругих систем с односторонними связями методом пошагового анализа : дис. ... д-ра техн. наук :05.32.17 / Лукашевич Анатолий Анатольевич. – СПб., 2011. – 283 с.

132. Люминарский, И. Е. Расчет упругих систем с односторонними связями : монография / И. Е. Люминарский. – М. : МГИУ, 2006. – 307 с.

133. Дюво, Г. Неравенства в механике и физике / Г. Дюво, Ж.-Л. Лионс. – М. : Наука, 1980. – 383 с.

134. Калкер, И. И. О теореме единственности контактной задачи теории упругости // Контактное взаимодействие твердых тел и расчет сил трения и износа. – М.: Наука, 1971. – С. 126 – 129.

135. Розин, Л. А. Расчет магистральных трубопроводов при действии температуры и трения на опорах / Л. А. Розин, А. Д. Ловцов, М. С. Смирнов // Известия высших учебных заведений – Строительство. – 2003. – № 11. – С. 15 – 20.

136. Розин, Л. А. Изгиб балки, взаимодействующей с упругим основанием при наличии трения Кулона / Л. А. Розин, А. Д. Ловцов // Известия высших учебных заведений – Строительство. – 2005. – № 7. – С. 22 – 31.

137. Лукашевич, А. А. Решение задач с односторонними связями и трением Кулона при динамических воздействиях/ А. А. Лукашевич // Строительная механика инженерных конструкций и сооружений. – 2011. – № 1. – С. 66 – 73.

138. Wriggers, P. Computational contact mechanics / P. Wriggers. – Springer Berlin Heidelberg, 2006. – Second edition. – 518 p.

139. Newmark, N. M. A Method of Computation for Structural Dynamics. ASCE / N. M. Newmark // Journal of the Engineering Mechanics Division. – 1959. – Vol. 85. – P. 67 – 94.

140. Rolf, K. Presentation and comparison of selected algorithms for dynamic contact based on the Newmark scheme / K. Rolf, W. Mirjam // Applied Numerical Mathematics. – 2012. – № 62, Issue 10. – P. 1393 – 1410.

141. Zolghadr J. H. Energy conserving algorithms for dynamic contact analysis using Newmark methods / J. H. Zolghadr, B.A. Izzuddin // Computers and Structures. – 2013. – № 118. – P. 74 – 89.

142. Костюнина, О. А. Определение момента смены рабочих схем методом бисекции при динамическом расчете балок на односторонних опорах // Новые идеи нового века - 2013 : материалы Тринадцатой Междунар. науч. конф. : в 3 т. – Хабаровск : Изд-во ТОГУ, 2013. – Т. 2. – С. 346 – 349.

143. Ловцов, А. Д. Алгоритм метода перемещений с параметрическим изменением внешних силового и кинематического воздействий / А. Д. Ловцов, О. А. Костюнина // Вестник Восточно-Сибирского государственного технологического университета. – Улан-Удэ : Изд-во ВСГУТУ, 2012. – № 1(36). – С. 144 – 151.

144. Костюнина, О. А. Алгоритм Лемке для определения момента смены рабочих схем при динамическом расчете систем с односторонними связями / О. А. Костюнина // Новые идеи нового века : материалы Пятнадцатой Междунар. науч. конф. : в 3 т. – Хабаровск : Изд-во ТОГУ, 2015. – Т. 3. – С. 216 – 220.

145. Рудых, О. Л. Введение в нелинейную строительную механику : учеб. пособие / О. Л. Рудых, Г. П. Соколов, В. Л. Пахомов. – М. : Изд-во Ассоции строительных вузов, 1999. – 105 с.

146. Петров, В. В. Нелинейная инкрементальная строительная механика / В. В. Петров. – Вологда : Инфра-Инженерия, 2014. – 480 с.

147. Crisfield, M. A. Non-linear finite elements analysis of solids and structures. Vol. 2 : Advanced topics / M. A. Crisfield. – Chichester : J. Wiley & Sons, 1997. – 494 p.

148. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021612663 Российская Федерация. Программа для расчета трансформируемого газопроницаемого укрытия взрывных скважин / Костюнина О. А., Ловцов А. Д. ; правообладатель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тихоокеанский государственный университет». – заявл. 12.02.2021 ; зарегистрировано в Реестре программ для ЭВМ 20.02.2021.

149. Kostyunina, O. A. Dynamic analysis of gas permeable blasting mat as geometrically nonlinear system with unilateral constraints / A. D. Lovtsov, O. A. Kostyunina // Procedia Structural Integrity. – 2017. – № 6. – P. 122 – 127.

150. Костюнина, О. А. Динамическая пространственная модель газопроницаемого трансформируемого укрытия взрывных скважин / О. А. Костюнина // Молодые ученые – Хабаровскому краю : материалы XX краевого конкурса молодых ученых и аспирантов (Хабаровск, 2018 г.). – ООО «Принт», 2018. – С. 225–231.

151. Internal forces analysis of gas permeable shelter with emphasis on short-delay blasting / A. Leshchinskiy, E. Shevkun, A. Lovtsov, O. Kostyunina // VII International Scientific Conference «Problems of Complex Development of Georesources» : Web of Conferences. – 2018. – № 56. – P. 01014. – URL: https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/pdf/2018/31/e3sconf_pcdg2018_01014.pdf (дата обращения: 10.08.2021).

152. Рыжов, П. А. Математическая статистика в горном деле : учебное пособие / П. А. Рыжов. – М. : Высшая школа, 1973. – 287 с.

153. Методы планирования и обработки результатов инженерного эксперимента : учебное пособие / Н. А. Спирин, В. В. Лавров, А. Р. Бондин, В. И. Лобанов. – Екатеринбург : ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2003. – 262 с.

154. Борздова, Т. В. Основы статистического анализа и обработка данных с применением Microsoft Excel : учебное пособие / Т. В. Борздова. – Минск : ГИУСТ БГУ, 2011. – 75 с.

155. Барон, Л. И. Определение свойств горных пород : справочное пособие / Л. И. Барон, Б. М. Логунцов, Е. З. Позин. – М. : Госгортехиздат, 1962. – 332с.

156. Об утверждении федеральных норм и правил в области промышленной безопасности «Правила безопасности при взрывных работах»: приказ Ростехнадзора от 16.12.2013 № 605 (ред. от 30.11.2017) // Бюллетень нормативных актов федеральных органов исполнительной власти. – 2013. – № 23. – Документ утратил силу.

157. Лещинский, А. В. Влияние новых условий взрывания горных пород на проектирование газопроницаемых укрытий / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, О. А. Костюнина, А. Р. Вершинина // Маркшейдерия и недропользование. – 2021. – № 2(112). – С. 33 – 37.

158. Сысоев, А. А. Анализ систем инициирования скважинных зарядов на карьерах / А. А. Сысоев // Известия высших учебных заведений – Горный журнал. – 2016. – № 4. – С. 60 – 67.

159. Рубцов, С. К. Сравнительный анализ применения неэлектрических систем инициирования на горнодобывающих предприятиях / С. К. Рубцов, В. П. Ершов, Е. Ю. Сидоров // Горный вестник Узбекистана. – 2005. – № 2. – С. 61 – 65.

160. Костюнина, О. А. Влияние интервалов замедлений на разлет осколков горных пород / О. А. Костюнина, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень. Спец. выпуск : Геомеханические и геотехнологические проблемы освоения недр Севера. – 2021. – № 12 – 1. – С. 107 – 120.

161. Лещинский, А. В. Определение ударных импульсов на газопроницаемые укрытия при увеличенных интервалах замедления / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун,

О. А. Костюнина // Взрывное дело. – М. : ИПКОН РАН, 2021. – № 130/87. – С. 80 – 93.

162. Костюнина, О. А. Оценка интенсивности предразрушения массива скальных пород при увеличенных интервалах замедлений / О. А. Костюнина // Взрывное дело. – М. : ИПКОН РАН, 2021. – № 132/89. – С. 88 – 107.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

(обязательное)

Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2021612663

Программа для расчета трансформируемого
газопроницаемого укрытия взрывных скважин

Правообладатель: *Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Тихоокеанский государственный университет»
(ФГБОУ ВО «ТОГУ»)* (RU)

Авторы: *Костюнина Ольга Александровна (RU), Ловцов
Александр Дмитриевич (RU)*

Заявка № 2021611734

Дата поступления 12 февраля 2021 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 20 февраля 2021 г.



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

Г.П. Ивлиев

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

(обязательное)

Изменение высоты выбросов из взрывных скважин

Таблица Б.1 – Результаты массового взрыва МВ1

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м							<i>k</i>
	0	40	80	120	160	200	240	
Скважины без забойки								
40(в)	7,79	13,2	16,25	19,64	20,99	22,34	23,36	1
160(в)	2,37	7,45	11,85	15,57	18,28	20,31	22,01	0,83
360(в)	2,37	8,13	11,51	14,9	16,59	18,96	20,31	0,78
400	1,69	4,06	7,45	10,16	11,51	13,2	14,22	0,53
480(в)	2,37	7,45	10,83	12,86	13,54	0,00	0,00	0,63
480	2,71	4,40	6,09	8,13	10,83	12,53	13,2	0,49
760	1,35	5,42	9,82	12,86	15,57	18,62	18,96	0,71
880	1,35	3,72	6,77	9,82	11,51	12,86	13,20	0,51
920(в)	1,35	5,42	11,17	14,9	18,62	21,67	23,02	0,83
1240	1,35	6,77	9,14	12,19	14,22	15,57	15,91	0,64
1400	2,71	7,79	11,51	12,86	14,22	15,57	16,59	0,67
1600(в)	1,35	7,79	12,19	16,93	19,97	21,33	22,01	0,87
2320	5,42	7,45	8,8	9,82	10,16	10,83	11,51	0,51
3160(в)	2,37	5,42	10,83	14,56	17,6	18,96	20,31	0,77
3480(в)	3,05	6,09	8,46	12,53	14,22	14,9	15,57	0,63
3560	2,71	4,06	5,42	6,09	7,11	8,46	9,48	0,36
4640(в)	2,03	6,77	11,17	12,86	14,22	14,9	0,00	0,64
4720	1,69	5,42	7,79	9,14	10,16	11,17	12,19	0,48
4880(в)	3,39	6,09	9,14	11,85	14,22	15,23	16,93	0,64
5120(в)	3,39	6,09	6,09	8,13	10,16	10,49	11,51	0,46

Продолжение таблицы Б.1

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м							<i>k</i>
	0	40	80	120	160	200	240	
Скважины без забойки								
5600	1,35	2,37	2,71	3,39	4,06	4,74	5,42	0,20
5840(в)	5,76	8,80	12,19	13,54	15,57	16,59	17,6	0,73
6000(в)	4,40	8,80	10,83	12,86	14,56	15,57	16,59	0,68
6240(в)	2,03	6,77	9,48	9,82	10,83	12,86	13,20	0,54
6680(в)	4,40	7,11	9,48	10,83	12,19	13,54	14,22	0,58
6840	2,71	5,76	8,13	9,48	10,83	11,85	12,19	0,50
Скважины с забойкой								
1320	4,74	10,83	14,9	17,6	20,99	23,02	25,05	1
2160	3,39	5,42	8,13	8,8	10,16	10,83	12,86	0,5
2320	4,4	6,43	9,82	12,19	12,86	13,54	14,9	0,62
2520	6,77	8,8	12,19	13,2	14,9	15,91	17,27	0,728
2920	4,06	4,4	5,42	6,43	6,77	7,79	8,8	0,354
3120	6,09	6,77	8,13	8,8	9,14	9,48	9,48	0,452
3880	4,74	5,42	6,43	7,45	7,45	7,79	8,13	0,373
Примечание – Здесь и далее буквой «в» обозначены скважины врубового ряда								

Таблица Б.2 – Результаты массового взрыва МВ2

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
	0	33	66	99	132	165	198	231	
33(в)	7,50	15,00	15,90	16,80	17,55	18,45	18,60	18,75	1,00
198(в)	4,50	7,20	8,10	8,85	9,60	10,05	10,50	10,95	0,54
231	3,90	6,00	7,35	8,40	9,30	10,20	11,10	11,55	0,53
330(в)	3,00	5,10	6,60	7,80	9,00	10,05	0,00	0,00	0,46
594	2,70	5,25	6,45	7,05	7,50	7,80	0,00	0,00	0,41
627	3,75	6,30	7,50	8,70	9,90	11,10	11,40	11,70	0,55
726	2,10	3,90	5,25	6,00	7,20	7,65	7,95	8,25	0,38
759	1,50	5,70	7,20	8,40	9,60	10,50	11,10	11,40	0,53
825	3,60	5,40	6,90	8,40	9,00	9,60	10,20	10,50	0,50
891	2,70	5,10	6,30	6,90	7,50	8,10	8,40	8,70	0,42
1023	1,80	3,60	4,20	5,10	6,00	6,60	6,90	7,20	0,33
1155	1,80	4,50	6,90	8,40	9,60	10,80	11,10	11,40	0,52
1320	1,50	3,30	5,10	6,30	7,50	8,40	9,00	9,30	0,41
1320	2,40	3,60	5,10	5,70	6,30	6,60	6,90	7,20	0,34
1353	1,80	4,50	5,10	6,00	7,20	7,80	8,40	9,30	0,40
1551(в)	2,70	6,90	8,70	10,20	11,40	12,00	12,30	12,60	0,61
1716	3,30	6,60	8,10	9,00	9,60	9,90	10,50	11,10	0,54
1716	2,40	4,50	5,40	6,30	7,20	7,80	8,10	8,40	0,40
1848	1,50	4,20	4,80	6,30	6,90	7,20	8,10	8,40	0,38
1848	3,90	4,50	5,10	6,30	6,90	7,20	0,00	0,00	0,37
1848	5,10	6,90	8,70	10,20	11,10	11,70	12,00	12,30	0,61
1947	2,40	3,90	5,40	6,60	7,80	8,10	8,70	9,30	0,41
1980	4,20	7,50	8,40	9,60	10,80	11,40	12,30	13,20	0,61
2013(в)	2,10	6,90	10,50	12,00	13,50	0,00	0,00	0,00	0,65
2079	3,90	7,20	8,40	9,60	10,20	10,50	11,10	11,40	0,57
2178(в)	4,80	8,70	10,50	12,30	12,90	14,10	15,00	15,60	0,74
2211	1,80	5,40	9,00	10,20	10,80	11,70	12,30	12,60	0,59
2244	4,80	7,50	9,30	9,90	11,10	12,60	13,50	14,70	0,66

Продолжение таблицы Б.2

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
	0	33	66	99	132	165	198	231	
2277	1,20	4,80	6,00	6,90	7,80	8,40	8,70	9,30	0,43
2310	3,30	5,70	7,50	8,10	8,70	9,00	9,30	9,90	0,48
2343(В)	2,10	3,60	8,70	9,60	10,50	11,40	0,00	0,00	0,52
2376	4,50	8,70	10,50	11,40	12,60	13,50	0,00	0,00	0,68
2409	1,80	4,80	6,90	8,40	9,30	10,20	10,80	11,40	0,51
2442	2,10	5,10	6,60	7,80	8,70	9,60	10,20	10,50	0,48
2508(В)	4,80	6,90	7,50	8,40	9,00	9,60	10,50	11,40	0,53
2574	2,10	5,70	7,20	8,70	9,30	9,60	10,20	11,10	0,51
2607	4,50	7,50	9,60	11,40	12,00	0,00	0,00	0,00	0,62
2640	3,30	6,00	9,00	10,20	11,10	12,60	13,20	13,50	0,63
2673	3,30	6,30	8,70	11,10	11,70	12,00	12,30	12,60	0,62
2706	1,50	3,90	5,70	7,50	7,80	9,00	9,60	10,20	0,44
2739	3,00	4,50	6,00	6,90	7,80	9,00	9,30	9,90	0,45
2772	2,70	4,50	5,70	6,60	7,50	0,00	0,00	0,00	0,37
2805	1,80	4,80	6,30	7,80	8,70	9,30	9,90	10,50	0,47
2838	1,20	4,20	7,20	7,80	8,40	8,70	9,60	10,50	0,46
2904	1,80	5,70	7,50	10,50	11,10	12,00	0,00	0,00	0,55
2970	1,20	4,80	7,80	9,30	10,80	11,70	12,30	12,90	0,57
3036	3,00	5,00	6,25	7,25	7,75	8,25	9,00	9,25	0,44
3069	3,50	7,50	8,00	8,50	8,75	9,25	9,75	10,00	0,51
3102	3,50	6,25	8,00	9,00	9,75	10,50	11,00	11,25	0,55
3168(В)	1,75	3,75	7,00	9,00	11,00	12,25	13,50	14,25	0,59
3201	1,50	5,50	7,50	9,50	10,25	10,75	11,00	11,25	0,54
3267	2,75	5,75	8,00	9,00	10,00	10,75	11,25	11,75	0,55
3333(В)	5,25	7,00	7,75	8,50	9,50	10,25	11,00	0,00	0,54
3366	1,75	2,75	3,50	4,00	4,50	5,25	5,75	6,00	0,27
3399	2,25	5,50	7,50	8,50	9,00	9,50	9,75	10,00	0,49

Продолжение таблицы Б.2

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
	0	33	66	99	132	165	198	231	
3432	1,00	4,50	6,25	7,75	8,50	9,00	9,50	0,00	0,44
3465	1,25	3,75	6,50	7,25	7,75	8,50	8,75	9,00	0,42
3564	2,50	4,75	5,50	6,75	7,25	7,50	0,00	0,00	0,38
3630	2,50	6,75	8,25	9,75	11,25	12,50	13,50	14,25	0,63
3663	0,75	2,50	3,50	4,50	5,00	5,50	5,75	6,00	0,27
3762	0,75	4,50	7,00	8,25	9,25	9,75	10,00	10,50	0,49
3795	2,25	5,00	7,50	9,25	10,00	10,50	11,00	11,25	0,53
3861	1,00	5,25	8,00	9,50	10,75	11,75	12,50	13,00	0,58
3927	1,25	3,25	5,00	6,00	7,00	7,50	8,00	8,50	0,37
3960	2,00	3,00	3,75	4,50	5,25	6,00	0,00	0,00	0,27
4059	1,75	4,50	6,00	7,25	8,25	8,75	9,00	9,25	0,44
4125	3,50	5,75	6,75	7,50	8,50	9,50	10,00	10,50	0,49
4257	2,00	7,00	8,25	9,25	9,75	10,25	10,50	11,00	0,54
4290	3,75	6,50	8,50	10,50	11,25	12,00	12,75	13,00	0,62
4323	3,00	6,50	8,00	9,25	10,25	10,50	10,75	11,00	0,55
4818	2,00	3,50	5,00	6,00	6,75	7,75	8,75	9,50	0,39
4884	2,75	4,75	6,00	7,00	7,75	8,50	9,25	10,00	0,44
4917	2,38	4,63	6,13	7,13	8,00	8,38	8,50	8,63	0,43
4950	1,38	3,00	4,13	4,75	5,50	6,13	6,75	7,38	0,31
4983	2,50	4,50	6,25	7,25	8,00	8,50	9,00	9,50	0,44
5082	1,38	3,38	4,50	5,75	6,75	7,25	7,50	7,88	0,36
5115	1,00	3,50	5,75	7,50	9,00	10,25	11,00	11,50	0,48
5148	1,63	5,25	7,75	8,88	9,75	10,75	11,25	0,00	0,52
5346	1,25	2,75	4,00	4,50	5,00	5,50	6,00	6,50	0,28
5709	3,13	5,25	6,25	7,25	8,00	0,00	0,00	0,00	0,41
6105	2,00	3,75	5,00	6,00	6,75	7,25	7,75	8,00	0,37
6204	1,75	4,00	6,00	7,75	8,50	9,25	10,00	10,75	0,47
6336	1,50	4,50	6,75	8,75	9,50	10,50	0,00	0,00	0,47

Таблица Б.3 – Результаты массового взрыва МВЗ

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
	0	33	66	99	132	165	198	231	
33(В)	4	8	12,5	16,5	19,5	22	24,5	26,5	1,00
165(В)	6	12	14	15,5	16,5	17	17,5	17,75	0,80
330(В)	2,5	7,5	10,5	13	15	16	16,5	0	0,74
627(В)	3	6	8,5	9,5	11	12	13	14	0,56
924(В)	3	4,5	7	8,5	10	11,5	12,5	13	0,51
1155	1,5	3,5	5	6	7	7,5	8	0	0,35
1419(В)	2	5,5	8,5	11	12	13	0	0	0,63
1485	1,5	8,5	12,5	15	16	17	18	18,5	0,78
1485	7,5	10,5	12,5	14	14,5	15,5	16,5	17,5	0,75
1551	1,5	3,5	5,5	7	8	9	9,5	10	0,40
1584(В)	2	9	12,5	13	13,5	14	14,5	0	0,70
1782	2,5	5	7	8	9	9,5	10	10,5	0,44
1815	1	2	4,5	5,5	6,5	7	8	8,5	0,33
2112(В)	1,5	4,5	7,5	10	12	14	15	16	0,61
2211	2,5	7,5	10,5	13	14,5	16	17	18	0,73
2376	7,5	12	13,5	15	16	17	18	19	0,81
2574	1	3	4,5	6	7,5	9	10	10,5	0,39
2970	3	6,5	9	11	12	13	13,5	14	0,59
3036	2,5	8,5	11	13	14	15	15,5	16	0,69
3135	2	4	6	7,5	8,5	9	9,5	10	0,41
3201	2,5	6	7,5	9,5	11	12	12,5	13,5	0,54
3300	3	5	6,5	8	9	9,5	10	10,5	0,44
3366	1,5	4,5	7	8	8,5	9	9,5	10	0,42
3432	1,5	5	8,5	11,5	12,5	13,5	14	14,5	0,60
3729	3	4,5	6	7,5	8,5	9,5	10	10,5	0,43
3927	3,5	7	9,5	11	12	12,5	13	13,5	0,58
4125	2	5	7	9	10	11	11,5	12	0,49

Продолжение таблицы Б.3

Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
	0	33	66	99	132	165	198	231	
4587(в)	2	5,5	8	9,5	10,5	11	11,5	12,5	0,51
4653	3	4,5	6	7	7,5	8	8,5	9	0,38
4818(в)	4	8	10,5	12,5	14	15,5	16,5	17,5	0,71
5115	4	6,5	8,5	10	11,5	12,5	13	13,5	0,57
5214	2	6	8,5	10,5	12,5	13,5	14	0	0,62
5346	2	4,5	6,5	7,5	8,5	9,5	10	10,5	0,43
5511	5,5	8	9,5	11	12	13	0	0	0,66
5610	3	6,5	9,5	12	13	14	14,5	15	0,63
5643	4	6,5	8	9	10	10,5	11	11,5	0,49
5874	1,5	9	11,5	13	14	15	16	17	0,70
6039	2,5	5	7	8,5	9,5	10	10,5	11	0,46
6270	1,5	2,5	3	3,5	4	0	0	0	0,22
6303	3	6,5	9,5	11	12	13	13,5	14	0,59
6336	1,5	4,5	8	10	11,5	12,5	13,5	14	0,56
6435	2,5	6	8,5	10,5	12	13	14	15	0,60
6534	1,5	6	10,5	12,5	14,5	16	16,5	17	0,70
6666	4,5	7,5	9,5	11	12	13	13,5	0	0,62
6765	1,5	5	8	9	10	11	12	12,5	0,51
6798	1	3	4	5	5,5	6	6,5	7	0,28
7128	4	7,5	9,5	11	12,5	14	15,5	17	0,66
7458	1	5	8,5	10	11,5	13	0	0	0,60
7755	3	5	6,5	7,5	8,5	9,5	10,5	11	0,44
7887	2	4	5	7	8	8,5	9	9,5	0,39
7887	1,5	3	4,5	5,5	6,5	7,5	0	0	0,34
8184	2	4,5	7	8,5	10	11	12	13	0,50
8745	3	5	6	6,5	7	8	8,5	9	0,37
9504	2,5	5,5	8,5	11	12	13	14	14,5	0,59

Таблица Б.4 – Результаты массового взрыва МВ4

№ скважины	Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
		0	33	66	99	132	165	198	231	
1	33	2,13	13,44	21,19	23,38	24,63	25,56	26,50	27,44	1,00
2	330	5,19	9,63	12,19	13,81	15,19	16,44	17,50	0,00	0,63
3	429	0,50	6,56	11,38	14,38	16,44	17,44	18,44	19,38	0,65
4	495	1,75	7,25	11,50	13,81	15,06	16,00	16,94	17,94	0,61
5	858	0,94	1,38	4,31	5,44	6,06	6,38	6,69	6,94	0,24
6	990	6,59	11,71	15,06	17,65	19,24	20,29	21,35	22,00	0,79
7	1089	0,82	6,12	10,06	12,88	15,76	16,82	17,88	18,88	0,62
8	1320	4,00	6,50	8,00	8,83	9,50	9,83	10,11	10,28	0,39
9	1584	2,00	4,33	6,11	7,61	9,00	10,17	11,00	0,00	0,36
10	1716	1,53	5,05	8,32	12,16	13,58	14,95	16,16	17,37	0,55
11	2112	3,84	6,84	9,16	10,16	10,95	11,74	12,26	12,79	0,46
12	2475	4,10	6,50	9,20	11,65	13,30	14,90	16,10	17,10	0,56
13	2640	1,62	2,14	3,76	5,24	6,33	7,29	0,00	0,00	0,24
14	3003	0,57	4,29	7,14	9,81	12,10	14,14	15,90	16,38	0,51
15	3168	1,50	3,64	5,36	7,09	8,77	10,45	12,05	13,45	0,39
16	3696	0,88	5,63	9,54	13,00	16,08	18,29	19,96	20,96	0,66
17	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
18	4653	2,59	6,00	10,52	13,34	15,31	16,83	18,24	19,55	0,63
19	4884	1,07	3,78	6,63	8,74	10,48	11,85	12,81	13,70	0,43
20	5478	0,64	2,93	5,54	7,54	9,29	10,32	11,36	12,39	0,38

Таблица Б.5 – Результаты массового взрыва МВ5

№ сква- жины	Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м								<i>k</i>
		0	33	66	99	132	165	198	231	
1	33	2,91	21,61	24,53	25,74	26,71	27,69	28,41	29,14	1,00
2	165	1,94	11,41	15,06	16,51	17,00	17,73	18,21	0,00	0,62
3	330	2,91	7,53	9,96	10,93	0,00	0,00	0,00	0,00	0,40
4	забойка	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
5	забойка	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
6	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
7	1056	5,61	9,01	11,39	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,46
8	1221	3,06	8,67	11,56	14,11	16,15	0,00	0,00	0,00	0,52
9	забойка	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
10	забойка	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
11	2211	2,76	5,74	8,29	10,2	11,05	11,69	12,54	12,96	0,40
12	2310	3,59	7,37	13,41	16,43	17,94	19,27	19,83	0,00	0,62
13	2607	1,89	5,67	8,88	11,14	12,47	13,6	14,54	15,3	0,45
14	забойка	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
15	3399	2,04	2,55	3,23	3,74	4,08	4,42	4,76	5,27	0,16
16	3597	3,57	6,29	8,67	9,69	10,54	11,39	12,41	13,09	0,40
17	3927	2,47	6,95	10,97	12,98	14,22	14,84	0,00	0,00	0,48
18	4323	1,98	4,96	7,93	10,2	11,19	12,18	13,03	13,6	0,41
19	4785	1,13	1,28	1,56	1,98	2,55	2,98	3,4	3,83	0,10
20	5346	1,42	1,98	2,55	3,12	3,68	4,25	4,82	5,24	0,14

Таблица Б.6 – Результаты массового взрыва МВ6

Номер группы	Начало выброса, мс	Время от начала выброса из скважины, м						<i>k</i>
		0	40	80	120	160	200	
Группа 1	40	20,40	25,41	28,24	30,88	33,53	35,89	1,00
	80	14,54	17,94	0,00	0,00	0,00	0,00	0,71
	520	11,33	20,59	26,26	29,94	30,69	30,98	0,87
	640	20,68	25,22	28,71	31,17	33,24	34,76	1,00
	680	23,33	29,84	33,24	35,70	0,00	0,00	1,16
Группа 2	40	10,09	21,89	25,08	0,00	0,00	0,00	1,00
	400	4,78	15,73	20,19	0,00	0,00	0,00	0,74
	840	4,04	14,13	19,34	0,00	0,00	0,00	0,69
	1120	4,57	17,21	0,00	0,00	0,00	0,00	0,73
	1720	5,42	10,31	12,86	0,00	0,00	0,00	0,50
Группа 3	40	5,22	16,88	24,53	32,18	38,49	0,00	1,00
	-	-	-	-	-	-	-	-
	1240	9,11	16,88	18,94	21,13	22,46	0,00	0,68
	1920	3,28	13,60	20,76	23,56	24,89	0,00	0,72
	2640	5,46	13,96	19,55	0,00	0,00	0,00	0,81
Группа 4	40	18,70	31,17	35,84	37,97	39,38	0,00	1,00
	1040	4,96	9,78	11,76	12,75	14,31	0,00	0,33
	2080	2,98	9,21	18,28	0,00	0,00	0,00	0,38
	3160	4,25	8,78	11,48	0,00	0,00	0,00	0,29
	3880	5,24	11,62	17,14	0,00	0,00	0,00	0,41

ПРИЛОЖЕНИЕ В

(обязательное)

Экспериментальные данные для расчета ударных импульсов

Таблица В.1 – Параметры движения автошин блоков МВ2 и МВ3 массой 70 кг

Массовый взрыв	Номер автошины	Высота подброса, м	Начальная скорость, м/с	Ударный импульс, S^{y0} , кг·м/с
МВ2	1	49,50	31,16	2181,47
	2	33,00	25,45	1781,17
	3	42,25	28,79	2015,40
	4	28,00	23,44	1640,69
	5	55,75	33,07	2315,10
МВ3	1	24,50	21,92	1534,73
	2	23,50	21,47	1503,08
	3	22,50	21,01	1470,75

Таблица В.2 – Расчет начальной скорости автошин блока МВ4 в промежуточных точках

	Автошина 1						Автошина 2					
t, мс	0,40	0,43	0,46	0,50	0,53	0,56	0,59	0,63	0,66	0,69	0,73	0,76
h, м	21,60	23,32	25,12	26,84	28,52	30,32	23,08	24,27	25,31	26,38	27,46	28,46
V ₀ , м/с	56,49	56,46	56,64	56,65	56,60	56,80	41,76	41,78	41,58	41,47	41,39	41,22
	Автошина 3						Автошина 4					
t, мс	0,40	0,43	0,46	0,50	0,53	0,56	0,46	0,50	0,53	0,56	0,59	0,63
h, м	8,13	8,75	9,13	10,00	10,50	11,00	15,31	16,38	17,38	18,46	19,50	20,46
V ₀ , м/с	22,46	22,50	22,02	22,63	22,48	22,36	35,40	35,53	35,52	35,66	35,74	35,71
	Автошина 5						Автошина 6					
t, мс	1,02	1,06	1,09	1,12	1,16	1,19	0,40	0,43	0,46	0,50	0,53	0,56
h, м	22,24	22,59	23,24	23,76	24,12	24,82	17,19	18,44	19,85	21,19	22,44	23,70
V ₀ , м/с	26,75	26,57	26,68	26,68	26,55	26,72	45,34	45,10	45,24	45,23	45,10	45,00
	Автошина 7						Автошина 8					
t, мс	0,53	0,56	0,59	0,63	0,66	0,69	0,33	0,36	0,40	0,43	0,46	0,50
h, м	18,63	19,78	20,89	22,19	23,19	24,22	11,32	12,37	13,42	14,11	15,16	15,95
V ₀ , м/с	37,87	38,01	38,08	38,46	38,37	38,35	35,91	35,85	35,83	34,98	35,08	34,64
	Автошина 9						Автошина 10					
t, мс	0,96	0,99	1,02	1,06	1,09	1,12	1,06	1,09	1,12	1,16	1,19	1,22
h, м	25,05	25,58	26,53	27,26	27,68	28,21	27,63	28,00	29,16	29,58	30,32	30,95
V ₀ , м/с	30,87	30,69	30,95	31,00	30,76	30,65	31,35	31,05	31,49	31,27	31,35	31,33
	Автошина 11						Автошина 12					
t, мс	1,49	1,52	1,55	1,58	1,62	1,65	0,26	0,30	0,33	0,36	0,40	0,43
h, м	30,37	30,63	31,26	31,58	32,11	32,58	8,33	9,26	10,00	11,00	11,78	12,67
V ₀ , м/с	27,73	27,62	27,76	27,71	27,79	27,84	32,86	32,63	31,92	32,08	31,68	31,63
	Автошина 13						Автошина 14					
t, мс	1,06	1,09	1,12	1,16	1,19	1,22	0,33	0,36	0,40	0,43	0,46	0,50
h, м	19,06	19,76	20,00	20,71	20,82	21,24	11,43	12,36	13,29	14,25	15,14	16,07
V ₀ , м/с	23,23	23,49	23,33	23,59	23,36	23,38	36,25	35,82	35,49	35,32	35,04	34,90

Продолжение таблицы В.2

	Автошина 15						Автошина 16					
t, мс	0,26	0,30	0,33	0,36	0,40	0,43	0,13	0,17	0,20	0,23	0,26	0,30
h, м	4,86	5,55	6,00	6,36	6,77	7,23	4,80	6,00	7,28	8,35	9,65	10,75
V0, м/с	19,72	20,13	19,80	19,31	19,05	18,95	37,01	37,17	37,71	37,28	37,85	37,65
	Автошина 17						Автошина 18					
t, мс	-	-	-	-	-	-	0,50	0,53	0,56	0,59	0,63	-
h, м	-	-	-	-	-	-	17,09	18,16	19,14	20,14	21,18	-
V0, м/с	-	-	-	-	-	-	36,96	36,98	36,86	36,81	36,86	-
	Автошина 19						Автошина 20					
t, мс	1,12	1,16	1,19	1,22	1,25	1,29	0,20	0,23	0,26	0,30	0,33	0,36
h, м	22,50	22,93	23,57	24,07	24,50	24,93	4,90	5,41	6,28	7,03	7,66	8,41
V0, м/с	25,56	25,52	25,67	25,70	25,69	25,68	25,70	24,57	25,07	25,14	24,82	24,96

Таблица В.3 – Средние начальные скорости и ударные импульсы на автошины блока МВ4 массой 70 кг

№ скважины	Средняя начальная скорость, м/с	Ударный импульс $S^{уд}$, кг·м/с	№ скважины	Средняя начальная скорость, м/с	Ударный импульс $S^{уд}$, кг·м/с
1	56,61	3962,50	11	27,74	1941,95
2	41,53	2907,44	12	32,14	2249,49
3	22,41	1568,51	13	23,40	1637,72
4	35,59	2491,47	14	35,47	2482,95
5	26,66	1866,13	15	19,49	1364,46
6	45,17	3161,69	16	37,45	2621,24
7	38,19	2673,26	17	-	-
8	35,38	2476,83	18	36,89	2582,60
9	30,82	2157,40	19	25,64	1794,52
10	31,31	2191,53	20	25,04	1752,97

Таблица В.4 – Параметры движения автошин блока МВ5 массой 400 кг

Номер автошины	Наличие забойки	Высота подброса, м	Начальная скорость, м/с	Ударный импульс, S^{y0} , кг·м/с
1	нет забойки	17,93	18,75	7501,82
2	нет забойки	13,75	16,43	6571,02
3	нет забойки	12,52	15,67	6268,74
4	забойка	0	0	0
5	забойка	0	0	0
6	-	-	-	-
7	нет забойки	нет данных	-	-
8	нет забойки	12,98	15,96	6383,77
9	забойка	0	0	0
10	забойка	0	0	0
11	нет забойки	18,51	19,06	7523,00
12	нет забойки	нет данных	-	-
13	нет забойки	14,11	16,64	6655,38
14	забойка	0	0	0
15	забойка	3,71	8,53	3412,27
16	нет забойки	6,23	11,06	4423,54
17	нет забойки	28,25	23,54	9416,49
18	нет забойки	9,94	13,96	5585,59
19	нет забойки	6,41	11,21	4484,98
20	нет забойки	7,89	12,44	4977,68

Таблица В.5 – Параметры движения автошин блока МВ6 массой 400 кг

Номер группы	Номер шины	Время полета, с	Начальная скорость, м/с	Ударный импульс, S^{y0} , кг·м/с
Группа 1	1	8.4	41.20	16480,80
	2	8.52	41.79	16716,24
	3	7.96	39.04	15617,52
	4	4.76	23.35	9339,12
	5	4.72	23.15	9260,64
Группа 2	1	4.92	24.13	9653,04
	2	4.96	24.31	9722,17
	3	5.22	25.62	10249,26
	4	2.20	10.79	4316,40
	5	3.17	15.53	6213,87
Группа 3	1	4.72	22.96	9182,16
	2	-	-	-
	3	3.49	17.11	6844,89
	4	2.46	12.07	4827,89
	5	5.25	25.75	10299,58
Группа 4	1	3.18	15.58	6232,78
	2	3.59	17.63	7052,43
	3	3.75	18.40	7358,75
	4	3.10	15.22	6089,48
	5	2.99	14.67	5867,97

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

(обязательное)

Статистическая обработка результатов измерений

Таблица Г.1 – Исходные данные для расчета необходимого числа наблюдений

Номер автошины	Ударный импульс, $S_i^{y\delta}$, кг·м/с	Отклонение от средней величины $\bar{S}^{y\delta}$, кг·м/с	Среднее квадратичное отклонение S_x , кг·м/с	δ , кг·м/с
1	2181,47	194,70	277,75	264,80
2	1781,17	-205,60		
3	2015,40	28,63		
4	1640,69	-346,08		
5	2315,10	328,33		

Таблица Г.2 – Результаты однофакторного дисперсионного анализа в MS Excel

Источник вариации	SS	df	MS	F	P-Значение	F критическое
Между группами	$1,42 \cdot 10^8$	3	47261591	6,68	0,004	3,29
Внутри групп	$1,06 \cdot 10^8$	15	7072816			

Таблица Г.3 – Значения остаточной дисперсии для выбора уравнения регрессии

Расчетная формула	Коэффициенты			Коэффициент парной корреляции	Остаточная дисперсия
	a	b	n		
$y=a*x+b$	-7,28162	12907,02		-0,64257	8 560 621,06
$y=a/x+b$	1212279	5348,365		0,75274	6 319 122,71
$y=1/(a*x+b)$	7,76E-08	8,64E-05		0,53598	9 540 848,15
$y=x/(a*x+b)$	0,000167	-0,01285		0,94996	6 909 569,07
$y=b*a^x$	0,999273	12359,09		-0,61358	8 464 200,95
$y=b*\exp(a*x)$	-0,00073	12359,09		-0,61358	8 464 200,95
$y=a*x*(1-xn)+b$	-7,28162	12907,02	-3	-0,64257	8 560 620,80
$y=b*xa$	-0,36627	77106,74		-0,68792	6 818 211,60
$y=a*\ln(x)+b$	-3689,34	31373,91		-0,72517	6 913 204,69
$y=a/(b+x)$	12892887	1113,501		0,53598	9 540 848,15
$y=bx/(a+x)$	-90,38	5999,642		-0,90705	7 153 249,63
$y=b*\exp(a/x)$	119,8102	5830,33		0,71085	6 435 660,14
$y=a*xn+b$	-347428	378159,5	0,01	-0,72460	6 925 252,71

Таблица Г.4 – Проверка адекватности модели

Коэффициент корреляции	0,7527
Средняя ошибка коэффициента корреляции	0,1021
Остаточная дисперсия	6 319 122,71
Факторная дисперсия	140 451 927,68
Расчетное значение F	22,23
Табличное значение F	4,45

ПРИЛОЖЕНИЕ Д

(обязательное)

Внедрение результатов диссертационной работы

УТВЕРЖДАЮ

Проректор
университета _____

И. Н. Пугачев

(ФИО)
2021 г.

(подпись)
20 октября

Акт внедрения результата интеллектуальной деятельности и установления срока полезного использования

Настоящий акт составлен комиссией в составе:

1. И.о. зав. кафедрой транспортно-технологических систем в строительстве и горном деле Сидорков В. В.
(руководитель структурного подразделения, в котором создан результат интеллектуальной деятельности)
2. Директор Департамента научных исследований Жевтун Д. А.
3. Специалист по интеллектуальной собственности ДНИ Кулагина Е. А.

Комиссия, оценив сущность, назначение, описание, технические и иные характеристики результата интеллектуальной деятельности Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2021612663 «Программа для расчета трансформируемого газопроницаемого укрытия взрывных скважин»,
(вид и наименование результата)

полученного в ходе выполнения работ _____
(договор, служебное задание и иные основания к проведению работ)

следующими авторами Костюниной О. А. Ловцовым А. Д.,
приняла заключение о его внедрении и будущем использовании в деятельности кафедры «Транспортно-технологические системы в строительстве и горном деле».
(указать в каком подразделении будет использоваться)

Областью использования (внедрения) вышеназванного результата является:
Образовательная деятельность
(указать один или несколько следующих вариантов: при выполнении работ, при оказании услуг, для управленческих нужд.)

Началом использования следует считать «01» сентября 2021 г.
Срок полезного использования составляет 10 лет.

Исключительное право на вышеназванный результат интеллектуальной деятельности принадлежит ФГБОУ ВО «Тихоокеанский государственный университет».

**И.о. зав. кафедрой
транспортно-
технологических систем в
строительстве и горном деле**
(должность руководителя и наименование структурного
подразделения)

Директор ДНИ

Специалист по ИС ДНИ


(подпись)


(подпись)

Сидорков В. В.
(расшифровка подписи)

Жевтун Д. А.

Кулагина Е. А.



ООО «АВТ-Амур»

675000 Россия, Амурская область, г. Благовещенск, ул. Ленина, д.140/1
Тел./факс: (8-4162) 39-09-46



УТВЕРЖДАЮ
Генеральный директор
ООО «АВТ-Амур»

Ю. А. Лысак

«07» декабря 2021 г.

АКТ ВНЕДРЕНИЯ результатов диссертационной работы Костюниной Ольги Александровны

Настоящим актом подтверждается, что результаты диссертационной работы Костюниной О. А. на тему «Обоснование эффективных параметров и технологии взрывного рыхления горных пород на ограниченных рабочих площадках», представленной на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 2.8.6. – «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика», представляют практический интерес и были использованы на предприятии ООО «АВТ-Амур» для повышения эффективности ведения взрывных работ в условиях уменьшенного разлета кусков породы при увеличенных интервалах замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов.

20 октября 2020 года в 12 часов 30 мин на участке Центральном карьера Маломыр был проведен экспериментальный массовый взрыв блока № 31 на гор. +595–590 в породах крепостью $f = 10-12$ с видеосъемкой. Объем блока протяженностью 550 м составил 129015 м³, воздушная высоковольтная линия электропередач (6кВ) длиной около 320 м располагалась на расстоянии 7–10 м от его границ.

Цель эксперимента – установить возможность сокращения затрат времени на подготовительно-восстановительные мероприятия исключением демонтажа ЛЭП и снижением расстояния перегона техники в пределах опасной зоны (по расчету около 400 м) путем снижения разлета кусков породы за счет увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов (без применения защитных укрытий и забойки скважин). Было принято решение не демонтировать ЛЭП, а в случае

повреждения произвести оперативный ремонт повреждённых элементов. Экскаватор ЭКГ-5 был оставлен вблизи взрываемого блока на расстоянии около 40 м, экскаватор Liebherr R-9350 – на расстоянии около 70 м.

Схема взрывания: старт в начале блока на его середине с замедлением во врубовом ряду 400 мс (два последовательно соединенных замедлителя RIONEL MS-200) и в перпендикулярном направлении (по рядам скважин) – 200 мс. Внутрискважинная сеть выполнена устройством LP-50 с замедлением 5000 мс. Взорвано 940 скважин диаметром 215 мм средней глубиной 6,1 м (средняя высота уступа 5,5 м), расположенных по сетке 5,0×5,0 м в 110 рядах с количеством скважин в ряду от 6 до 20 шт. При длине заряда 2,6 м коэффициент заполнения скважины ВВ η_z составляет 0,43. Забойка скважин не применялась, поэтому коэффициент использования забойки $\eta_{зab} = 0$.

После взрыва видимых повреждений от ударов кусков породы на экскаваторах не обнаружено, мелкие осколки породы обнаружены на снегу у границ блока. Обследование ЛЭП показало, что первая опора, расположенная в 3–5 м от крайней скважины было опрокинута, на остальных опорах были повреждены два изолятора, потребовалась замена одного провода в трёх пролётах. Время, затраченное на проведение восстановительных работ, составило 1 час 20 минут. Экскаваторные работы были возобновлены через 2 часа 30 минут после взрыва. Это позволило увеличить на 3 часа эффективную работу экскаватора LIEBHERR R-9350 с ёмкостью ковша 16 м³ с погрузкой около 1500 м³ горной массы (при фактической производительности экскаватора 450–500 м³/час).

На основании этого экспериментального массового взрыва в течение 2021 года демонтаж ЛЭП не производился, что позволило сократить затраты времени на подготовительно-восстановительные мероприятия при производстве 124 массовых взрывов.

Главный инженер

Зам. главного инженера



А. В. Ружицкий

А. Ю. Плотников



ООО «АВТ-Амур»

675000 Россия, Амурская область, г. Благовещенск, ул. Ленина, д.140/1
Тел./факс: (8-4162) 39-09-46

УТВЕРЖДАЮ
Главный инженер
ООО «АВТ-Амур»

А. В. Ружицкий

«30» октября 2020 г.

ТЕХНИЧЕСКИЙ АКТ

по экспериментальному массовому взрыву блока № 31 гор. +595–590,
проведенному 20.10.2020 на участке «Центральный» карьера Маломыр

1. ПОДГОТОВКА ЭКСПЕРИМЕНТА

В соответствии с договором о творческом содружестве между Тихоокеанским государственным университетом и ООО «АВТ-Амур» в период с 2019 по 2020 г. был проведен ряд экспериментальных полигонных взрывов по определению зависимости ударного импульса взрыва отдельного скважинного заряда от интервалов замедления между соседними зарядами. Для сравнения ударных импульсов, которые действуют на элементы газопроницаемого укрытия при различных интервалах замедления, использованы изношенные автомобильные шины массой 70 и 400 кг. Автошины укладывали на скважины соответственно без применения связей и фиксаторов. По кадрам видеосъемки определяли время полета автошины от начала движения до момента приземления и максимальную высоту подброса.

В результате покадрового анализа видеозаписей взрывов определены коэффициенты подобия и ударные импульсы. По значениям коэффициентов подобия определены аппроксимирующие функции, указывающие на снижение высоты пылегазовых выбросов из скважин без забойки в процессе развития массового взрыва.

Было установлено, что снижение разлета осколков горных пород в процессе развития массового взрыва достигается путем увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов. Уменьшение высоты и радиуса разлета кусков породы сопровождается снижением ударных импульсов на упругие элементы газопроницаемого укрытия. Экспериментально установлено, что при замедлениях 1000 мс даже при отсутствии забойки обеспечивается минимальный разброс кусков породы, а ударные импульсы после взрыва первого заряда практически не изменяются.

Полученные результаты позволили запланировать и провести 20.10.2020 на участке Центральном карьера Маломир экспериментальный массовый взрыв блока № 31 на гор. +595–590 в породах крепостью $f = 10\text{--}12$. Объем взорванного блока составил 129015 м^3 при удельном расходе ВВ $0,94 \text{ кг/м}^3$. Схема взрывания: старт в начале блока на его середине с замедлением во врубовом ряду 400 мс (два последовательно соединенных замедлителя RIONEL MS-200) и в перпендикулярном направлении (по рядам скважин) – 200 мс. Внутрискважинная сеть выполнена устройством LP-50 с замедлением 5000 мс. Взорвано 940 скважин диаметром 215 мм средней глубиной 6,1 м (средняя высота уступа 5,5 м), расположенных по сетке $5,0 \times 5,0 \text{ м}$ в 110 рядах с количеством скважин в ряду от 6 до 20 шт. При длине заряда 2,6 м коэффициент заполнения скважины ВВ η_z составляет 0,43. В начале блока расположено до 20 скважин в ряду, ближе к середине – 16, к концу блока – 12. Забойка скважин не применялась, поэтому коэффициент использования забойки $\eta_{заб} = 0$.

Цель эксперимента – установить возможность сокращения затрат времени на подготовительно-восстановительные мероприятия исключением демонтажа ЛЭП и снижением расстояния перегона техники в пределах опасной зоны путем снижения разлета кусков породы за счет увеличения интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов (без применения защитных укрытий и забойки скважин).

Протяженность взрываемого блока составила 550 м, воздушная высоковольтная линия электропередач (6кВ) протяженностью около 320 м расположена на расстоянии 7–10 м от границ взрываемого блока (рис. 1). Одна опора ЛЭП находилась в 3–5 м от крайнего ряда скважин с противоположной стороны блока (рис. 2).

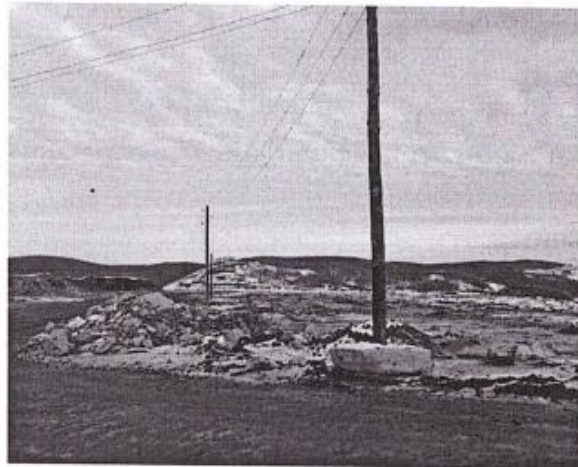


Рис. 1. Расположение ЛЭП вдоль границ блока

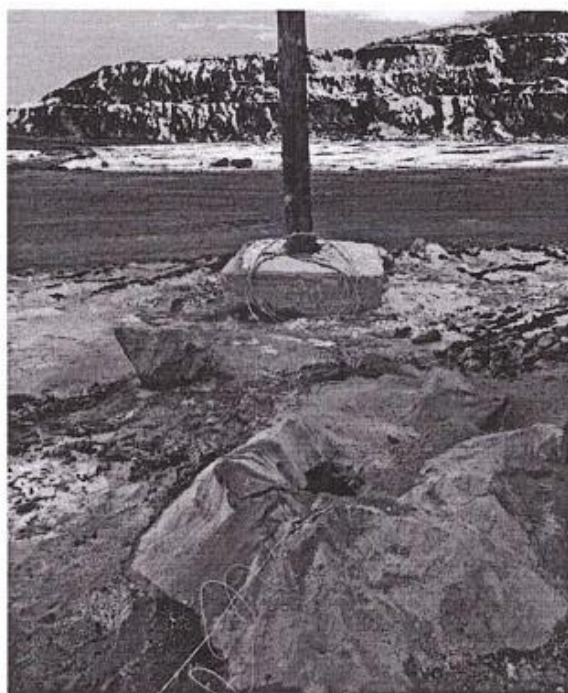


Рис. 2. Расположение углового столба у скважины крайнего ряда

Расчетный радиус опасной зоны по разлету кусков взорванной горной массы составляет:

$$r = 1250\eta_3 \sqrt{\frac{f}{1+\eta_{\text{заб}}} \times \frac{d}{a}} = 1250 \times 0,43 \sqrt{\frac{12}{1+0} \times \frac{0,215}{5}} = 386 \text{ м.}$$

Принимаем 400 м.

Было принято решение не демонтировать ЛЭП, а в случае повреждения произвести оперативный ремонт повреждённых элементов. Экскаватор ЭКГ5 был оставлен вблизи взрываемого блока на расстоянии около 40 м, экскаватор Liebherr R 9350 – на расстоянии около 70 м (на рис. 3 помечены овалами).

2. РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТА

Экспериментальный массовый взрыв проведен 20.10.2020 в 12 ч 30 мин. Видеосъемку взрыва осуществляли двумя цифровыми видеокамерами с частотой кадров 25 кадр/с (интервал между кадрами составляет 40 мс).

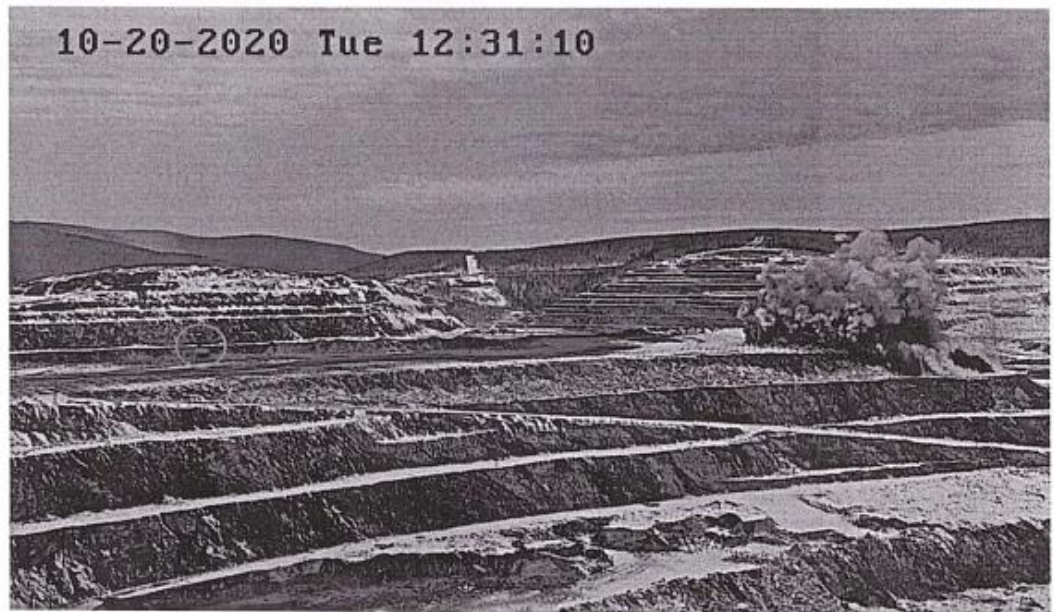


Рис. 3. Расположение экскаваторов на кадрах развития взрыва экспериментального блока



Рис. 4. Кадры развития взрыва экспериментального блока

После взрыва видимых повреждений от ударов кусков породы на экскаваторах не обнаружено (рис. 5, 6). Мелкие осколки породы обнаружены на снегу у границ блока (на рис. 6 выделены овалами).



Рис. 5. Экскаватор Liebherr R 9350 после взрыва экспериментального блока

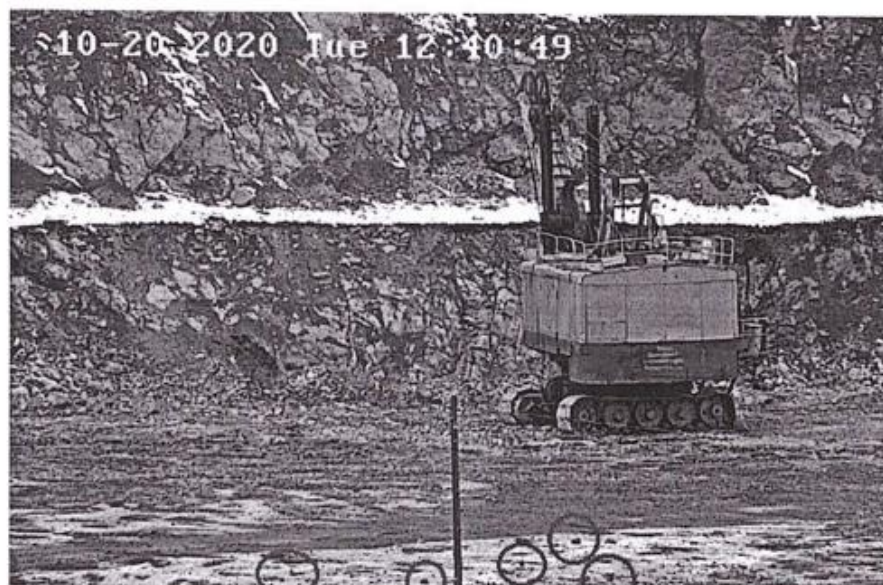


Рис. 6. Экскаватор ЭКГ-5 после взрыва экспериментального блока

Обследование ЛЭП после производства взрывных работ показало, что первая опора, находящаяся в 3–5 м от крайней скважины было опрокинута (на рис. 7 выделена овалом), на остальных опорах были повреждены два изолятора, пришлось заменить на трёх пролётах по одному контактному проводу.

Времени на организацию восстановительных работ затрачено 1 ч 20 мин. Экскаваторные работы были возобновлены через 2 ч 30 мин после взрыва. Это позволило сэкономить около 3 часов эффективной работы экскаватора LIEBHERR R 9350 с ёмкостью ковша 16 м³, что обеспечило погрузку около 1500 м³ горной массы.



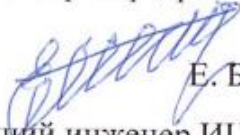
Рис. 7. Падение первой опоры

3. ВЫВОДЫ

3.1. Снижение ударных импульсов, действующих на осколки взорванной горной массы, при увеличении интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов позволяет не осуществлять монтаж-демонтаж воздушных линий электропередачи и оставлять горнодобывающую технику в границах опасной зоны на время проведения массового взрыва по причине минимального разлета кусков взорванной горной массы.

3.2. Поскважинное взрывание с увеличенными интервалами замедления позволяет повысить экологическую безопасность взрывных работ, сократить расходы на подготовительно-восстановительные мероприятия, повысить производительность горнотранспортного оборудования.

От ТОГУ
Профессор кафедры ТТС, д.т.н.


Е. Б. Шевкун
Ведущий инженер ИЦСС ТОГУ



О. А. Костюнина

От ООО «АВТ-Амур»
Зам. главного инженера


А. Ю. Плотников