

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II»

На правах рукописи

Рядинский Даниил Эдуардович



УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ ВЗРЫВНОГО ДРОБЛЕНИЯ
СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МАССИВОВ НА КАРЬЕРАХ СТРОИТЕЛЬНЫХ
МАТЕРИАЛОВ

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

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
кандидат технических наук, доцент
Ишейский В.А.

Санкт-Петербург – 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	5
ГЛАВА 1 АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР НАУЧНЫХ РАБОТ ПО ТЕМЕ ИССЛЕДОВАНИЯ.....	11
1.1 Физическая сущность взрывного разрушения горных пород.....	11
1.1.1 Волновая теория разрушения.....	11
1.1.2 Энергетический подход к разрушению горных пород взрывом	14
1.1.3 Влияние свободной поверхности на процесс разрушения.....	15
1.2 Проблематика действия взрыва в сложноструктурных массивах.....	17
1.2.1 Влияние анизотропии пород, слагающих массив на качество дробления	17
1.2.2 Влияние угла падения напластований на расположение скважин.....	20
1.2.3 Зоны дробления трещиноватого массива при взрыве	22
1.2.4 Ограничения существующих методик расчёта параметров БВР в сложноструктурных массивах	24
1.3 Анализ влияния параметров БВР на дробление горных пород взрывом	25
1.4 Использование цифровых моделей взрываемого массива при проектировании и оптимизации параметров буровзрывных работ.....	34
1.4.1 Получение исходных данных для оптимизации	34
1.4.2 Картирование откосов уступа для получения геолого-структурной информации.....	35
1.4.3 Профилировка скважин первого ряда	36
1.5 Выводы по главе 1	38
ГЛАВА 2 МЕТОДОЛОГИЯ НАУЧНОГО ИССЛЕДОВАНИЯ	39
2.1. Сбор первичной информации для построения цифровой модели массива.....	39
2.2. Построение аналитических моделей на основе цифровой модели массива	41
2.3. Картирование откосов для получения геолого-структурной информации.	42
2.4 Методология расчета линии наименьшего сопротивления на основе геолого-структурной информации	44
2.5 Анализ эффективности оптимизационных решений по данным гранулометрического состава	50
2.6 Выводы по главе 2.....	52
ГЛАВА 3 ПРОСТРАНСТВЕННАЯ ОПТИМИЗАЦИЯ СКВАЖИН ПЕРВОГО РЯДА НА ОСНОВЕ ПРОГНОЗА СТЕПЕНИ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА.....	53
3.1 Постановка задачи и обоснование выбора метода численного моделирования.....	53
3.2 Концепция и структура численного моделирования	54
3.3 Построение геометрии модели	55

3.3.1 Создание модели буровзрывного блока.....	55
3.3.2 Моделирование скважин и зарядов	57
3.4 Формирование расчетной сетки.....	57
3.4.1 Построение сетки для Лагранжевой части модели	58
3.4.2 Построение сетки для Эйлеровой части (ВВ и воздух).....	59
3.4.3 Итоговые параметры расчетной модели	59
3.5 Назначение материалов и граничных условий модели в Autodyn	60
3.5.1 Назначение материалов горных пород.....	60
3.5.2 Назначение материала взрывчатого вещества	62
3.5.3 Назначение граничных и начальных условий	62
3.6 Анализ и валидация модели разрушения массива	63
3.6.1 Анализ модели разрушения.....	63
3.6.2 Валидация модели	66
3.7 Построение итоговой модели с оптимальным расстоянием скважин	70
3.8 Выводы по главе 3.....	72
ГЛАВА 4 АПРОБАЦИЯ МЕТОДИКИ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ БВР ПЕРВОГО	
РЯДА СКВАЖИН НА АО «ГАВРИЛОВСКОЕ КУ».....	73
4.1 АО «Гавриловское КУ»	73
4.2 Методика проведения экспериментов.....	74
4.2.1 Общая схема проведения опытно-промышленных испытаний.....	74
4.2.2 Получение исходных геолого-структурных данных	78
4.2.3 Расчет оптимальной ЛНС для первого ряда скважин опытных блоков	81
4.2.4 Расчет удельного расхода взрывчатого вещества для скважин первого ряда с оптимизированным расположением	82
4.2.5 Определение гранулометрического состава взорванной горной массы	84
4.2.6 Порядок сравнения результатов предлагаемой методики и типовых параметров БВР	88
4.3 Оборудование, применявшееся при проведении экспериментов.....	89
4.3.1 Беспилотный летательный аппарат DJI Mavic Pro 2.....	89
4.3.2 Камеры и средства съемки взорванной горной массы	91
4.3.3 Программное обеспечение для обработки изображений и построения моделей	91
4.4 Результаты опытно-промышленных взрывов	92
4.4.1 Общие параметры опытных взрывов	92
4.4.2 Характеристика взрывов массивов с преобладанием серого гранита	93
4.4.3 Характеристика взрывов массивов с преобладанием красно-серого гранита	94
4.4.4 Характеристика взрывов массивов с высокой неоднородностью	95

4.4.5 Сводный анализ результатов по всем 10 опытным взрывам	96
4.5 Сравнение выбранной и типовой методик подбора параметров БВР.....	97
4.5.1 Сравнение параметров буровзрывных работ	97
4.5.2 Оценка технико-экономического эффекта	97
4.6 Выводы по главе 4.....	99
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	100
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ.....	102
СПИСОК ТЕРМИНОВ	103
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	104
СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА.....	115
ПРИЛОЖЕНИЕ А Акты внедрения результатов диссертационных исследований	119
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ.....	122
ПРИЛОЖЕНИЕ В План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для опытных блоков	123

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследований

Наибольшие объемы добычи полезных ископаемых в России приходится на добычу открытым способом. Буровзрывные работы (далее – БВР) являются первыми в цепочке технологических процессов при добыче полезных ископаемых и в значительной мере определяют экономическую эффективность всего цикла процессов по добыче и переработке полезных ископаемых на предприятии. Затраты на БВР представляют собой значительную долю от общих затрат на добычу.

В области разработки месторождений строительных материалов, в частности, при производстве гранитного щебня, особенно из пород, сложных в морфологическом плане, имеющих неоднородное залегание в массиве, в котором, в пределах одного взрывного блока залегают разнопрочные граниты: серый гранит ($\sigma_{сж} = 165$ МПа, $E = 52,7$ ГПа), красный гранит ($\sigma_{сж} = 154$ МПа, $E = 23,5$ ГПа) и красно-серый гранит ($\sigma_{сж} = 128$ МПа, $E = 19,0$ ГПа) с резко изменчивой трещиноватостью в диапазоне от 0,5 до 2,8 м⁻¹ и блочностью от 0,1 до 1,2 м (далее – сложноструктурные массивы), сложилась устойчивая тенденция получения от 8,5 % до 22% негабаритных фракций (>100 см) по результатам проведения БВР, особенно по первому ряду скважин и линии отрыва, что приводит к снижению производительности горнотранспортного оборудования, увеличению затрат на дробление и повторное взрывание некондиционной горной массы.

Более того, ведение БВР в сложноструктурных массивах осложняется низкой предсказуемостью качественных результатов взрыва. Без внушительного объема статистических данных не представляется возможным получить объективный прогноз фракционного состава и, как следствие, принять соответствующие проектные решения по оптимизации параметров БВР для обеспечения равномерности дробления.

Для оперативного получения геолого-структурных данных о массиве и их последующего использования для проектирования БВР необходимо комбинировать современные технические решения в области получения геолого-структурной информации о взрываемом массиве в связке с физическим обоснованием процесса взрывного разрушения и последующим внедрением в программные продукты для расчета и подбора необходимых параметров БВР на стадии проектирования.

Это позволит инженеру-технологу принять соответствующие решения, направленные на снижение выхода негабаритных фракций и повышение равномерности гранулометрического состава взорванной горной массы (далее - ВГМ), подобрать и про-анализировать геометрические параметры выноса и пространственного расположения скважин с учетом особенностей взрываемого массива для обеспечения наилучшего результата взрывных работ.

Таким образом разработка методологического подхода к оптимизации параметров БВР на основе пространственного расположения первого ряда скважин в сочетании с физическим обоснованием процесса взрывного разрушения сложноструктурных массивов и оперативными методами в области получения геолого-структурной информации о взрываемом массиве, или его части, определяет научную и практическую актуальность диссертационного исследования.

Степень разработанности темы исследования

Вопросам разрушения горных пород энергией взрыва и фрагментации ВГМ были посвящены исследования многих отечественных и зарубежных ученых: Баум Ф. А., Станюкович К. П., Беляев А. Ф., Бейсебаев А. М., Билоконь В.П., Боровиков В. А., Ванягин И. Ф., Демидюк Г.П., Ерофеев И. Е., Казаков Н.Н., Катанов И. Б., Сысоев А. А., Кутузов Б. Н., Легостаев Е. Г., Менжулин М. Г., Мосинец В.Н., Абрамов А.В., Покровский Г.И., Ракишев Б.Р., Суханов А.Ф., Тюпин В. Н., Ханукаев А.Н., Adjiski V., Bamford T., Bar N., Buyer A., Gaich A., Poetsch M., Kong D., Ouchterlony F., Palmstrom A., Rosin, P., Rammler E., Roy P. P. и многих других. Несмотря на их значительный вклад в этой области, основной и важнейшей проблемой результата взрывных работ остается неравномерное дробление ВГМ, одной из причин которого является отсутствие оперативного учета горно-геологических и горнотехнических данных о взрываемом массиве при проектировании и прогнозировании результатов взрыва. Особенно остро проблема проявляется при взрывании сложноструктурных массивов, что объясняется наличием резкой изменчивости горно-геологических и горнотехнических данных.

В этой связи появляется необходимость в разработке научно-обоснованного методического подхода к пространственной оптимизации параметров БВР на основе оперативной оценки горно-геологических и горнотехнических данных, приводящих к контролируемому и однородному дроблению массива энергией взрыва с возможностью прогнозирования результата взрыва в части фрагментации.

Предмет исследования: сложноструктурный массив горных пород, сложенный разнопрочными гранитами с различной интенсивностью и ориентацией трещиноватости.

Объект исследования: процесс разрушения сложноструктурных массивов энергией взрыва.

Цель работы: повышение равномерности гранулометрического состава ВГМ при взрывании сложноструктурных массивов на карьерах строительных материалов.

Идея работы: разработка научно-обоснованного методологического подхода к проектированию пространственного расположения взрывных скважин первого ряда на основе индивидуальной оценки линии наименьшего сопротивления по данным цифрового картирования интенсивности трещиноватости, ориентации трещин и блочности пород, слагаемых массив.

Задачи исследования

1. Провести анализ состояния и тенденций развития технологий по управлению качеством и параметрами взрывоподготовки горной массы на карьерах строительных материалов и выявить нерешенные проблемы, связанные с разрушением сложно-структурных массивов энергией взрыва;
2. Систематизировать существующие методики расчета параметров БВР первого ряда скважин и прогнозирования гранулометрического состава ВГМ и выявить их достоинства и недостатки.
3. Разработать методику пространственного расположения скважин первого ряда на основе учета оперативных горно-геологических данных о массиве;
4. Апробировать разработанную методику оптимизации параметров БВР первого ряда скважин с учетом обеспечения равномерного гранулометрического состава ВГМ.
5. Внедрить практические рекомендации на основе разработанной методики для обеспечения равномерного взрывного дробления сложноструктурных массивов.

Научная новизна

1. Установлена линейная зависимость ЛНС скважин первого ряда от интенсивности трещиноватости, показателя хрупкости и предела прочности пород на сжатие.
2. Установлены количественные зависимости эффективного радиуса разрушения от предела прочности пород на сжатие, модуля Юнга, показателя хрупкости и блочности гранитов, определяющие диапазоны значений ЛНС от 3,1 до 5,4 м для скважин первого ряда при взрывании сложноструктурных массивов.

Соответствие паспорту научной специальности

Полученные научные результаты соответствуют паспорту специальности 2.8.6. Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика по пунктам: 7. Создание на основе цифровых информационных технологий методов, приборов, автоматизированных систем для изучения и контроля свойств горных пород и грунтов, строения и состояния их массивов, а также для прогнозирования динамических процессов и явлений; 9. Развитие теории и разработка способов и средств разрушения и предразрушения горных пород механическими, взрывными, гидравлическими, тепловыми, электрофизическими, комбинированными и другими воздействиями; 10. Воздействие взрывов на массив горных пород, горные выработки, подземные и наземные сооружения, на окружающую среду.

Теоретическая и практическая значимость работы

Методологические подходы разработанной методики определения оптимальных параметров БВР первого ряда скважин для условий карьеров со сложноструктурным строением массива, обеспечивающих снижение выхода негабаритных фракций после взрыва, использованы

в деятельности компании ООО «ГЕОМИКС» при разработке системы автоматизированного проектирования БВР в части методов анализа структурных особенностей массива по первому ряду скважин и обнаженной поверхности откоса взрываемого уступа, а также в деятельности компании АО «Гавриловское КУ» при разработке методики оптимизации параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин (акты внедрения от 26.05.2025 г. и 11.03.2026 г. соответственно, Приложение А).

Получено свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023683160 «Моделирование 3D поверхности взрывного блока со сложноструктурным строением массива по облаку точек, полученному при съемке с БПЛА», дата публикации 02.11.2023 г (Приложение Б).

Методология и методы исследования

При выполнении диссертационного исследования выполнен обзор, анализ и научное обобщение результатов исследований отечественных и зарубежных ученых в области проектирования БВР, методов оценки качества взрывного дробления и методов анализа структурных особенностей массива горных пород. Для определения оптимальных параметров БВР в зависимости от геолого-структурных характеристик массива на карьере АО «Гавриловское КУ» были проведены опытно-промышленные эксперименты. Для установления связей между параметрами БВР и характеристиками разрушения массива, конкретизации теоретических расчетов и прогнозирования влияния геолого-структурных особенностей массива на результаты взрыва было проведено численное моделирование в программном комплексе Ansys Autodyn. Для анализа и интерпретации результатов опытно-промышленных испытаний, статистической обработки данных гранулометрического состава ВГМ были применены математические и статистические методы обработки данных.

На защиту выносятся следующие положения:

1. Оперативный анализ интенсивности трещиноватости, ориентации трещин и блочности пород, слагаемых массив, на основе данных цифрового картирования откосов взрываемого уступа позволяет подобрать расположение первого ряда скважин относительно свободной поверхности, которое обеспечит разрушение породы, и скорректировать удельный расход для эффективного распределения энергии взрыва в сложноструктурном массиве горных пород.

2. Оценка параметров разрушения сложноструктурного массива горных пород по первому ряду скважин должна основываться на численном моделировании, учитывающем вариативность предела прочности на сжатие, предела прочности на растяжение, модуля Юнга, блочности пород, слагающих массив, а также детонационных параметров применяемого ВВ.

3. При взрывании сложноструктурных массивов горных пород с резко изменчивой трещиноватостью в диапазоне от 0,5 до 2,8 м⁻¹ и блочностью от 0,1 до 1,2 м повышение

равномерности дробления ВГМ достигается посредством пространственного расположения первого ряда скважин на основе учета рациональной линии наименьшего сопротивления, позволяющей эффективно распределить энергию взрыва.

Степень достоверности результатов исследования обеспечивается анализом, сопоставлением и согласованностью с результатами исследований на тему «Управления качеством взрывного дробления сложноструктурных массивов», использованием современных апробированных методов и методик исследований, включая численное моделирование процессов разрушения горных пород в программном комплексе ANSYS Autodyn, проведением опытно-промышленных испытаний на АО «Гавриловское КУ» и удовлетворительной сходимостью результатов опытно-промышленных испытаний и численного моделирования, апробацией математического аппарата в программном комплексе компании ООО «ГЕОМИКС».

Апробация результатов диссертации выполнялась посредством освещения достигнутых результатов диссертационной работы и изложения основных защищаемых положений на 5 международных научно-практических мероприятиях. За последние 3 года принято участие в 4 научно-практических мероприятиях с докладами, в том числе на 4 международных: XI Форум вузов инженерно-технологического профиля «Технологическая интеграция», (12-16 декабря 2022 г., г. Минск); Международный научный симпозиум «Неделя горняка 2023», (31.01-3.02.2023 г., г. Москва); XIX Международный форум-конкурс студентов и молодых ученых «Актуальные проблемы недропользования», (21-28 мая 2023 г., г. Санкт-Петербург); Международный научный симпозиум «Неделя горняка 2024», (29.01-2.02.2024 г., г. Москва); XII Международный научно-практический форум «Инновационные направления в проектировании горнодобывающих предприятий: Безопасное и эффективное освоение месторождений полезных ископаемых» (28 – 30 мая 2025, г., Санкт-Петербург).

Личный вклад автора состоит в проведении анализа отечественных и зарубежных научных источников, посвященных управлению качеством взрывного дробления сложноструктурных массивов, разработке методики исследования, подготовке и проведению полевых исследований в условиях гранитного карьера АО «Гавриловское КУ», проведении численного моделирования и алгоритмизации математической модели в программный код, сборе, анализе и обобщении результатов исследования, формулировании защищаемых положений и выводов. В ходе теоретических и практических исследований были сформулированы методологические подходы к оптимизации параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин, обеспечивающих равномерность дробления сложноструктурных массивов.

Публикации. Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 4 печатных работах (пункты списка литературы №17-20), в том числе в 2 статьях –

изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук (далее – Перечень ВАК), в 2 статьях – в изданиях, входящих в международные базы данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ (пункт списка литературы №41, Приложение Б).

Структура работы. Диссертация состоит из оглавления, введения, четырех глав с выводами по каждой из них, заключения, списка литературы, включающего 116 наименований, и 3 приложения. Диссертация изложена на 132 страницах машинописного текста, содержит 59 рисунков и 28 таблиц.

Благодарности. Автор выражает искреннюю благодарность научному руководителю, кандидату технических наук, доценту кафедры взрывного дела Ишейскому Валентину Александровичу, за высококвалифицированное руководство в процессе подготовки и выполнения диссертационного исследования, заведующему кафедрой взрывного дела, кандидату технических наук, доценту Маринину Михаилу Анатольевичу, за помощь и поддержку, оказываемую на всех этапах подготовки диссертационного исследования, генеральному директору АО «Гавриловское КУ» Магомедову Гаджи Сиражудиновичу за помощь в организации промышленных экспериментов, ученому секретарю диссертационного совета Афанасьеву Павлу Игоревичу и коллективу кафедры взрывного дела за ценные научные советы и рекомендации в процессе подготовки диссертационного исследования.

ГЛАВА 1 АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР НАУЧНЫХ РАБОТ ПО ТЕМЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

1.1 Физическая сущность взрывного разрушения горных пород

Горные породы представляют собой гетерогенные и анизотропные среды, разрушение которых под воздействием взрывной нагрузки, характеризующейся значительной пространственно-временной изменчивостью, является сложным многостадийным процессом. Понимание физических основ этого процесса составляет фундамент для разработки эффективных методов управления качеством дробления горных пород. Именно поэтому вопрос о механизме взрывного разрушения горных пород остается предметом дискуссий и исследований.

На основе анализа литературных источников, в которых изложены теория и подходы к описанию механизма взрывного разрушения горных пород, с учетом проблематики исследования, наибольший интерес представляют следующие: волновая теория, которая фокусируется на распространении и взаимодействии упругих и пластических волн; теория влияния свободной поверхности, учитывающая граничные эффекты и отражение волн; энергетический подход, направленный на изучение эффективности преобразования энергии взрыва в работу, совершаемую при разрушении горной породы;

Каждый из этих подходов объясняет лишь отдельные стороны процесса разрушения, что подчеркивает сложность его комплексного изучения. В данном разделе анализируются основные теоретические выкладки к описанию механизма разрушения горных пород взрывом.

1.1.1 Волновая теория разрушения

В основе волновой теории, являющейся одним из классических подходов к описанию механики взрыва, лежит представление о том, что основным параметром разрушения горных пород является динамическое воздействие волн напряжений. Данная концепция, развитая в трудах А.Ф. Суханова, Л.И. Барона, Г.И. Покровского и других, позволяет описать фундаментальные процессы, происходящие в массиве в первые микро- и миллисекунды после детонации заряда [37, 42, 48].

При детонации взрывчатого вещества в скважине давление газообразных продуктов достигает десятков ГПа, что инициирует в окружающем массиве интенсивную ударную волну сжатия [63-64]. Распространяясь со сверхзвуковой скоростью, она формирует вокруг зарядной полости систему концентрических зон, различающихся по характеру и степени воздействия на породу (рисунок 1.1).

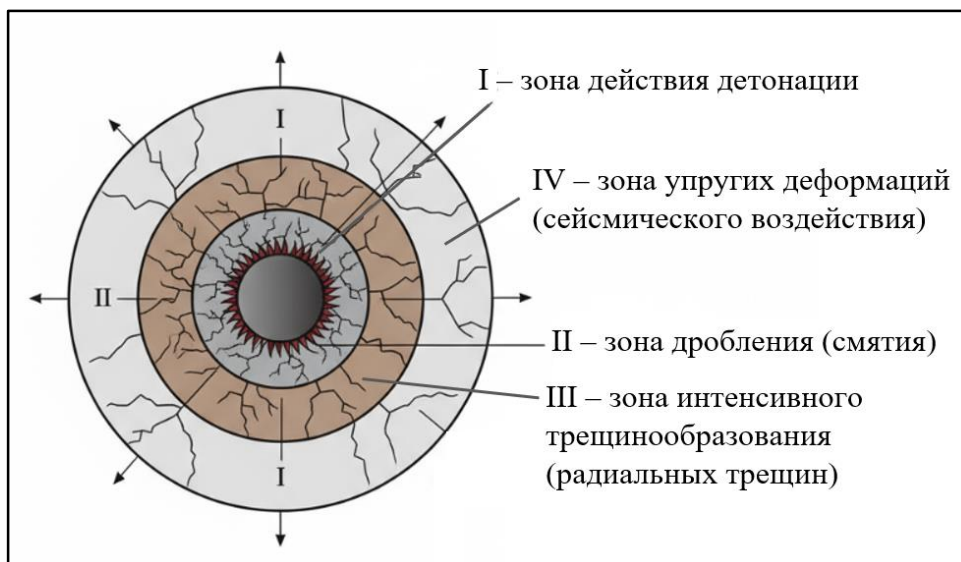


Рисунок 1.1 – Схема зон разрушения горной породы вокруг скважинного заряда:
 I – зона действия детонации; II – зона дробления (смятия); III – зона интенсивного трещинообразования (радиальных трещин); IV – зона упругих деформаций (сейсмического воздействия).

В зоне I, непосредственно примыкающей к стенкам скважины, напряжение на фронте ударной волны многократно превосходит предел прочности породы, что приводит к ее испарению, плавлению и переходу в пластическое состояние.

В зоне II (зона дробления), радиус которой составляет от 2 до 5 радиусов заряда, порода разрушается до состояния мелкофракционного сыпучего материала.

В зоне III (зона трещинообразования), простирающейся на расстояние до 15-20 радиусов заряда, амплитуда напряжений уже недостаточна для объемного разрушения, однако она превышает предел прочности породы, что инициирует возникновение и развитие густой сети радиальных трещин.

В зоне IV, напряжения на фронте волны становятся ниже предела прочности, и порода испытывает только упругие деформации [48, 76-77].

По мере распространения в массиве волна напряжений затухает, то есть ее амплитуда снижается с увеличением расстояния от источника. Этот процесс в общем виде описывается степенной зависимостью [48] (1.1):

$$P(R) = P_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^n, \quad (1.1)$$

где $P(R)$ – пиковое давление на фронте волны на расстоянии R от центра заряда, МПа; P_0 – начальное давление на границе «заряд-порода», МПа; R_0 – радиус заряда, м; R – расстояние от центра заряда, м; n – показатель затухания, зависящий от физико-механических свойств горной породы (для скальных пород обычно принимается в диапазоне 1.5-2.5).

Таблица 1.1 - Характеристика зон взрывного разрушения в соответствии с волновой теорией [48]

№ зоны	Название зоны	Радиус зоны (относительно радиуса заряда, R_0)	Доминирующий механизм воздействия	Конечное состояние породы
I	Зона действия детонации	$(1.0 - 1.5) R_0$	Непосредственное действие детонации	Газообразное/расплавленное состояние
II	Зона дробления	$(2 - 5) R_0$	Превышение предела прочности на всестороннее сжатие	Мелкодисперсный, переизмельченный материал
III	Зона трещинообразования	$(15 - 20) R_0$	Превышение динамического предела прочности	Густая сеть радиальных и кольцевых трещин
IV	Зона упругих деформаций	$> 20 R_0$	Упругие колебания частиц среды	Обратимые деформации, сейсмические волны

С точки зрения формулируемой проблематики исследования, соотношенной с рассматриваемой волновой теорией, в особенности можно выделить явление откола у свободной поверхности. Достигнув свободной поверхности уступа, волна сжатия отражается от нее и возвращается в массив в виде волны растяжения.

Поскольку предел прочности горных пород на растяжение на порядок ниже предела прочности на сжатие, именно отраженная волна растяжения становится главным фактором разрушения массива в этой зоне. Когда растягивающие напряжения в какой-либо точке превышают динамический предел прочности породы на отрыв, в этом месте образуется откольная трещина, как правило, ориентированная параллельно свободной поверхности.

Вместе с тем, как справедливо отмечал А.Ф. Суханов, создание универсальной волновой теории разрушения является чрезвычайно трудной задачей [42]. Описанная модель является идеализированной и применима в полной мере лишь для гомогенных, изотропных сред. Реальный горный массив всегда обладает сложной структурой - трещиноватостью, блочностью, слоистостью и анизотропией. Эти структурные неоднородности кардинально усложняют картину волнового поля. На границах трещин и блоков происходит многократное отражение, преломление и диссипация энергии волн, что приводит к непредсказуемому перераспределению напряжений. Таким образом, применительно к сложноструктурным массивам, классическая волновая теория может быть использована при описании ограниченной локальной части или участков массива при описании его разрушения, имеющих относительную однородность свойств и структуры, однако, практически невозможно получить всеобъемлющую картину разрушения из-за большой неопределенности.

1.1.2 Энергетический подход к разрушению горных пород взрывом

Если волновая теория фокусируется на сверхбыстрых процессах, протекающих в первые мгновения после детонации, то энергетический подход, основоположником которого является Г.И. Покровский, анализирует весь комплекс явлений с точки зрения общего баланса и распределения энергии взрыва. Он рассматривает разрушение горных пород энергией взрыва как результат работы, совершаемой расширяющимися продуктами детонации. Так же в нем рассматриваются процессы развития трещин и перемещения горной массы [37].

Общий энергетический баланс взрыва можно представить в виде [2] (1.2):

$$E_{\text{ВВ}} = E_{\text{разр}} + E_{\text{пласт}} + E_{\text{сейсм}} + E_{\text{кин}} + E_{\text{тепл}}, \quad (1.2)$$

где $E_{\text{ВВ}}$ – полная энергия (теплота) взрыва ВВ, кДж; $E_{\text{разр}}$ – энергия, затраченная на полезное разрушение (образование новых поверхностей), кДж; $E_{\text{пласт}}$ – энергия, затраченная на пластические деформации в ближней зоне, кДж; $E_{\text{сейсм}}$ – энергия, ушедшая в массив в виде сейсмических волн, кДж; $E_{\text{кин}}$ – кинетическая энергия перемещаемой горной массы, кДж; $E_{\text{тепл}}$ – тепловые потери (нагрев массива), кДж;

Анализ энергетического баланса показывает, что коэффициент полезного действия взрыва, определяемый как отношение $E_{\text{разр}}/E_{\text{ВВ}}$, крайне редко превышает 15-20%. Это подчеркивает важность оптимизации параметров БВР для направления максимальной доли энергии именно на полезное разрушение.

Ключевую роль в энергетической теории играет квазистатическое действие газообразных продуктов детонации. После прохождения ударной волны и образования первичной сети радиальных трещин, давление в зарядной камере остается высоким (сотни МПа). Газы под этим давлением устремляются в образовавшиеся и уже существующие в массиве трещины, оказывая на их стенки расклинивающее действие.

Этот процесс, в отличие от практически мгновенного волнового удара, имеет значительно большую длительность (десятки миллисекунд) и является основным механизмом, вызывающим рост и слияние трещин, отделение блоков от массива и их последующую фрагментацию. Как отмечал Г.И. Покровский, при наличии в массиве слабых прослоек или ориентированных систем трещин, давление продуктов взрыва не расходуется равномерно, а концентрируется в зонах наименьшего сопротивления, что и обуславливает формирование конечной кусковатости.

Развивая энергетический подход, А.Н. Ханукаев показал, что эффективность передачи энергии от продуктов взрыва к массиву горных пород во многом определяется согласованностью их волновых сопротивлений, или акустической жесткостью (ρc) [48]. Акустическая жесткость среды является ее фундаментальной характеристикой и рассчитывается как произведение плотности (ρ , кг/м³) на скорость распространения продольной волны (c , м/с). Ханукаев

предложил классифицировать горные породы по этому параметру, что позволяет прогнозировать характер их разрушения при взрыве. (Таблица 1.2).

Таблица 1.2 - Классификация горных пород по акустической жесткости (по А.Н. Ханукаеву) [48]

Группа пород	Типичные представители	Акустическая жесткость, ρc , $\text{кг}/(\text{м}^2 \cdot \text{с}) \times 10^6$	Характер разрушения при взрыве
I (Низкая жесткость)	Угли, слабые песчаники, глинистые сланцы	< 8	Вязкое разрушение, образование крупных блоков, значительные пластические деформации
II (Средняя жесткость)	Известняки, доломиты, средние граниты	8 – 15	Хрупко-вязкое разрушение, хорошее дробление при оптимальных параметрах БВР
III (Высокая жесткость)	Крепкие граниты, габбро, кварциты, железистые руды	> 15	Хрупкое разрушение, склонность к переизмельчению в ближней зоне и образованию негабаритной фракции

Чем выше акустическая жесткость породы, тем эффективнее она воспринимает энергию короткого ударно-волнового импульса и тем более хрупкому разрушению подвергается. Породы с низкой акустической жесткостью, наоборот, склонны к поглощению (диссипации) энергии и вязкому разрушению.

В работах Ф.А. Баума и К.П. Станюковича были предложены физико-математические модели, описывающие термодинамику расширения продуктов детонации. Они позволили получить аналитические зависимости для расчета давления газов в функции времени и объема, что является основой для количественной оценки как импульса ударной волны, так и последующей работы расширения газов [1].

Таким образом, энергетический подход смещает парадигму от изучения исключительно пиковых напряжений к анализу работы разрушения. Он показывает, что конечный гранулометрический состав определяется не только начальным импульсом, но и всем последующим нагружением массива продуктами детонации. Этот подход, особенно в сочетании с учетом акустической жесткости, закладывает основу для понимания того, почему одни и те же параметры БВР в разных по своим свойствам породах приводят к совершенно различным результатам дробления.

1.1.3 Влияние свободной поверхности на процесс разрушения

Преыдушие подходы, описывая фундаментальные волновые и энергетические процессы, в значительной степени рассматривают их в условно безграничной среде. Однако в практике открытых горных работ взрыв почти всегда производится в массиве, имеющем как минимум одну открытую (свободную) поверхность.

Исследования Г.П. Демидюка посвящены влиянию свободной поверхности на процесс дробления взрывом, в которых говорится, что при удаленности заряда от свободной поверхности на расстояние меньше критической волны разрежения, в этой области наблюдается образование радиальных трещин, ориентированных к свободной поверхности, и существенно усиливается процесс разрушения [13].

Процесс разрушения массива у свободной поверхности носит ярко выраженный фазный характер: начальная фаза, откольное разрушение и газодинамическое разрушение.

На начальной фазе (волновое действие), аналогично описанной выше волновой теории, ударная волна сжатия распространяется от заряда, формируя зону трещиноватости, и достигает свободной поверхности.

На фазе откольного разрушения, отражаясь от свободной поверхности, волна сжатия трансформируется в волну растяжения. Эта волна, распространяясь от откоса уступа вглубь массива, создает систему откольных трещин, параллельных откосу уступа, что вызывает предварительное разупрочнение массива.

Затем, при наступлении фазы газодинамического разрушения и сдвижения, расширяющиеся продукты детонации, проникнув в сеть естественных и вновь образованных трещин, начинают действовать на ослабленный и предварительно разрушенный массив. Наличие свободной поверхности обеспечивает кинетическую возможность для движения массива. Под действием давления газов массив начинает смещаться в сторону наименьшего сопротивления, то есть в сторону уступа. Это движение сопровождается интенсивным взаимным соударением блоков, что приводит к их дополнительному дроблению.

Г.П. Демидюк подчеркивал, что эффективность всего процесса критически зависит от правильного выбора ЛНС [13]. Взаимосвязь величины линии наименьшего сопротивления (ЛНС) с характером разрушения описана в таблице ниже.

Таблица 1.3 - Влияние величины ЛНС (W) на результаты взрыва [13]

Величина W	Характер разрушения и последствия
$W < W_{\text{опт}}$ (Недостаточная)	Интенсивное переизмельчение породы у скважины. Воздушная ударная волна. Низкий коэффициент использования энергии ВВ.
$W \approx W_{\text{опт}}$ (Оптимальная)	Равномерное дробление всего отбиваемого объема. Эффективное использование энергии взрыва.
$W > W_{\text{опт}}$ (Избыточная)	Прорыв газов через забойку. Плохая проработка подошвы уступа (образование «порогов»). Высокий выход негабаритной фракции. Высокое сейсмическое воздействие.

М.Г. Менжулин рассматривал процесс разрушения как последовательность образования, слияния и роста микротрещин. Этот процесс требует значительных энергозатрат, причем существенная доля энергии взрыва (по разным оценкам, от 10% до 70% в зависимости от свойств

пород и параметров взрыва) не идет на полезное разрушение, а диссипирует (рассеивается) в виде тепла, пластических деформаций и сейсмических волн [31-32].

Наличие свободной поверхности на оптимальном расстоянии W от оси заряда создает условия, при которых максимальная доля энергии газов трансформируется в полезную работу по перемещению и дроблению массива, а не на его избыточное пластическое деформирование или сотрясение [42].

Таким образом, существующие теории - волновая, энергетическая с учетом свободной поверхности - объясняют разные стороны одного явления. Волновая теория описывает зарождение трещин за счет упругих и пластических деформаций, энергетическая связывает процесс разрушения с давлением и распределением энергии продуктов взрыва, а учет свободных поверхностей объясняет особенности дробления в приповерхностных зонах.

Несмотря на значительный прогресс в научных исследованиях и инженерной практике БВР [11, 14-16, 30, 33], существует ряд нерешенных проблем, которые препятствуют созданию универсальных методик расчета оптимальных параметров БВР в сложноструктурных массивах горных пород. Эти проблемы обусловлены как ограничениями классических теорий разрушения, так и сложностью практической адаптации известных моделей в условиях реального горного производства [55, 57, 72].

Теоретические модели, оперирующие усредненными параметрами, не позволяют достичь качественного дробления породы и прогнозировать гранулометрический состав ВГМ [105, 114].

1.2 Проблематика действия взрыва в сложноструктурных массивах

1.2.1 Влияние анизотропии пород, слагающих массив на качество дробления

Многие существующие теории дают качественные объяснения, при этом основаны на допущении об однородности и изотропности массива. В реальности же массивы обладают трещиноватостью (с различными типами и углами залегания трещин); блочностью (размеры и формы блоков существенно отличаются в пределах одного уступа); вариативностью акустических и механических свойств (коэффициент Пуассона, модуль Юнга, акустическая жесткость); анизотропией (наличие слоистости, разломов, слабых прослоек).

Анизотропия физико-механических свойств пород, слагающих массив обуславливает их направленно-зависимую прочность и, как следствие, направленно-зависимые эффекты взрыва: при одних и тех же параметрах БВР качество дробления, качество формирования откоса и степень проработки подошвы уступа могут кардинально различаться в зависимости от пространственного расположения скважин, зарядов и структуры горных пород [7,43,47].

Для количественного описания этого явления можно использовать угол между плоскостями ослабления и направлением взрыва, определяемым как нормаль к поверхности забоя. Направление забоя может быть задано четырьмя типовыми ориентациями А, Б, В, Г (рисунок 1.2), что позволит систематизировать наиболее характерные комбинации структурных особенностей взрываеваемого массива и оценить их влияние на три ключевых показателя качества взрывных работ: склонность к заколообразованию и образованию порогов, фрагментация и проработка подошвы уступа.

Массив с вертикальной трещиноватостью и выраженной анизотропией

В массиве с вертикальной трещиноватостью (рисунок 1.2а) наблюдается выраженная зависимость эффективности разрушения горных пород взрывом от ориентации систем трещин забоя. При неправильном соотношении угла между плоскостями ослабления и направлением взрыва скважины могут быть зажаты между субвертикальными системами трещин. Энергия взрыва в этом случае расходуется преимущественно на раскрытие существующих плоскостей ослабления, а не на формирование новых, что приводит к плохой проработке подошвы уступа и выходу негабаритной фракции [7, 47].

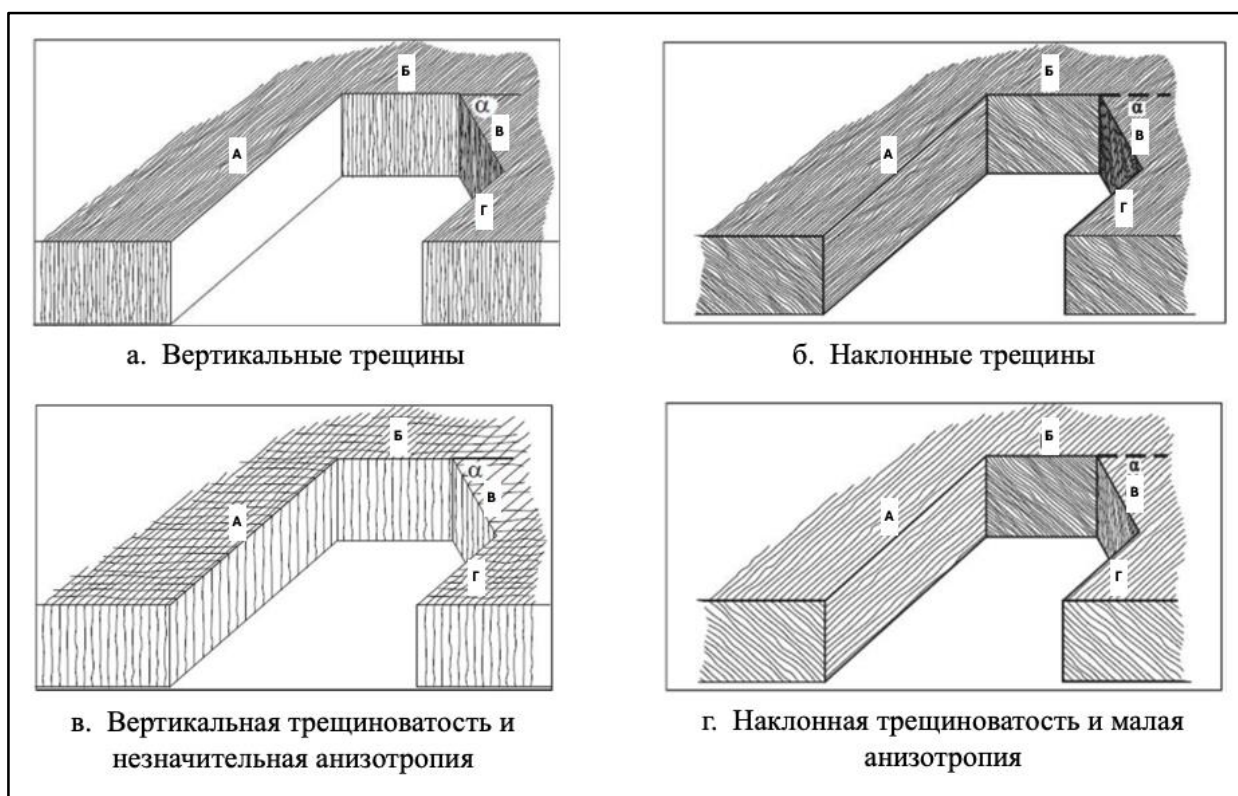


Рисунок 1.2 - Типы трещиноватых массивов

Происходит интенсивный выброс газообразных продуктов взрыва вдоль слоистости откоса. Это сопровождается осыпанием и вывалом отдельных негабаритной фракции особенно по первому ряду скважин. Для снижения негативных эффектов необходимо уменьшать расстояние между скважинами первого ряда.

Наиболее подходящим для данного типа массива является направление взрыва, при котором нормаль к забою перпендикулярна относительно преобладающей системы трещин - В. Оптимальное качество дробления достигается при ориентации взрыва вдоль направления Г. Следует отметить, что в массивах с вертикальной трещиноватостью определяющим фактором при выборе сетки бурения являются свойства подстилающего слоя [7, 47].

Массив с наклонной трещиноватостью и выраженной анизотропией

В анизотропных массивах с наклонной трещиноватостью (рисунок 1.2б) наиболее оптимальное направление взрыва будет параллельно направлению простирания трещин - Б. При этом осложняющим фактором является формирование негабаритной фракции и локальные неустойчивые участки откоса [7, 47].

Вместе с тем, независимо от выбранного направления забоя в породах с наклонной трещиноватостью остается риск отклонения скважин от проектной траектории, что приводит к формированию зон непроработки массива и проблемам с подошвой уступа [7, 47].

Массив с вертикальной трещиноватостью и незначительной анизотропией

Для массивов с приблизительно вертикальной трещиноватостью и незначительной степенью анизотропии (рисунок 1.2в) характерно формирование неровного профиля откоса уступа. Увеличение степени трещиноватости, диаметра скважин и давления продуктов детонации в таких массивах увеличивает выход негабаритной фракции в передней части развала ВГМ.

При направлении взрыва под 45 градусов к трещинам происходит максимальный вылет кусков ВГМ, а также образование более крупных кусков в глубине развала. Разлет кусков можно уменьшить за счет увеличения длины незаряжаемых скважин в последнем ряду [7, 47].

Истечение продуктов детонации через систему трещин усиливает разлет кусков ВГМ и оказывает негативный эффект на дробление, особенно в области подошвы уступа. Данная проблема проявляется в зоне первого ряда, когда формируются пороги. Возможным способом повышения качества проработки подошвы является ориентация бурения вдоль направления Г при взрывании вдоль направления С [7, 47].

Массив с наклонной трещиноватостью и незначительной анизотропией

В массивах с наклонной трещиноватостью и малой анизотропией (рисунок 1.2г) проработка подошвы уступа является ключевой проблемой. Увеличение перебура позволяет сместить зону максимальных растягивающих напряжений ниже проектной отметки подошвы и обеспечить качественную проработку. Необходимая величина перебура определяется углом падения трещин – чем более пологий угол, тем больше должен быть перебур.

Отклонение траектории скважин от проектной в таких массивах дополнительно снижает эффективность дробления, так как заряды смещаются в зоны повышенной трещиноватости, где

энергия расходуется на раскрытие существующих трещин, а не на создание новых. Это приводит к образованию неразрушенных участков массива между скважинами [7, 47].

Наиболее правильной ориентацией забоя является направление В, которое обеспечивает оптимальный баланс между равномерностью дробления и качеством подошвы уступа.

Сводная оценка качества взрыва в рассматриваемых условиях приведена в таблице 1.4.

Таблица 1.4 – Качество взрыва в условиях трещиноватых массивов

Направление забоя	Проблема заколообразования и образования порогов	Фрагментация	Проработка подошвы уступа
Качество взрыва в условиях вертикальных трещин в массиве			
А	небольшая	средняя	средняя
Б	большая	плохая	большая
В	небольшая	средняя-хорошая	средняя
Г	небольшая	средняя	средняя
Качество взрыва в условиях наклонных трещин в массиве			
А	большая	плохая	большая
Б	небольшая	хорошая	средняя
В	небольшая	хорошая	средняя
Г	небольшая	хорошая	средняя-большая
Качество взрыва в условиях вертикальной трещиноватости и незначительной анизотропии			
А	малая	хорошая	средняя
Б	несколько	неудовлетворительная	различная
В	большая	хорошая	небольшая
Г	малая	хорошая	средняя
Качество взрыва в условиях с наклонной трещиноватостью и малой анизотропией			
А	очень большая	плохая	большая
Б	небольшая	хорошая	средняя
В	малая	очень хорошая	средняя
Г	малая	хорошая	средняя-большая

1.2.2 Влияние угла падения напластований на расположение скважин

Как утверждают И.Б. Катанов и А.А. Сысоев, для подавляющего большинства горных пород предел прочности при одноосном сжатии превышает предел прочности при растяжении в десятки раз $\sigma_p = 0,1\sigma_{сж}$. Это приводит к тому, что направление развития трещин при взрывном нагружении определяется не только величиной действующих напряжений, но и ориентацией плоскостей напластований и трещиноватости. При больших различиях между прочностью на сжатие и растяжение диапазон углов, при которых разрушение развивается перпендикулярно плоскости пласта, а не вдоль нее, оказывается существенно ограниченным [25].

В поперечном сечении, перпендикулярном оси скважинного заряда, форма зоны регулируемого дробления определяется степенью анизотропии массива: кривая анизотропии трещиноватости близка к эллипсу, а скорость продольной волны изменяется обратно

пропорционально этой кривой. Тем самым ориентация скважин относительно напластований оказывает прямое влияние на форму и размеры зоны разрушения.

Наиболее благоприятные условия дробления достигаются в двух случаях: когда нагрузка разрушения действует строго перпендикулярно напластованию (рисунок 1.3а) и когда простирание напластований параллельно линии откоса уступа (рисунок 1.3в). В первом случае создаются условия для развития трещин поперек слоистости, во втором – обеспечивается работа первого ряда скважин при минимальном влиянии слоистости на форму откоса [25].

При угле падения напластований более 35 градусов по отношению к оси скважины (рисунки 1.3б и 1.3г) волна напряжений затухает быстрее, что приводит к ухудшению качества дробления и увеличению выхода негабаритной фракции.

При проектировании взрывов, как отмечают И.Б. Катанов и А.А. Сысоев, обычно не учитываются взаимосвязи сдвиговых напряжений, действующих вдоль слоистости и систем трещин. В результате для обеспечения необходимого качества дробления при неверном расположении заряда относительно напластований приходится увеличивать удельный расход ВВ. При применении усредненного удельного расхода ВВ без учета структуры массива получаются существенно различающиеся результаты дробления [25].

Авторы подтверждают это результатами обработки информации по качеству взрывной подготовки породы к выемке, которые показывают наличие закономерности изменения размеров куска на поверхности развала в зависимости от пространственного расположения скважин в слоистом массиве [25] (рисунок 1.4).

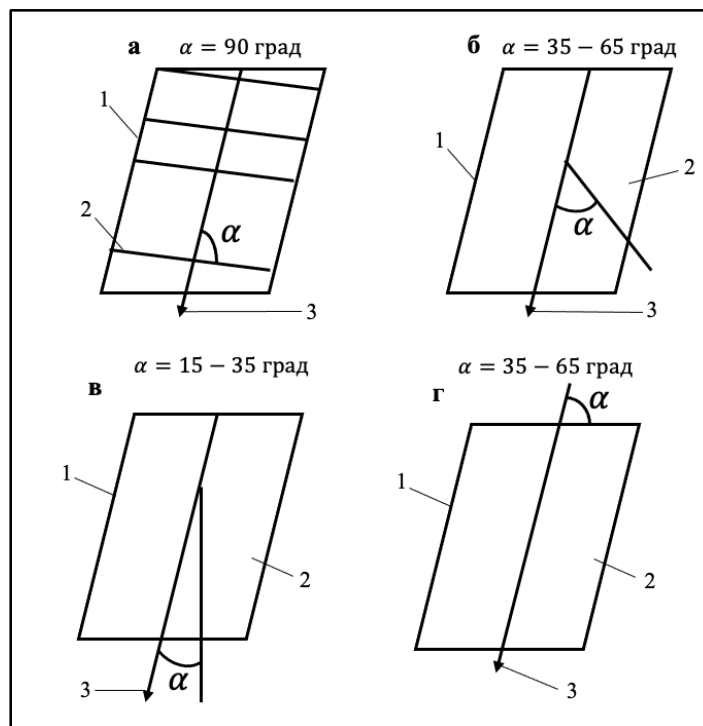


Рисунок 1.3 - Схема пространственного размещения скважин в массиве относительно напластований: 1 - откос уступа; 2 - напластования породы; 3 - направление бурения [25]

Из результатов обработки эксперимента И.Б. Катанова и А.А. Сысоева видно, что наилучшее качество дробления имеет место при бурении скважин относительно плоскости напластований под углом 85-90 град, и в случае совпадения направления бурения с плоскостью напластований [25].



Рисунок 1.4 - Изменение размера куска на поверхности развала в зависимости от угла встречи скважинного заряда с напластованиями массива [25]

1.2.3 Зоны дробления трещиноватого массива при взрыве

В условиях открытых горных работ в большинстве случаев приходится взрывать массивы горных пород с различной степенью трещиноватости. Трещины оказывают выраженное экранирующее влияние на распространение энергии взрыва: они локализируют разрушение в пределах отдельных блоков (отдельностей), непосредственно окружающих заряд, тогда как на больших расстояниях разрушение отдельных блоков происходит в основном за счёт их механического взаимодействия и соударения [42].

С увеличением размеров взрываемого массива и диаметра скважинного заряда неравномерность распределения энергии по объёму возрастает, и всё большая доля отдельностей разрушается не от прямого действия волн напряжений и давления газов, а от их взаимного механического взаимодействия. В трещиноватом массиве Суханов и Кутузов выделяют две принципиально разные по механизму области дробления (рисунок 1.5). В непосредственной близости от заряда отдельности разрушаются на значительное число кусков под действием высоких растягивающих и сдвиговых напряжений и давления продуктов детонации; изменение параметров заряда позволяет целенаправленно изменять крупность дробления в этой области. При увеличении заряда радиус такой области возрастает не плавно, а последовательно вовлекаются в интенсивное дробление одна, две, три и более окружающих заряд отдельности. Эту область Суханов и Кутузов обозначают как зону регулируемого дробления [42].

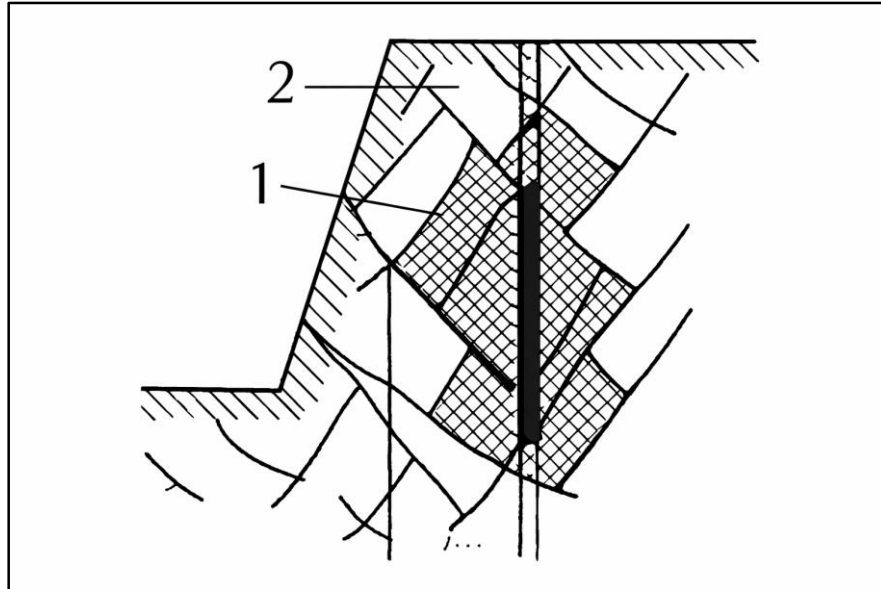


Рисунок 1.5 - Зоны дробления взрывом трещиноватого массива [42]

За пределами зоны регулируемого дробления характер разрушения изменяется. Здесь отдельные, слагающие остальной объём взрывающего массива, испытывают динамическое воздействие со стороны расширяющегося объёма породы, входящей в зону регулируемого дробления, и разрушение носит вероятностный характер. Отдельный блок может раскалываться на две–три части лишь при наличии в его объёме дефектов, неоднородностей или ослабленных сечений, по которым и развивается локальное дробление. Более удалённые от заряда отдельные, как правило, разрушаются вследствие развития магистральных трещин, переходящих из одной отдельности в другую при их взаимном соударении и смещении. Данная область обозначается как зона практически нерегулируемого дробления, поскольку степень и характер измельчения в ней слабо поддаются прямому управлению изменением параметров заряда [42].

Сформулированная Сухановым и Кутузовым задача регулирования дробления сводится к поиску таких схем и параметров взрыва, которые обеспечивают максимальное возможное увеличение объёма зоны регулируемого дробления за счёт оптимизации геометрии зарядов. Целью является либо полное исключение зоны практически нерегулируемого дробления, либо, по крайней мере, рост доли разрушения крупных отдельностей в её пределах до технологически приемлемого уровня [42].

Расчет зоны регулируемого дробления может быть произведен по методике, описанной в работе [44]. Радиус этой зоны при взрывании одного заряда равен (1.3):

$$R_1 = \frac{\sqrt{\pi} D \rho_b d_3 c v (1 - \frac{\mu v}{1 - v})}{8(\sigma_p + \mu P) \Phi(1 - v)} \sqrt{\frac{2d_c}{d_e}}, \quad (1.3)$$

где D – скорость детонации, ρ_v – плотность заряжения, d_3 – диаметр заряда ВВ, c – скорость продольной волны, ν – коэффициент Пуассона, σ_p – предел прочности на разрыв отдельности, μ – коэффициент трения между отдельностями, Φ – показатель трещиноватости массива, d_e – размер отдельности, определяется по формуле $0,2 \cdot f$, f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова, d_c – средний размер куска после взрыва, P – величина горного давления.

1.2.4 Ограничения существующих методик расчёта параметров БВР в сложноструктурных массивах

Классические методики расчёта параметров БВР ориентированы на однородные, постоянные среды, когда свойства массива могут быть описаны одним усреднённым набором геолого-структурных параметров и считаются неизменными в пределах взрывного блока. В таких условиях допустимо применение единых параметров бурения и заряжения ко всему блоку.

В ряде работ, в частности В.Н. Тюпина предложены зависимости, комплексно учитывающие детонационные параметры ВВ, физико-механические свойства пород и показатель трещиноватости массива при расчете параметров БВР и прогнозировании гранулометрического состава ВГМ [43-46]. Вместе с тем в сложноструктурных массивах, сочетающих участки с различной ориентацией и интенсивностью трещиноватости, изменчивой блочностью и литологическими разностями, расчет по единому набору параметров БВР будет корректен лишь для ограниченных участков блока, тогда как на других участках приведет к повышенному выходу негабаритной фракции, либо к переизмельчению и перерасходу ВВ.

Таким образом, существующие методики могут быть применены к отдельным локальным участкам блока, имеющим геолого-структурное однообразие, однако задача пространственной оптимизации расположения скважин первого ряда с учетом локальной изменчивости геолого-структурных характеристик по данным цифрового картирования массива остается нерешенной.

Одной из ключевых проблем при взрывах скальных пород является повышенный выход негабаритной фракции и неоднородность гранулометрического состава ВГМ [35]. Негабаритная фракция приводит к необходимости вторичного дробления, снижает производительность погрузочно-транспортного и дробильно-сортировочного оборудования, увеличивает удельные эксплуатационные затраты и усложняет управление горнотранспортным потоком.

Первый ряд скважин вносит весомый вклад в общий объём негабаритной фракции. Первый ряд скважин, как правило, взрывается в условиях одной свободной поверхности, при этом фактическое значение ЛНС скважин и условия распространения волн напряжений существенно зависят от реального профиля откоса [36], наличия вывалов и ориентации системы трещин [7,43,47]. В сложноструктурных массивах именно по первому ряду формируется

значительная доля негабаритной фракции [54,98,108]: часть энергии взрыва расходуется на раскрытие существующих трещин, а не на дробление. Это приводит к тому, что даже при оптимизации параметров БВР по усредненным геолого-структурным характеристикам блока обеспечить приемлемый уровень и однородность дробления в зоне первого ряда оказывается затруднительно.

Дополнительным фактором, усугубляющим проблему выхода негабаритной фракции по первому ряду скважин, является формирование заколов от предыдущего массового взрыва. Как показано в работах В.Н. Тюпина [43-46] на расстоянии (15-50)дз от крайних скважин предыдущего взрыва происходит раскрытие естественных трещин, что приводит к увеличению показателя трещиноватости массива в 2-3 раза по сравнению с ненарушенным массивом. Вследствие этого радиус зоны дробления отдельностей при последующем взрыве уменьшается, а волны напряжений практически полностью теряют энергию на раскрытых трещинах шириной 5-8 мм. Это обуславливает необходимость уменьшения ЛНС при проектировании скважин первого ряда для обеспечения качественного дробления в зоне заколов [43-46].

Обеспечение однородности дробления в таких условиях возможно только при индивидуальном подборе параметров БВР под локальные геолого-структурные зоны блока.

1.3 Анализ влияния параметров БВР на дробление горных пород взрывом

Важным аспектом для эффективного дробления горных пород является оптимизация параметров БВР. Исследования, проведенные в области выбора оптимальных параметров БВР, позволяют более точно прогнозировать результат процесса дробления [49].

Анализ исследований в этом направлении показывает, что оптимизация процесса дробления горных пород при БВР на карьерах строительных материалов является актуальной проблемой, требующей комплексного подхода. Непрерывные исследования и инновации в этой области являются ключевыми факторами для совершенствования процесса дробления горных пород и развития горнодобывающей отрасли в целом.

С целью определения параметров БВР, обладающих наибольшим вкладом на основе научного обзора, была построена диаграмма взаимосвязи между основными факторами, влияющими на эффективность дробления горных пород (рисунок 1.6). На данной диаграмме узлы соответствуют параметрам БВР, а стрелки отражают причинно-следственные связи между ними [19].

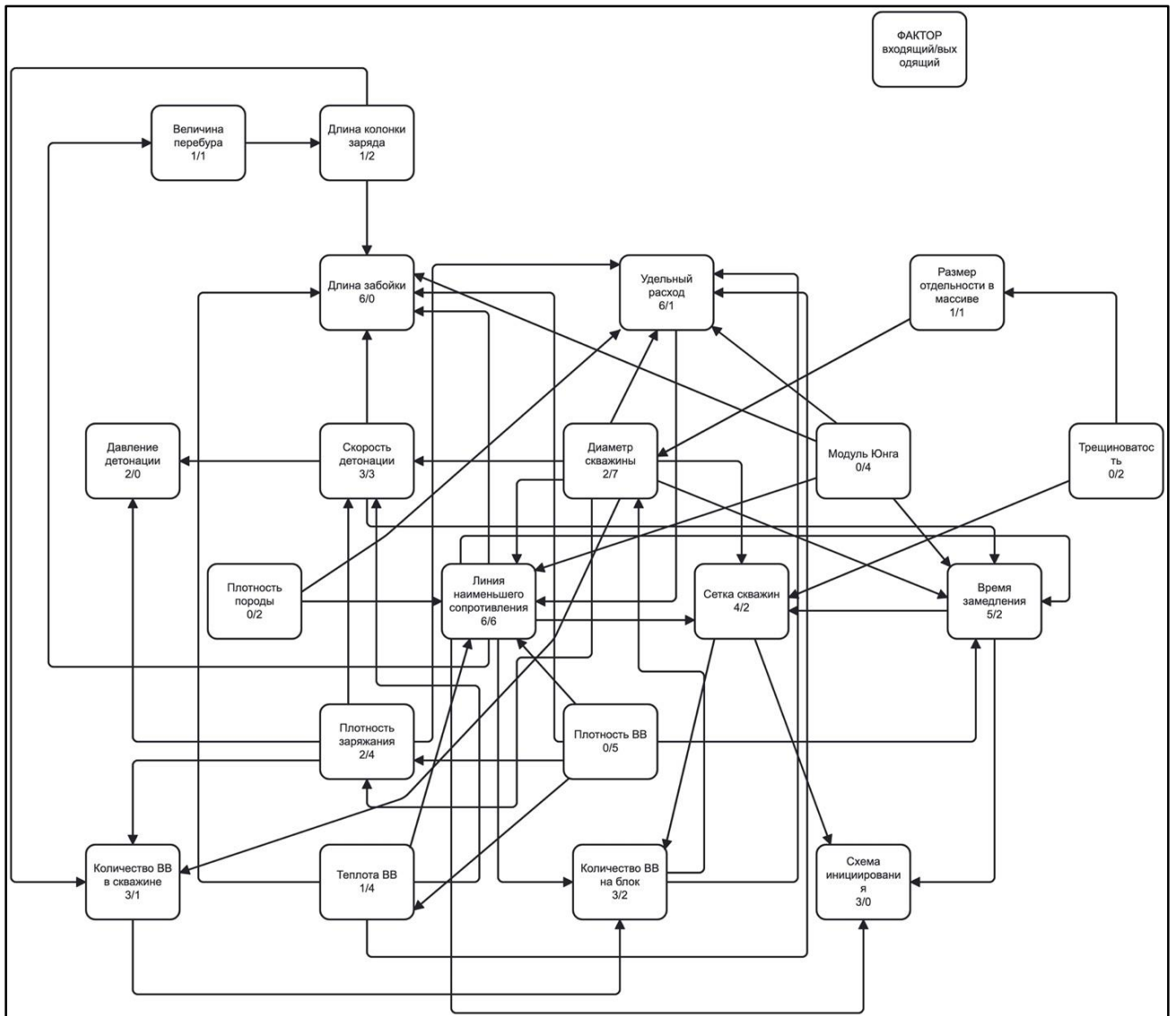


Рисунок 1.6 – Блок-схема взаимосвязи параметров БВР, влияющих на дробление горных пород взрывом [19]

Для каждого фактора фиксировалось количество входных параметров (вызывающих факторов) и количество связей, оказывающих влияние на другие параметры БВР (влияющих факторов). Всем параметрам был присвоен одинаковый вес, равный 1. Затем процентный вклад каждого параметра БВР в дробление горной породы взрывом рассчитывался по следующей формуле [19] (1.4):

$$f = \frac{f_{\text{вход}} + f_{\text{исход}}}{f_{\text{общ}}} * 100, \quad (1.4)$$

где $f_{\text{вход}}$ – количество входных факторов в параметр БВР; $f_{\text{исход}}$ – количество влияющих факторов на параметр БВР; $f_{\text{общ}}$ – всего входящих и исходящих факторов на диаграмме.

Оценка вклада факторов выполнена методом структурированного экспертного анализа на основе систематизации данных публикаций и обобщения производственного опыта. Результаты процентных вкладов представлены в таблице 1.5.

Таблица 1.5 - Процентный вклад параметров БВР в дробление горных пород взрывом [19]

Фактор	Входит	Выходит	Вклад, %
Линия наименьшего сопротивления	6	6	12
Сетка скважин	4	2	6
Длина забойки	6	0	6
Количество ВВ на блок	3	2	5
Количество ВВ в скважине	3	1	4
Удельный расход ВВ	6	1	7
Интервал замедления	5	2	7
Длина колонки заряда	1	2	3
Схемы инициирования	3	0	3
Диаметр скважины	2	7	9
Величина перебура	1	1	2
трещиноватость	0	2	2
Размер отдельности в массиве	1	1	2
Скорость детонации	3	3	6
Давление детонации	2	0	2
Плотность ВВ	0	5	5
Плотность заряжания	2	4	6
Теплота ВВ	1	4	5
Плотность породы	0	2	2
Модуль Юнга	0	4	4

Проведенный анализ показал, что ЛНС является фактором с наибольшим суммарным вкладом (12%) в результирующее качество дробления. Неоптимальное значение ЛНС, в частности, его завышение, является одной из ключевых причин формирования некондиционной фракции после взрыва. Этот вывод согласуется с многочисленными исследованиями, посвященными расчету ЛНС [112]. Анализ литературных данных позволил систематизировать существующие методики определения данного параметра (Таблица 1.6), которые можно классифицировать по учитываемым факторам: формулы, связывающие ЛНС с диаметром скважины и энергетическими характеристиками ВВ [15, 21, 85]; комплексные формулы, дополнительно учитывающие свойства массива, такие как трещиноватость и коэффициент крепости [4-8, 112]; формулы, включающие удельный расход и массу ВВ в скважине [8, 15, 21, 85].

Таблица 1.6 - Обзор методик расчета линии наименьшего сопротивления

№	Автор	Предлагаемый расчет ЛНС	Расчет учитывает трещиноватость и блочность массива
1.5	Ерофеев И.Е. [15]	$W = \sqrt{\frac{\pi * d^2 * \rho * e}{4000 * \rho_{\text{ВВ}} * Q_{\text{ВВ}} * q_0}}$	Косвенно, через расчет удельного расхода ВВ
1.6	Демидюк Г.П. [48]	$W = 28 * d_3 * \sqrt{\frac{Q_{\text{ВВ}} * \rho_{\text{ВВ}}}{Q_{\text{э.2}} * q}}$	Не учитывает
1.7	Давыдов С.А. [28]	$W = 53 * k_T * d_3 * \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}} * Q_{\text{э.2}}}{\gamma * Q_{\text{ВВ}}}}$	Через коэффициент трещиноватости
1.8	В. Шехурдин [85]	$W = \sqrt{\frac{P}{q_0 * m}}$	Косвенно, через расчет удельного расхода ВВ
1.9	С.Г. Оника и В.И. Стасевич [85]	$W = 47 * k_T * K_c * d_3 * \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{\gamma * e}}$	Через коэффициент трещиноватости
1.10	Барон Л.Н. [27]	$W = d_3 * \sqrt{\frac{7,85 * \rho_{\text{ВВ}} * \eta}{1000 * q * m}}$	Не учитывает
1.11	«Союзвзрывпром» [22]	$W \approx 0,9 * \sqrt{\frac{p}{q}}$	Не учитывает
1.12	Кутузов Б.Н. [8]	$W = R_{\text{ТР}} * \cos(0,5 * \alpha)$	Через расчет зоны трещинообразования
1.13	Боровиков В.А. Ванягин И.Ф. Менжулин М.Г. [6]	$W = R_{\text{ТР}} + b_{\text{отк}}$	Через расчет зоны трещинообразования и откола
1.14	Бейсебаев А.М. [3]	$W = 4 * k * d * \left(\frac{A * \rho}{f}\right)^j$	Не учитывает
1.15	Легостаев Е.Г. [29]	$W = k * \frac{90}{\sqrt{f}} * d_3 * \sqrt{\frac{e}{e_{\text{эт}} * m}}$	Через эмпирический коэффициент k
1.16	Roy P. P. [109]	$W = L * \frac{d_3}{d_{\text{СКВ}}} * \frac{5,93}{RQD} + 0,37 * \left(\frac{\pi * d_3^2 * d_3 * \rho_{\text{ВВ}}}{4000 * q}\right)^{0,5}$	Через показатель качества породы RQD
1.17	Torbica S., Laršević V. [116]	$W = \frac{0,17 * P_h * r_h * (1 + \nu)(1 - 2\nu)}{(1 - \nu) * \sigma_t}$	Не учитывает

где W – Линия наименьшего сопротивления; d_3 – диаметр заряда, м; $d_{\text{СКВ}}$ – диаметр скважины, м; d – диаметр донной части взрывной скважины, мм; $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряда скважины (в скважине), г/см³; γ – плотность руды, т/м³; q_0 – удельный расход ВВ, кг/т; $Q_{\text{э}}$ – теплота взрыва

эталонного ВВ (Аммонит 6ЖВ); $Q_{ВВ}$ – теплота взрыва, применяемого ВВ; $Q_{Э2}$ – теплота взрыва эталонного ВВ (Граммониту 79/21); q – удельный расход ВВ, кг/м^3 ; Δ – плотность заряжения, кг/м^3 ; c – эталонная взрываемость породы, кг/м^3 ; f – степень наклона скважины (1,0 – для вертикальных скважин, 0,95 – для скважин с наклоном 3:1); k_T – коэффициент трещинообразования (для монолитных пород – 1, для трещиноватых – 1,1, для сильнотрещиноватых – 1,2); m – коэффициент сближения скважин 0,7 – 1,5; K_c – сдерживающий фактор, равный (0,6 при $S < 4 \text{ м}^2$, 0,7–0,8 при $S = 4\text{--}60 \text{ м}^2$ и 0,9 при $S > 60 \text{ м}^2$, где S – ширина блока); η – коэффициент заполнения скважины ВВ; α – минимальный угол образующейся взрывной воронки; $R_{тр}$ – радиус зоны трещинообразования, м; вотк – размер зоны откола, м; b – коэффициент, учитывающий мощность применяемого ВВ; f – коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протоdjаконова; k – коэффициент, характеризующий зажим скважин в донной части заряда, доли ед. ($k = 0,25N^2$, где N – число степеней свободы (открытых поверхностей) взрываемого объекта); A – полная идеальная работа взрыва ВВ, ккал/кг ; n – показатель действия взрыва; $e, e_{Э2}$ – объемная концентрация энергии эталонного и применяемого ВВ, ккал/см^3 ; RQD – показатель качества горных пород (степень трещиноватости горных пород), %; Q – масса ВВ на 1 м скважины (кг/м); P_h – давление в скважине; r_h – радиус скважины; ν – коэффициент Пуассона; σ_t – предел прочности нетрещиноватых пород, Па.

Для того чтобы подобрать необходимую ЛНС под локальные условия массива, необходимо описывать блочность и трещиноватость не качественно, а количественно. Как следует из таблицы 1.6 наиболее подходящими для условий сложноструктурных массивов являются формулы, явно учитывающие структурные особенности массива через коэффициент трещиноватости или показатель качества породы [109]. Однако, определение таких показателей весьма трудоемко в виду необходимости выполнения геологических изысканий, несущих дополнительные финансовые затраты.

В инженерной практике для этого используются различные подходы:

1. Расчет ЛНС по формулам, учитывающим технологические параметры БВР и геолого-структурные характеристики массива;
2. Определение ЛНС, как нагрузки заряда ВВ на массив, находящийся между скважиной и свободной поверхностью.

В работе [75] представлена взаимосвязь между ЛНС и диаметром взрывной скважины. В дальнейшем описанная в указанной работе методика получила свое развитие в трудах Р.Р. Роу [18], который представил комплексную формулу для расчета ЛНС, которое учитывает подробное описание качества горной породы (RQD), диаметр скважины, удельный расход и массу ВВ на 1 метр скважины.

Для определения наименьшего расстояния от центра заряда до ближайшей свободной поверхности горного массива может быть использована формула 1.16 в таблице 1.6 [18]. Представленная формула показывает, что ключевыми факторами, влияющими на величину ЛНС, являются как структура массива горных пород, так и параметры БВР. Высота уступа, угол наклона уступа, диаметр скважины и колонка заряда, влияют на итоговое расстояние от оси скважины до свободной поверхности.

Традиционный расчет RQD сводится к выражению 1.18 и определяется как процентное соотношение суммы кусков керна длиной более 0,1 м (L_i) к общей длине керна (L) [18, 103-104] (1.18):

$$RQD = \frac{\sum L_i}{L} * 100, \quad (1.18)$$

где $\sum L_i$ – сумма кусков керна длиной более 0,1 м, L – общая длина керна, м.

В работе [18] описан подход к оценке индекса RQD по количеству трещин на единицу объема горной породы и выведено следующее выражение [75] (1.19):

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v, \quad (1.19)$$

$$(RQD = 0 \text{ for } J_v > 44, \text{ and } RQD = 100 \text{ for } J_v < 4),$$

где J_v – сумма множеств всех трещин, известных как объемный показатель количества трещин.

Объемный показатель количества трещин (J_v) описывается как величина плотности всех трещин, которая может быть измерена по расстоянию между трещинами в объеме горной породы [18] (1.8):

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \frac{1}{S_3} + \dots + \frac{N_r}{5}, \quad (1.20)$$

где S_1, S_2, S_3 – средние расстояния между группами трещин; N_r – количество неучтенных трещин. Для определения расстояния между неучтенными трещинами установлена зависимость $S_r = 5$ м.

Некоторые ученые утверждают, что для корректного определения ЛНС в сложноструктурных массивах необходимо учитывать радиусы зон трещинообразования, формируемые каждым зарядом, и обеспечить их перекрытие между соседними скважинами первого ряда и свободной поверхностью (рисунок 1.7). При отсутствии перекрытия часть массива остается нетронутой, что приводит к росту выхода негабаритной фракции [116].

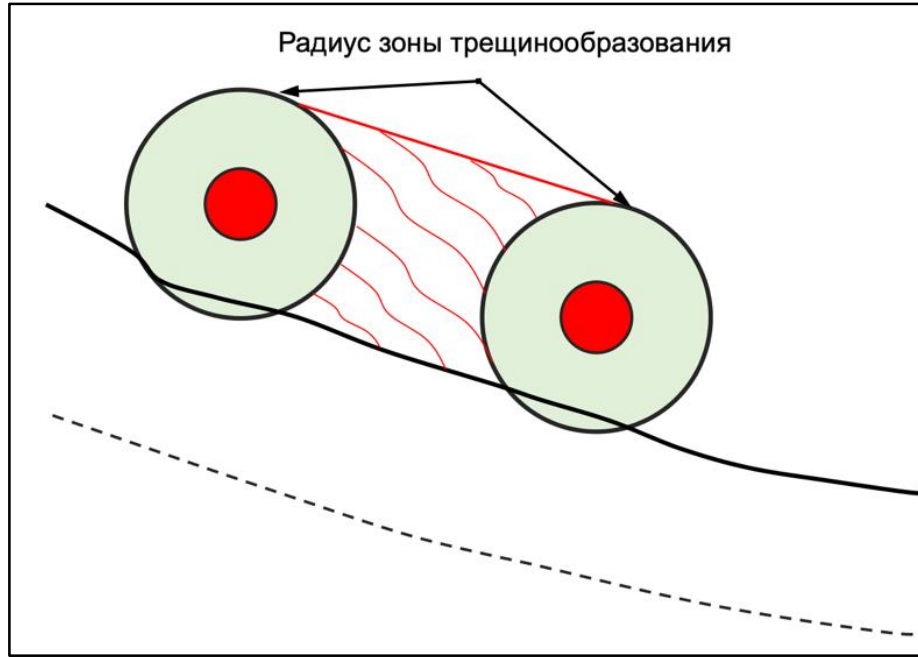


Рисунок 1.7 - Потенциальная зона непроработки массива (отмечена красными кривыми) [19]

В своей работе [116] авторы приводят методику расчета оптимального расстояния между осью скважины и свободной поверхностью для эффективного дробления и минимизации зон непроработки массива (формула 1.17 в таблице 1.6). Авторы утверждают, что на расстоянии r_{cn} от скважины сжимающее напряжение породы в радиальном направлении составляет [116] (1.21):

$$\sigma_{rc} = P_h \frac{r_h}{r_{cn}}, \quad (1.21)$$

где σ_{rc} – радиальные сжимающие напряжения; P_h – давление в скважине; r_h – радиус скважины; r_{cn} – радиус зоны трещинообразования.

Давление на стенку скважины рассчитывается по следующей формуле (1.22):

$$P_h = \frac{r_{зар}^2}{r_{СКВ}^2} * P_d, \quad (1.22)$$

где $r_{зар}$ – радиус заряда, м; $r_{СКВ}$ – радиус скважины, м; P_d – давление детонационной волны, Па.

$$P_d = \frac{\rho_{ВВ} * D^2}{n + 1}, \quad (1.23)$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ, кг/м³; D – скорость детонации, м/с; n – показатель политропы (в приближении ≈ 3).

Если принять (1.24):

$$k = \frac{(1 - \nu)}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)}, \quad (1.24)$$

Тогда радиальная деформация равна (1.25):

$$e_r = \frac{\sigma_{rc}}{k * E}, \quad (1.25)$$

Или (1.26):

$$e_r = \frac{P_h * r_h}{k * E * r_{cn}}, \quad (1.26)$$

Деформация, которая приведет к образованию одной радиальной трещины растяжения на расстоянии r_{cn} , равна (1.27):

$$e_t = \frac{\sigma_t}{E}, \quad (1.27)$$

где e_t – деформация растяжения, σ_t – предел прочности, E – Модуль Юнга.

Число радиальных трещин растяжения на расстоянии r_{cn} равняется (1.28):

$$n = \frac{e_1}{e_t}, \quad (1.28)$$

Соответственно (1.29):

$$n = \frac{P_h * r_h}{k * \sigma_t * r_{cn}}, \quad (1.29)$$

Отсюда (1.30):

$$r_{cn} = \frac{P_h * r_h}{k * \sigma_t * n}, \quad (1.30)$$

Цилиндрический заряд взрывчатого вещества, размещенный на расстоянии «В» от свободной поверхности (рисунок 1.8), является зарядом с нормальной нагрузкой. Расстояние В представляет собой ЛНС, при которой происходит дробление. Данная ЛНС может быть рассчитана по выражению 1.17, описанному в таблице 1.6 [116].

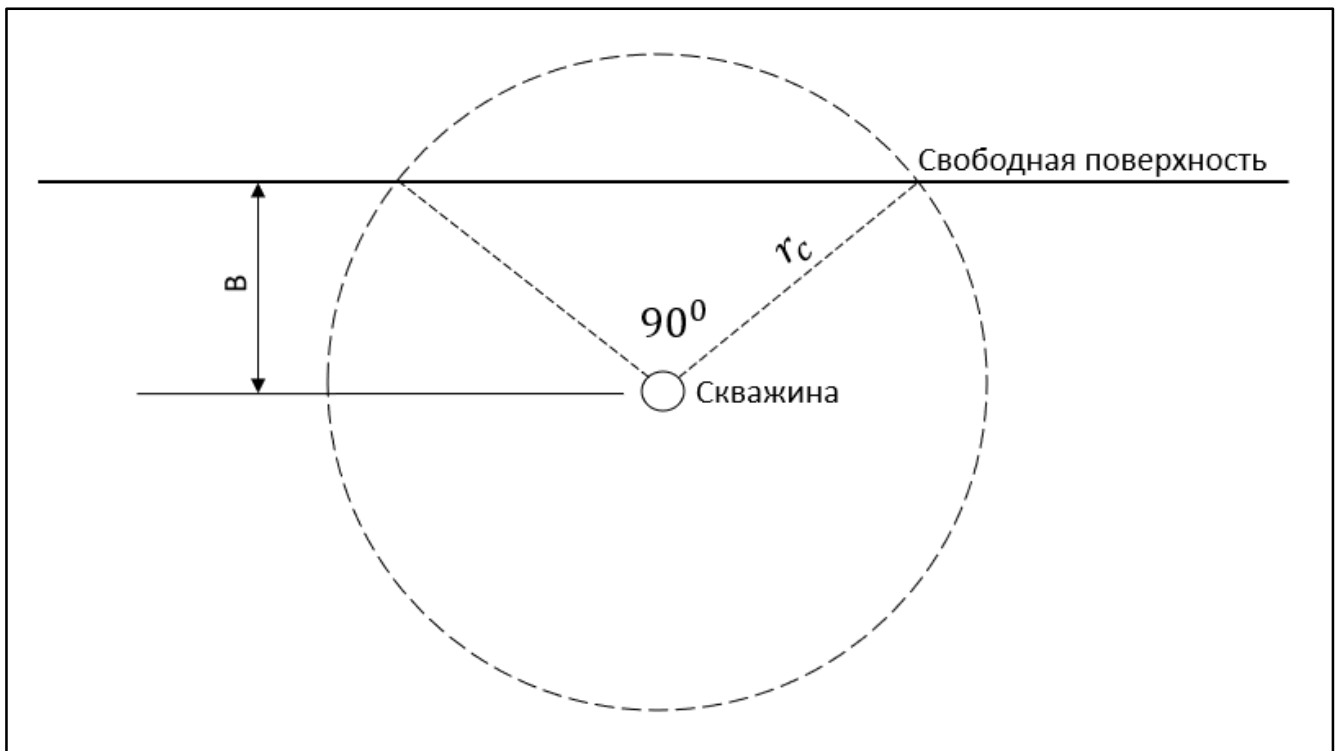


Рисунок 1.8 – Схема расположения скважинного заряда [116]

Проведенный анализ литературных источников показал, что существующие методики расчета ЛНС основаны на учете либо структурных, либо прочностных характеристик взрываемого массива и не обеспечивают их совместного комплексного учета. Так, к первому типу относится методика, в которой параметры БВР связаны с трещиноватостью, в частности с использованием объемного показателя трещин и индекса качества породы RQD. Примером такого подхода является формула 1.16 из таблицы 1.6, в которой RQD выступает характеристикой структурного состояния взрываемого массива, при этом прочностные параметры массива не учитываются.

Ко второму типу относятся методики, связывающие ЛНС с прочностным состоянием не трещиноватого массива. Характерным примером является формула 1.17 из таблицы 1.6., в которой определяющими факторами являются параметры БВР и предел прочности не трещиноватого массива. В данной методике массив рассматривается как сплошная среда, а влияние естественной трещиноватости и блочности не учитываются.

Таким образом, первая методика обеспечивает учет структурных особенностей массива, но не отражает его прочностные характеристики, тогда как вторая методика опирается на энергетический подход и предел прочности пород, но применима к условно монолитным массивам и не зависит от его структурных характеристик. Для проектирования БВР в сложноструктурных массивах необходимо одновременно учитывать и прочностные и структурные характеристики пород взрываемого массива.

Дополнительной проблемой использования методики, основанной на RQD, является то, что данный показатель может быть определен лишь по результатам бурения и получения керна, то есть уже после выполнения буровых работ. Тогда как выбор оптимальной ЛНС и сетки бурения должен осуществляться на стадии проектирования, до начала бурения скважин, когда данные керна отсутствуют. Это условие делает невозможным использование прямых зависимостей, учитывающих RQD, для оперативного расчета параметров БВР на стадии проектирования в карьерах со сложноструктурным строением массива.

В связи с этим становится целесообразным развивать методику расчета ЛНС, основанную на прочностных характеристиках массива, дополнив ее параметром, описывающим интенсивность трещиноватости и блочность, определяемыми до бурения скважин по данным фотограмметрических или геофизических методов. Такой подход является необходимым условием применения существующих методик расчёта БВР в сложноструктурных массивах и ключевой предпосылкой для разработки предлагаемой в диссертации методики индивидуального подбора параметров БВР для первого ряда скважин.

1.4 Использование цифровых моделей взрываемого массива при проектировании и оптимизации параметров буровзрывных работ

1.4.1 Получение исходных данных для оптимизации

Одним из наиболее перспективных методов решения обозначенных проблем является применение цифровой фотограмметрии и 3D-моделирования уступов для получения количественных характеристик массива. [71].

Фотограмметрия основана на принципе использования множества изображений объекта с разных ракурсов для создания точной трехмерной модели. Процесс фотограмметрии включает несколько шагов: съемку объекта с различных ракурсов, обработку изображений и вычисление координат точек объекта, а затем построение трехмерной модели [86].

Преимущества метода фотограмметрии включают высокую точность получаемых данных, возможность работы с большим объемом информации и относительно низкую стоимость оборудования. Кроме того, фотограмметрия позволяет получить трехмерную модель объекта без необходимости непосредственного физического контакта с ним, что важно при работе с взрывными блоками на карьерах.

Однако, следует отметить, что для успешного применения фотограмметрии необходимо обеспечить хорошую освещенность и контрастность на снимаемом объекте, а также провести калибровку камеры и точно определить ее положение в пространстве.

Gaich A. и Röttsch M. в своей работе [72] описали использование метода фотограмметрии для создания 3D-модели из серии фотографий. На рисунке 1.9 показана 3D модель места взрыва.

Bamford T., Medinas F. и Esmacili K. утверждают, что для создания 3D-проекта взрыва необходимы более двух изображений, представляющих одну и ту же часть уступа: минимум одно слева и одно справа от центра проектируемого уступа. Чтобы обеспечить качественное слияние, изображения должны иметь перекрытие не менее 25%. Затем изображения объединяются для создания одного полного изображения. Далее вычисляется облако точек, по которому и строится 3D модель блока [55]. Данная информация является первичной для дальнейших процессов оптимизации и принятия проектных решений.

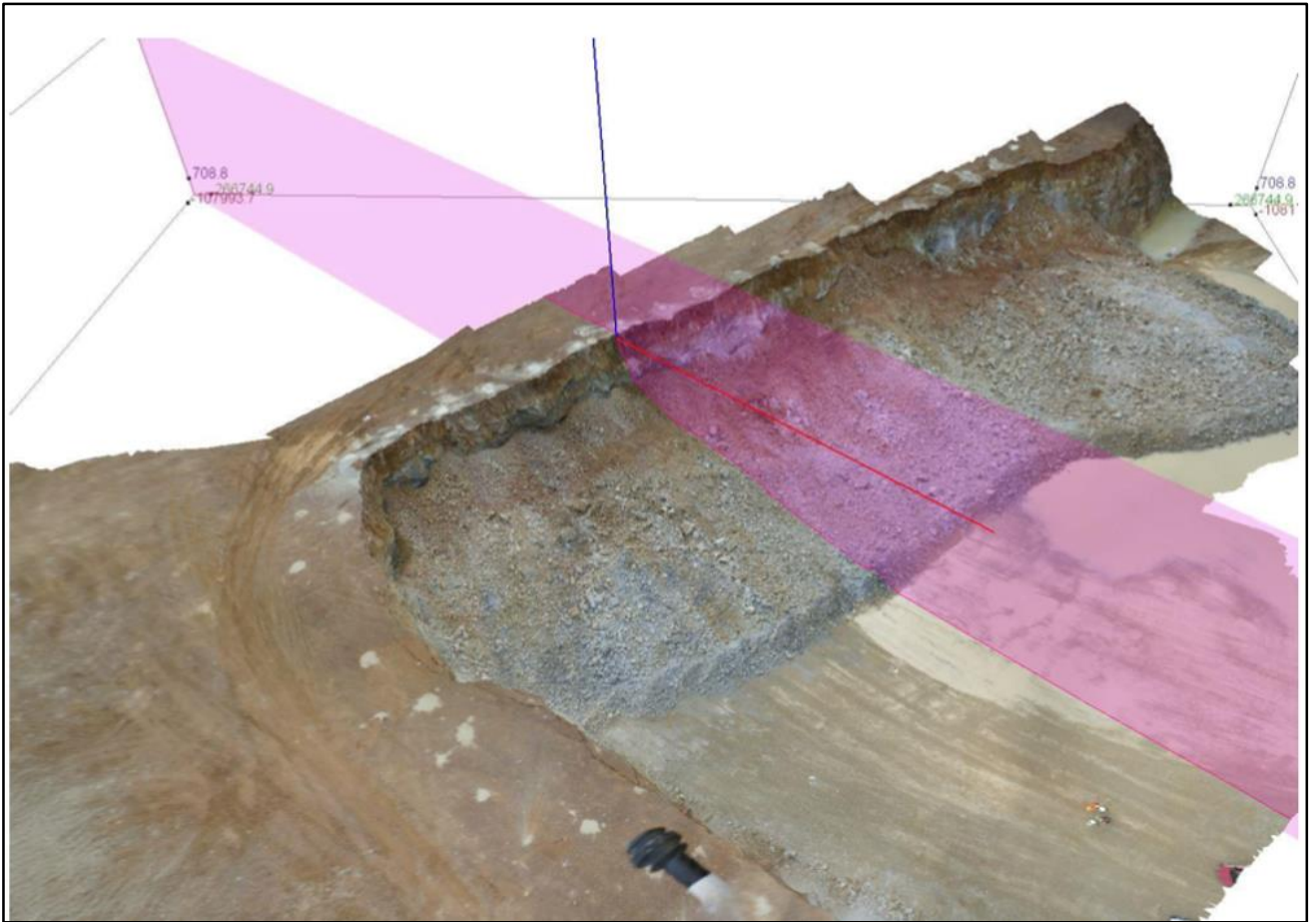


Рисунок 1.9 - 3D модель места взрыва [72]

1.4.2 Картирование откосов уступа для получения геолого-структурной информации

Для картирования уступов карьера на основе 3D модели, используются алгоритмы сегментации и классификации поверхности. Например, на основе градиентов глубины и нормалей поверхности можно выделить вертикальные или наклонные участки, а также определить их форму и размеры.

Сегментация облака точек позволяет выделить различные структурные элементы массива, включая трещины. Она основывается на выделении групп точек схожих свойств, таких как форма, плотность или интенсивность. Применение алгоритмов сегментации позволяет выделить области, где находятся трещины. После сегментации облака точек, модель можно использовать для определения длины, ширины, ориентации, плотности или других характеристик, которые позволяют количественно описать трещины и их распределение.

После определения количественных характеристик трещин, можно применить алгоритмы классификации для разделения точек на классы, соответствующие трещинам и другим структурным элементам, например блокам. Это позволяет более точно сгруппировать (кластеризовать) трещины уступов карьера.

Комбинируя информацию о картировании уступов и трещиноватости массива, можно получить более полное представление о геологической структуре и состоянии горного массива. Эти данные могут быть использованы для планирования дальнейших взрывных работ.

Важно отметить, что характеристика массива горных пород на основе 3D модели является активной областью исследований, и различные алгоритмы и методы продолжают развиваться для повышения точности и эффективности анализа.

Kong D., Wu F., Saroglou C и другие описали несколько подходов к получению информации из облаков точек [59, 78, 83]. Фактический подход включает описание поверхности на основе фотограмметрических 3D-моделей, что упрощает один важный шаг в процедуре - идентификацию нормалей к поверхности.

Однако реализованный алгоритм включает в себя несколько вытекающих задач, которые были решены Menegoni N., Giordan D., Perotti C., Tannant D. D. и др., в том числе [73, 92, 97]: группировка схожих ориентаций вокруг предполагаемых трещин; поиск и раскраска областей с одинаковой ориентацией трещин; векторизация границ участков одного цвета; определение ориентации векторизованных участков; кластеризация (упорядочивание объектов в сравнительно однородные группы) наборов трещин.

С учетом информации о геолого-структурных характеристиках взрываемого массива может быть принято оптимальное решение о размещении скважины первого ряда с учетом ЛНС.

Зная структуру породы, составляющую откос уступа, можно варьировать расположение скважин первого ряда и располагать их таким образом, чтобы расчетная ЛНС с учетом пересекаемых геолого-структурных особенностей совпадала с усредненным фактическим кратчайшим расстоянием до поверхности откоса. Данный фактор важен для получения равномерного дробления горной массы по первому ряду [17].

1.4.3 Профилировка скважин первого ряда

Построение цифровых моделей уступов дает возможность перейти от проектирования на основе усредненных эмпирических зависимостей к разработке методик, учитывающих особенности массива. После построения 3D модели взрывного блока и картирования уступа появляется возможность профилировки скважин (рисунок 1.10) первого ряда [72].

Профилировка скважин является важнейшим этапом проектирования БВР и представляет собой определение ЛНС, как кратчайшего расстояния от оси скважины до ближайшей свободной поверхности, а также уточнение параметров ее изменения вдоль глубины скважины [17].

В условиях сложноструктурных массивов точность профилировки имеет важное значение, так как фактическая ЛНС отличается от расчетной из-за неровностей рельефа

поверхности уступа; наличия систем трещиноватости и блочности; пересечения скважинных осей с зонами разупрочнения массива.

Если при профилировании не выявить указанные особенности, то возникают зоны непроработки или переизмельчения массива. ЛНС меняет свое значение, если скважина находится под углом или поверхность перед скважиной имеет значительные неровности. Нет четкого определения, в каком направлении должен измеряться профиль. Путем сферического поиска вокруг скважины находится минимальное расстояние между скважиной и поверхностью, независимо от того, в каком направлении происходит измерение.

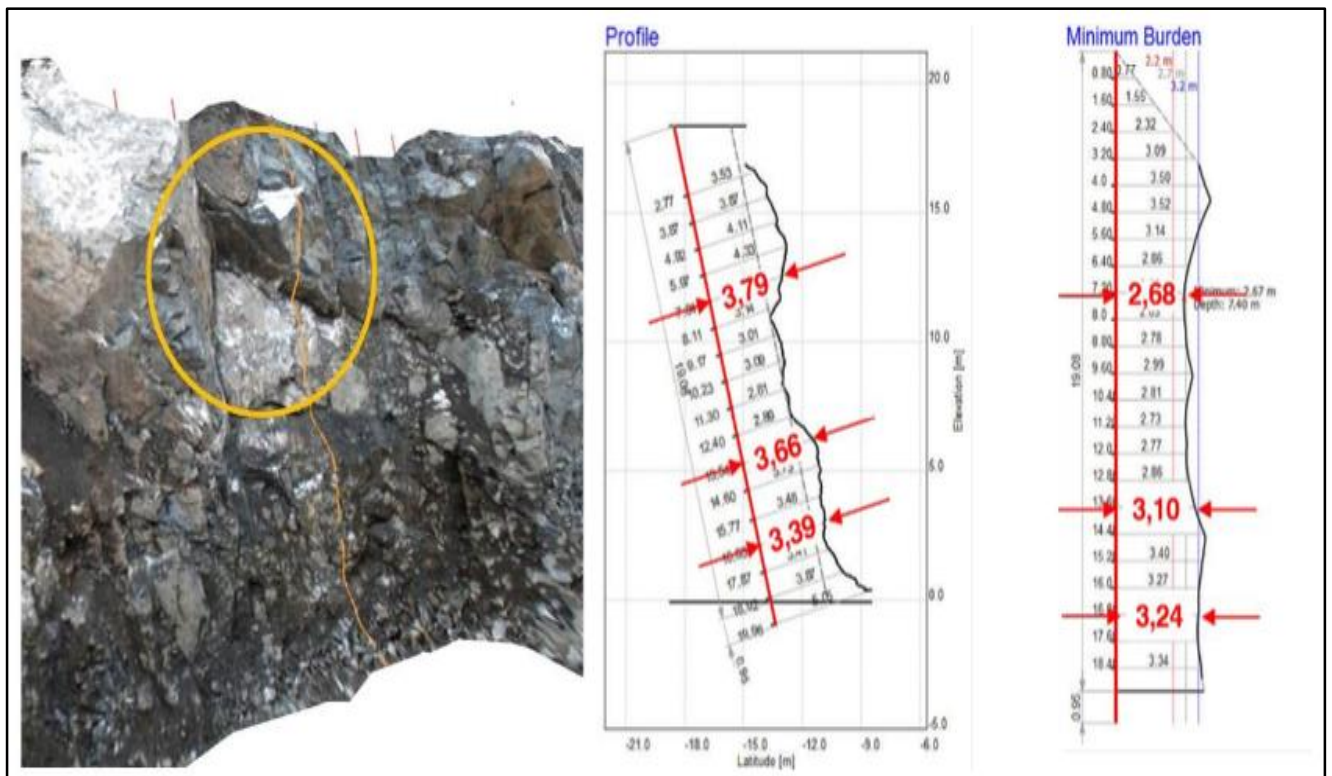


Рисунок 1.10 - Профилировка скважин [72]

Gaich A., Poetsch M. и Schubert W подробно показывают в своей работе [72] возможности применения геометрического расположения скважин по принципу отображения всех кратчайших расстояний вокруг скважины в сторону свободной поверхности, применяя при этом проектный параметр ЛНС, который задается вручную или принимается проектировщиком на основе расчета по выбранной формуле. При этом нет никаких конкретных указаний по расчету ЛНС, и проектное расстояние от скважины строится на основе пересечения заданного расстояния ЛНС относительно плоскости свободной поверхности с профилем сечением выбранной скважины без учета геолого-структурных данных. [73]. Графическое отображение всех кратчайших расстояний от скважины в сторону свободной поверхности названо диаграммой минимальной нагрузки. Пример диаграммы минимальной нагрузки показана на рисунке 1.11.

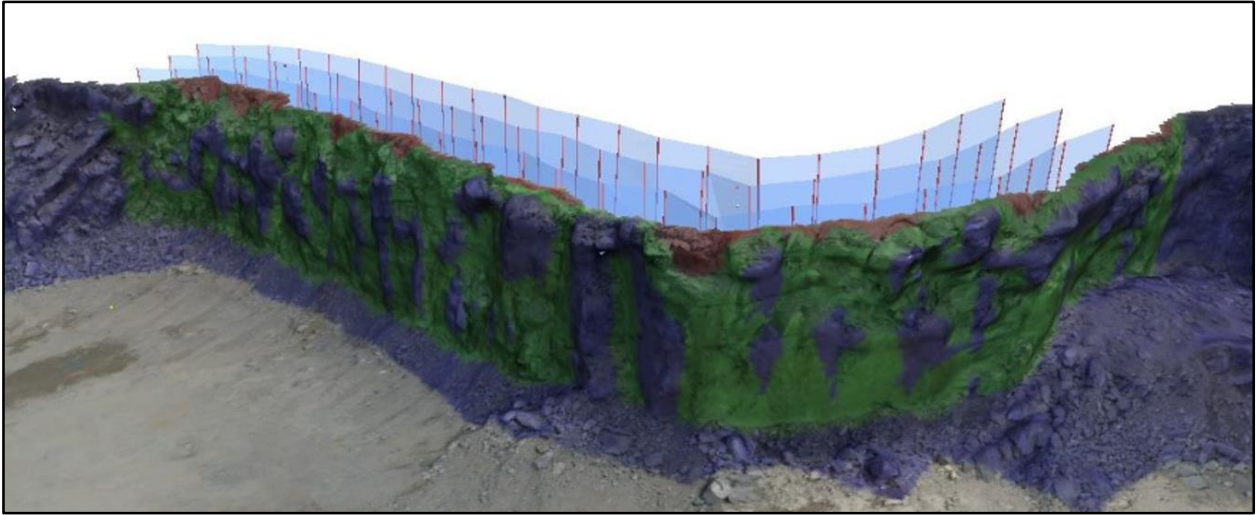


Рисунок 1.11 - Диаграмма минимальной нагрузки для скважин. Разные цвета обозначают разные расстояния до свободной поверхности [72]

Если на основе профилировки скважин учесть геолого-структурные характеристики пород, через которые проходит скважина, можно подобрать оптимальные параметры БВР для эффективного разрушения массива.

1.5 Выводы по главе 1

Проведенный аналитический обзор показывает наличие множества подходов к расчету оптимальных параметров БВР, при этом есть существенный разрыв между теоретическими моделями взрывного разрушения и реальными условиями ведения БВР в сложноструктурных массивах [81, 82, 106]. Этот разрыв выражается в отсутствии универсальных методик расчета параметров БВР, учитывающих одновременно структурные и прочностные характеристики массива, при подготовке проектных решений.

Таким образом, актуальной научной задачей является создание комплексной методики пространственной оптимизации расположения скважин первого ряда при взрывах в сложноструктурных массивах, обеспечивающего на выходе требуемое качество ВГМ. Данная методика должна опираться на геолого-структурные характеристики (трещиноватость, блочность, предел прочности и др.) и включать их в расчет ЛНС уже на стадии проектирования.

ГЛАВА 2 МЕТОДОЛОГИЯ НАУЧНОГО ИССЛЕДОВАНИЯ

2.1. Сбор первичной информации для построения цифровой модели массива

В первой главе были проанализированы теоретические и прикладные исследования, посвященные проблеме управления качеством взрывного дробления в сложноструктурных массивах. Показано, что традиционные методы проектирования БВР, базирующиеся на обобщенных эмпирических зависимостях, не обеспечивают необходимой точности в условиях пространственной неоднородности массива.

С целью решения выявленных научных проблем в настоящем исследовании предложено использование метода цифровой фотограмметрии с построением трехмерных аналитических моделей массива для картирования уступов и выбора параметров БВР.

Особенностью предложенного подхода является переход от визуально-описательной оценки геолого-структурных особенностей массива к их цифровой количественной характеристике, интеграция данных фотограмметрии в процессы картирования, построения аналитических моделей и расчета ЛНС [61-62, 67].

На первой стадии сбора данных о геолого-структурных особенностях взрывааемых массивов выбраны вышеописанные методы [60, 84] для построения аналитических моделей с последующей обработкой в специализированном ПО [51] с целью получения информации о естественной блочности и трещиноватости.

Анализ данных включает в себя ряд этапов обработки, позволяющих построить плотное облако точек поверхности откоса уступа и получить ее геометрический профиль [93, 113]. Эта информация является ключевой при анализе проектных решений по оптимальному расположению первого ряда скважин с учетом геолого-структурных характеристик взрываемого массива, установления направления и плотности распределения трещин.

Концептуальная схема сбора и обработки данных о взрываемом массиве представлена на рисунке 2.1 [17].

В исследовании для сбора полевых данных использовался беспилотный летательный аппарат (БПЛА) DJI Mavik Pro 2 [83].

Качество собираемых данных зависит от нескольких параметров, включая перекрытие между фотографиями, расстояние до объекта съемки, условия освещения и погоды, фокусное расстояние объектива, разрешение камеры, а также правильное планирование задания полета [55, 87, 110].

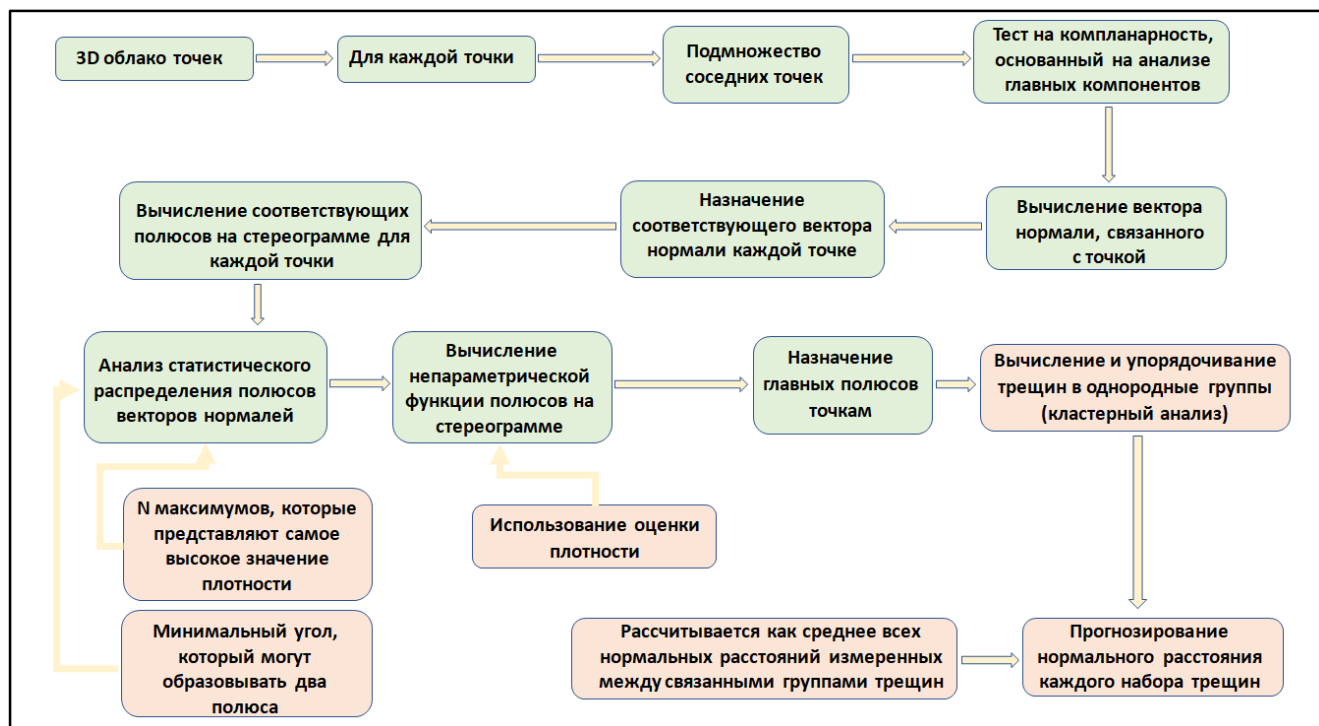


Рисунок 2.1 - Концептуальная схема сбора и обработки данных при анализе геолого-структурных характеристик взрываемого массива [17]

Для создания плана полета, подходящего для съемки откоса взрываемого блока, требуется предварительное знание геологии карьера и структурных особенностей месторождения. Эти данные необходимы для определения объективного расстояния между центрами двух соседних пикселей для повышения точности последующей аналитики геолого-структурных особенностей массива [55-56]. В данном исследовании минимальный размер трещины варьировался от 0,1 м до 0,3 м. Для того, чтобы производить съемку с такой точностью, необходимо, чтобы расстояние съемки позволяло получать разрешение фотоснимков в пределах от 0,13 см/пиксель до 2,5 см/пиксель. После определения расстояния между центрами двух соседних пикселей рассчитывается расстояние до цели, горизонтальное и вертикальное расстояние между снимками и скорость полета [55].

Во время сканирования уступов расстояние между горизонтальными линиями полета и между изображениями уменьшается для увеличения перекрытия, в то время как расстояние до уступа остается постоянным. Для обеспечения высокой точности съемки, привязки и масштабирования взрывного блока к локальным координатам выставлялись 4 опорные точки с заранее известными координатами. На рисунке 2.2 показана схема перекрытий. Вертикальное и горизонтальное перекрытия, которое использовалось для картирования, составляли 80-90 % и 60-70 % соответственно.

В ходе выполнения полевых работ по сбору данных на первом этапе планировалась траектория полета с перекрытием кадров не менее 80–90% по горизонтали и 60–70% по вертикали. Затем производилось построение облака точек [65] на основе совмещения

перекрывающихся фотографий. На основе всего этого создавались цифровые 3D-модели поверхности откоса, которые представлялись в виде сетки из треугольников. Далее формировалась цифровая модель рельефа.

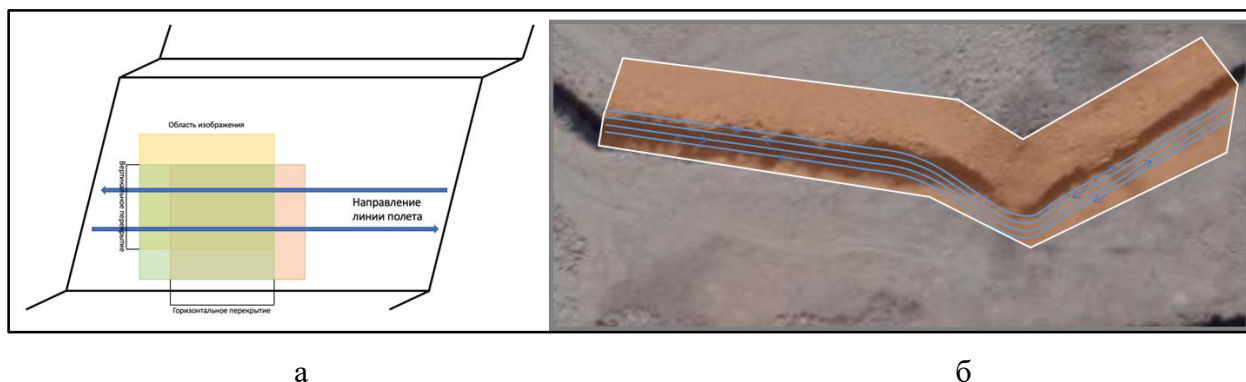


Рисунок 2.2 - а - схема перекрытия; б - траектория полета для картирования уступов карьера

Таким образом, метод фотограмметрии позволяет перейти от субъективной оценки состояния массива к его цифровой характеристике [52]. Применение данной методики обеспечивает получение объективных данных о геолого-структурных характеристиках массива. Построенные 3D-модели используются на следующих стадиях исследования для построения аналитических моделей, картирования откосов и расчета ЛНС.

2.2. Построение аналитических моделей на основе цифровой модели массива

На основе собранных методом фотограмметрии данных генерируется облако точек, которое далее используется для построения цифровых аналитических моделей массива [83, 96]. Такие модели (Рисунок 2.3) позволяют перейти от качественного описания геолого-структурных особенностей к их количественной характеристике и оцифровать пространственное представление массива при проектировании БВР.

На первом этапе создания таких моделей необходимо собрать исходные данные (фото с координатами) и сгенерировать из них облака точек. Далее полученные облака точек структурируются и сгущаются при помощи специальных алгоритмов «Структура из движения (SfM)». Далее облако точек преобразуется в цифровую поверхность откоса и цифровую модель рельефа. Затем, на основе этих моделей, производится картирование откосов с выделением параметров трещин (плоскости, линии, пересечения) [101].

Построенные 3D-аналитические модели массива позволяют выявлять зоны неоднородности массива (области высокой плотности трещин, зоны крупноблочной, среднеблочной, мелкоблочной структуры), определять направления распространения трещин, что важно при пространственной оптимизации расположения скважин, прогнозировать участки повышенной вероятности выхода негабаритной фракции (вдоль крупных систем блоков) и

корректировать проектные параметры БВР с учетом реальной геометрии и геолого-структурных характеристик локальных частей взрываемого блока без усреднений.

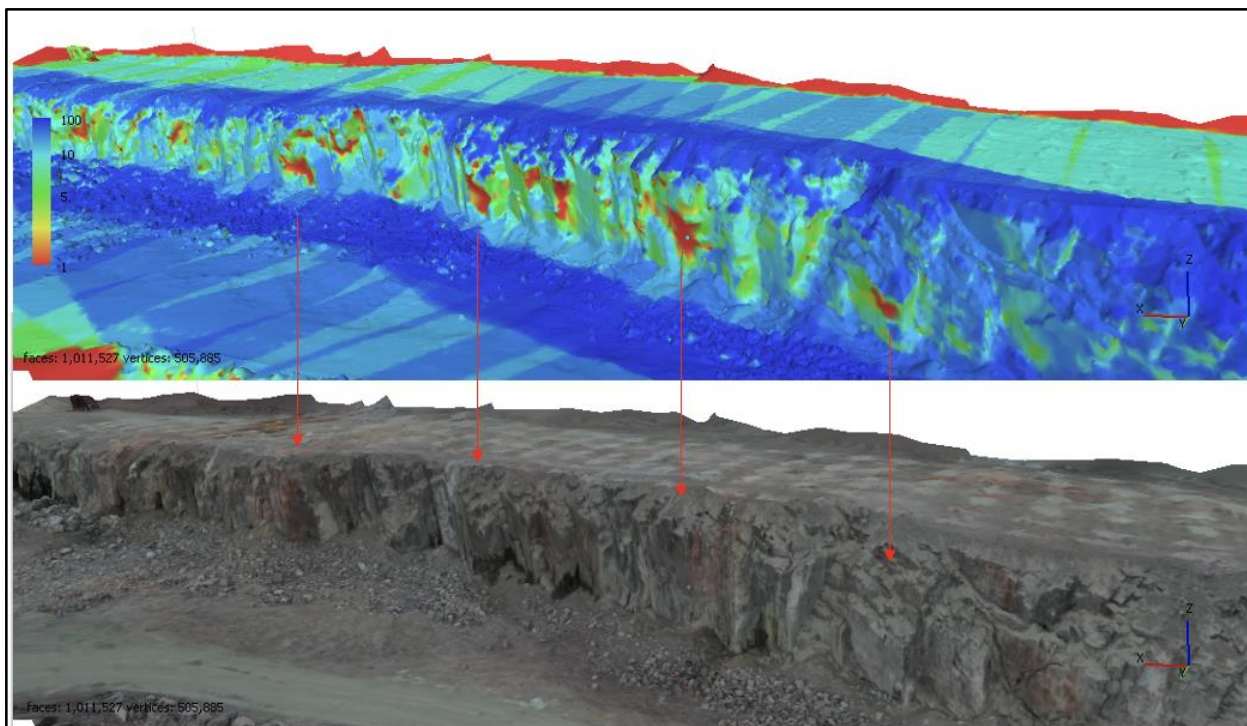


Рисунок 2.3 – 3D модель взрывного блока №4, построенная по данным обработки изображений

Построение аналитических моделей на основе фотограмметрии позволяет количественно описывать состояние взрываемого массива. В таких моделях могут быть использованы показатели трещиноватости, блочности и ориентации трещин, что обеспечивает более точный расчет ЛНС по первому ряду скважин.

2.3. Картирование откосов для получения геолого-структурной информации.

Картирование откосов представляет собой систематизированный процесс выделения и анализа геолого-структурных характеристик массива с использованием ранее описанных данных и последующей аналитической обработки [42, 88-89]. Основная цель картирования - идентификация пространственного положения, ориентации и протяженности трещин, что необходимо для оценки состояния массива и прогнозирования характера его разрушения при взрыве [115].

Алгоритм картирования включает следующие стадии:

1. Предварительная обработка откоса взрываемого уступа в ПО (Agisoft Metashape, ArcGIS, SplitFX и др.), формирование цифровой поверхности откоса уступа и визуальное определение типа гранита – красный, серый или красно-серый граниты (рисунок 2.4).

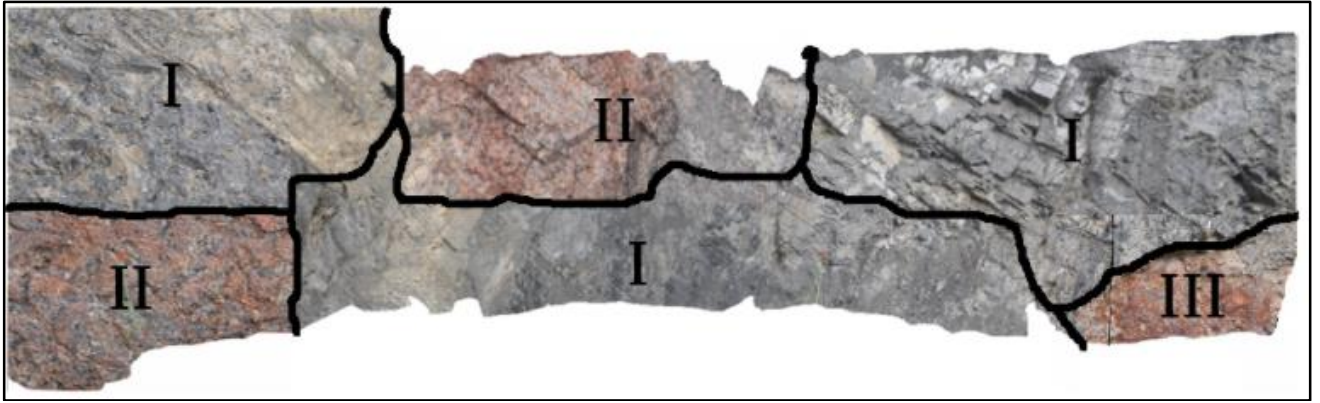


Рисунок 2.4 – 3D модель откоса взрывного блока №4, построенная по данным обработки изображений: I -серый гранит; II -красно-серый гранит; III – красный гранит

2. Выделение поверхностей трещин путем обработки облака точек и последующего анализа текстур и контуров (рисунок 2.5).

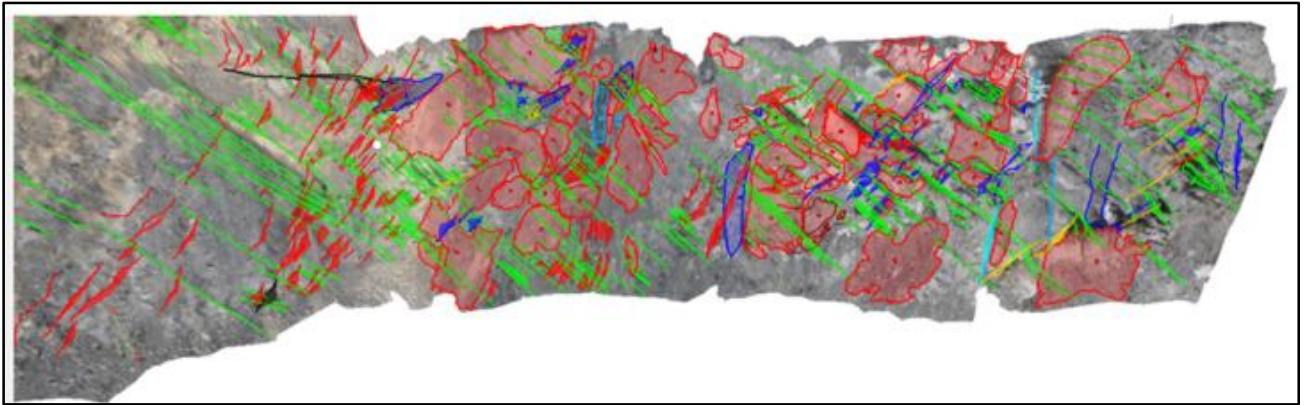


Рисунок 2.5 – Пример выделенных поверхностей трещин для блока №4

3. Привязка трещин к координатам, определение их угла падения и азимута и создание векторного слоя трещин для статистического анализа (рисунок 2.6).

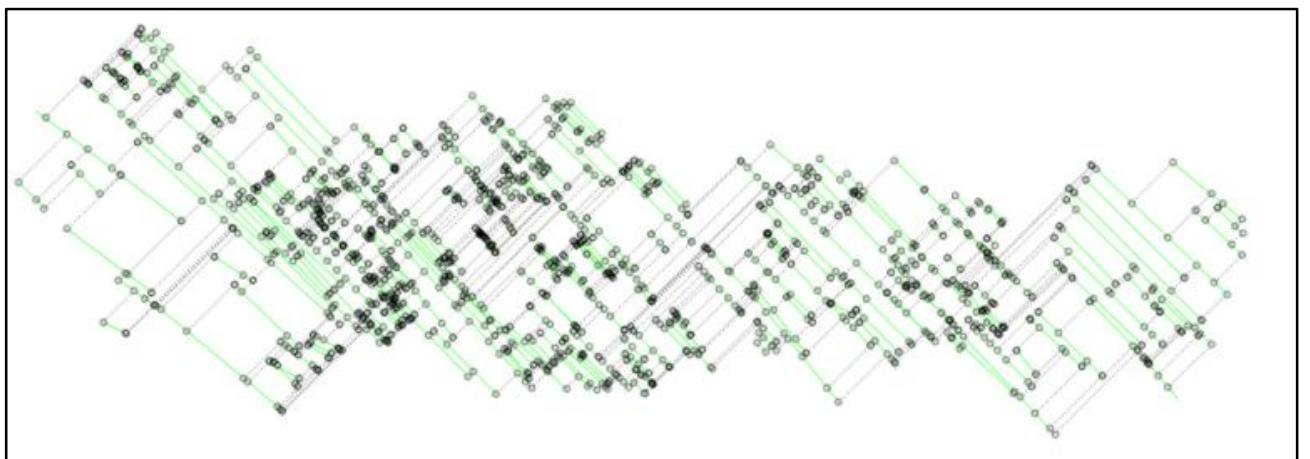


Рисунок 2.6 – Пример векторного слоя трещин для блока №4

4. Формирование карт плотности трещиноватости и полярных диаграмм распределения трещин на участке массива (рисунок 2.7).

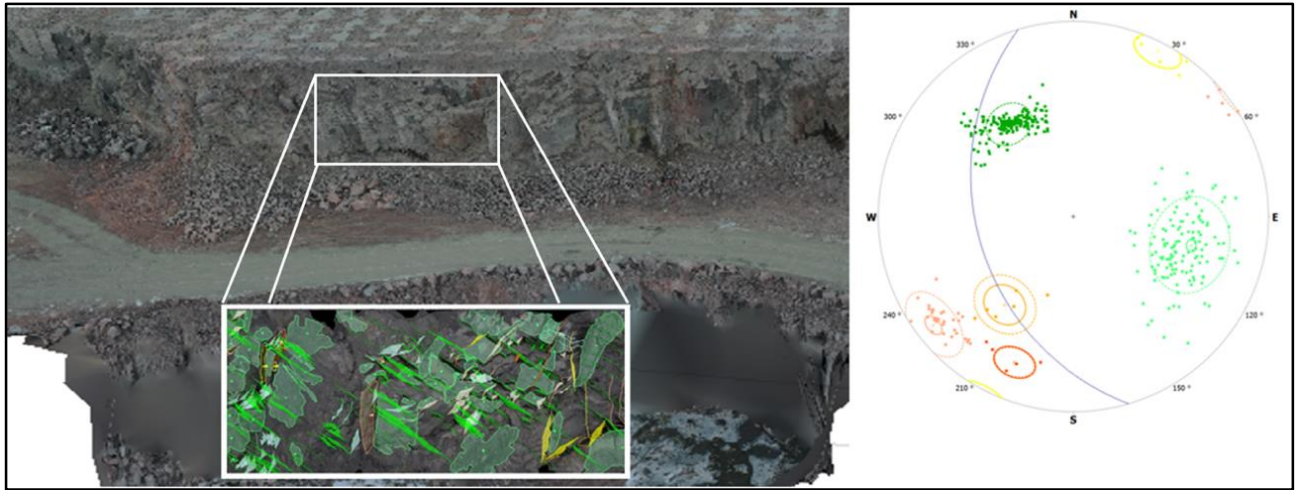


Рисунок 2.7 - Пример картирования откоса уступа блока №4 [19]

На рисунке 2.7 показан откос уступа с зонами разных цветов в соответствии с назначенной им неоднородностью наборов трещин. Рисунок показывает стереографическую проекцию плотности векторов трещин и соответствующие им основные полюса. Результаты, представленные в таблице 2.1, показывают направление падения основных систем трещин и интенсивность трещиноватости для участков разных типов гранитов.

Таблица 2.1- Результаты оценки трещиноватости откоса уступа, подлежащего взрыву

Набор трещин	Направление падения	Интенсивность трещиноватости
Участок красно-серого гранита	277,63	1,7-1,9
Участок серого гранита	31,43	0,6-1,0
Участок красного гранита	347,21	1,3-1,5

Используя описанные методы, могут быть выявлены области с высокой и низкой концентрацией трещин, а также области потенциального изменения блочности массива.

Картирование откосов предложенными методами обеспечивает количественную характеристику трещиноватости массива. Полученные данные используются для выделения ослабленных зон, прогнозирования направления раскрытия трещин и уточнения ЛНС [90].

2.4 Методология расчета линии наименьшего сопротивления на основе геологической структурной информации

Как было показано ранее, ЛНС является ключевым параметром при проектировании БВР. Она определяется как минимальное расстояние от центра заряда до свободной поверхности, при котором энергия взрыва обеспечивает разрушение массива с формированием зоны трещинообразования.

В первой главе были рассмотрены основные методики расчета ЛНС, опирающиеся либо на структурные характеристики массива через показатели RQD и J_v , либо на прочностные через

предел прочности не трещиноватых пород. Основным ограничением методики, основанной на учете RQD, является невозможность определения данного параметра до начала бурения скважин, так как он определяется по керну. Следовательно использование формулы 1.16 не позволяет оперативно рассчитывать ЛНС и оптимизировать положение скважин до начала их бурения. В условиях взрыва в сложноструктурных массивах необходимо использовать методику расчета ЛНС, основанную на параметрах, которые могут быть получены до начала бурения скважин на основе фотограмметрии, картирования и геолого-структурных моделей.

Во ВНИМИ были предложены зависимости, позволяющие количественно оценивать влияние трещиноватости на предел прочности массива. Для трещиноватых пород вводится параметр остаточной прочности массива $\sigma_{\text{ост}}^*$, связанный с пределом прочности не трещиноватой породы σ_0 и показателем интенсивности изменения прочности c_w [23] (2.1):

$$\sigma^* = \sigma_{\text{ост}}^* + (\sigma_0 - \sigma_{\text{ост}}^*) * c_w, \quad (2.1)$$

где $\sigma_{\text{ост}}^*$ – остаточная прочность пород, Па; σ_0 – предел прочности нетрещиноватых пород, Па; c_w – показатель интенсивности изменения прочности от степени трещиноватости пород (2.2):

$$c_w = e^{-B_w(w-1)}, \quad (2.2)$$

где B_w – константа для гранита $B_w = 0,9 * K_r$; w – интенсивность трещиноватости, шт/пг.м; K_r – показатель хрупкости (отношение предельных деформаций к полной).

В связи с незначительной величиной остаточной прочности гранита (примерно $0,1\sigma_0$) выражение для определения предела прочности массива имеет следующий вид (2.3):

$$\sigma^* = \sigma_0 * c_w. \quad (2.3)$$

Для нахождения предела прочность в массиве необходимо определить показатель интенсивности изменения прочности, который, в свою очередь, зависит от степени трещиноватости пород (интенсивности трещиноватости).

Таким образом итоговое выражение для определения предела прочности в массиве трещиноватых пород может быть описано в следующем виде (2.4):

$$\sigma^* = \sigma_0 * e^{-0,9 * K_r(w-1)}. \quad (2.4)$$

Теперь подставим данное выражение в формулу 1.17 заменив σ_t . В результате получим следующую формулу для расчета ЛНС (2.5):

$$W = \frac{0.17 * P_h * r_h * (1 + \nu)(1 - 2\nu)}{(1 - \nu) * \sigma_0 * e^{-0,9 * K_r(w-1)}}, \quad (2.5)$$

где P_h – давление в скважине; r_h – радиус скважины; ν – коэффициент Пуассона; σ_0 – предел прочности нетрещиноватых пород, Па; K_r – показатель хрупкости (отношение предельных деформаций к полной); w – интенсивность трещиноватости, шт/пг.м.

Таким образом, итоговый расчет ЛНС учитывает прочностные характеристики пород через предел прочности σ_0 и ее структурные характеристики через интенсивность

трещиноватости w и показатель хрупкости K_r . Тем самым достигается поставленная в первой главе цель – расчет ЛНС осуществляется с учетом геолого-структурных характеристик, что позволяет оперативно на стадии проектирования подбирать ЛНС индивидуально для каждой скважины первого ряда в реальных условиях сложноструктурных массивов.

Таблица 2.2 – Характеристики гранитов АО «Гавриловское КУ» [23]

Гранит	Показатель хрупкости, K_r	Предел прочности		Модуль Юнга, ГПа
		на сжатие, МПа	на растяжение, МПа	
Красный	0,9	154,67	25	23,5
Красно-серый	0,9	128,89	21	19
Серый	0,7	165,06	15,6	52,7

На основе данной формулы и физико-механических свойств гранитов АО «Гавриловского КУ», описанных в таблице 2.2, были построены графики зависимости ЛНС от интенсивности трещиноватости для каждого типа гранита (рисунок 2.8). По данным этих графиков зависимостей может быть индивидуально подобрана оптимальная ЛНС в зависимости от интенсивности трещиноватости в области конкретной скважины первого ряда.

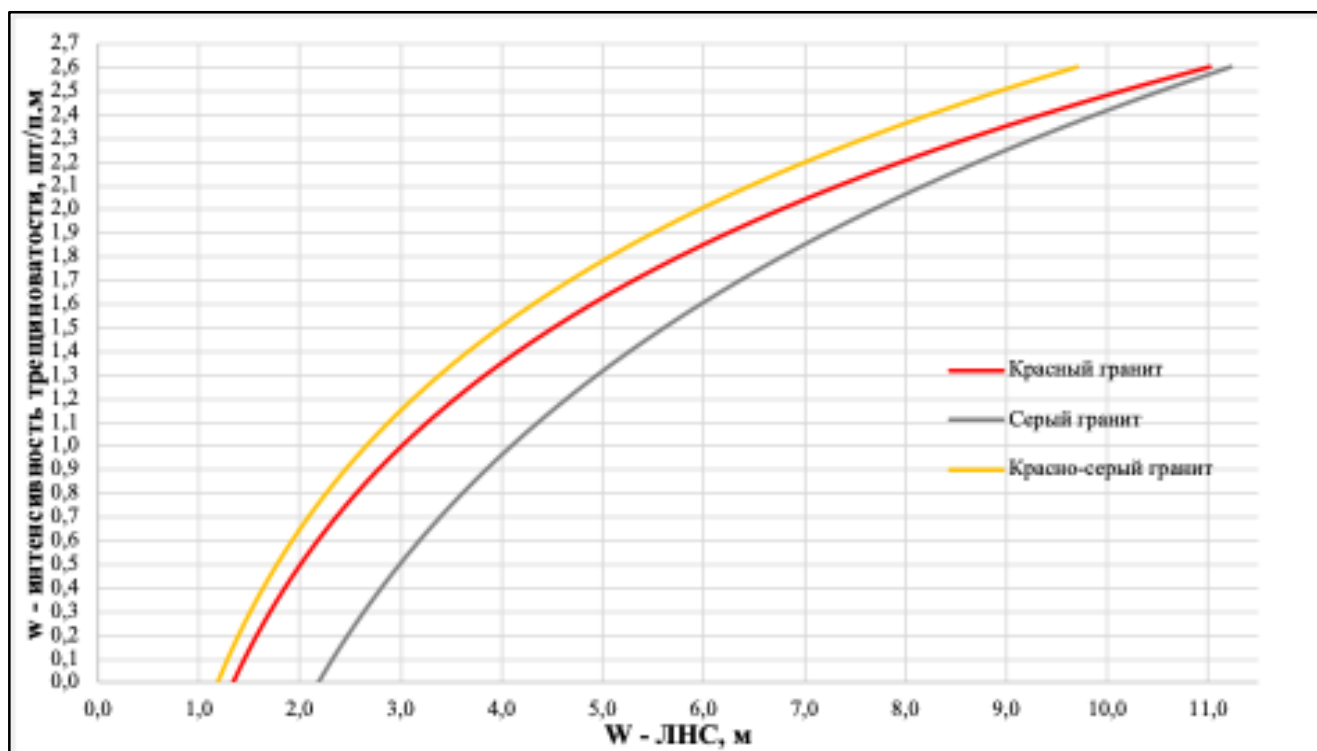


Рисунок 2.8 - График зависимости ЛНС от интенсивности трещиноватости массива

Так как сложноструктурный массив, подлежащий взрыву сложен более чем одним типом пород, необходимо разработать критериальную модель, которая бы учитывала высоту каждого типа гранита при подборе ЛНС, которая необходима для разрушения локального участка массива (рисунок 2.9).

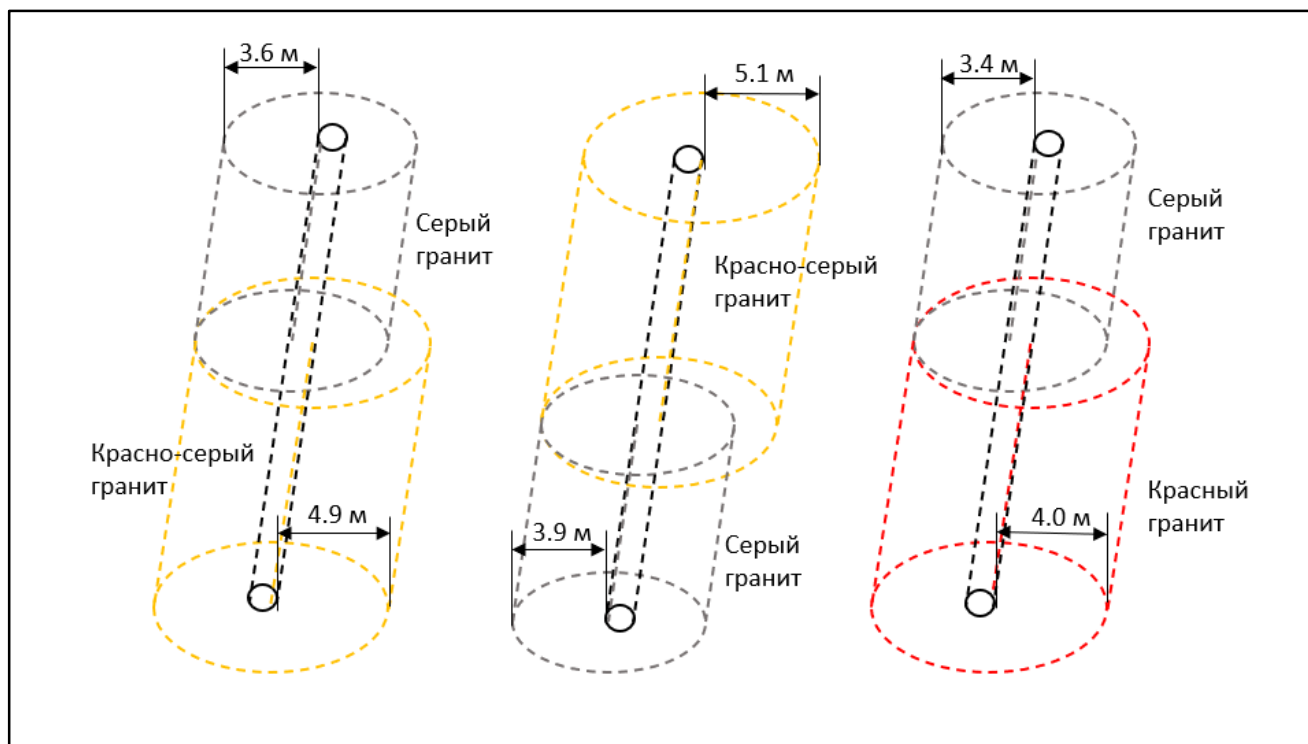


Рисунок 2.9 – Пример подбора ЛНС для гранитов с рисунка 2.4 [19]

Таким образом, введем формулу для определения итоговой ЛНС, необходимой для разрушения сложноструктурного массива [19] (2.6):

$$W = \sum_{i=1}^n \left[L_i > \frac{\sum_{j=1}^n (L_j - l_{заб})}{n} \right] \cdot W_i, \quad (2.6)$$

где W – итоговая линия наименьшего сопротивления скважинного заряда, при которой массив будет разрушен; n – общее количество типов пород; L_i – суммарная высота i -ой горной породы или длина скважины, м; $L_{заб}$ – длина забойки, м; W_i – ЛНС для разрушения массива, сложенного породами i ;

Выражение в квадратных скобках равно 1, если условие внутри выполняется.

Таким образом, если условие $L_2 > (L_1 + L_2 - l_{заб}) * 50\%$ выполняется, то выбирается ЛНС – W_2 (рисунок 2.10).

Эта формула представляет собой критериальную модель, которая может быть использована для выбора ЛНС в зависимости от высоты пород, слагающих массив, подлежащий взрыву [19].

Для учета неоднородности и резкой изменчивости типов гранитов предлагается корректировать выбранное значение ЛНС на поправочный коэффициент сложности K_c , учитывающий характер неоднородности.

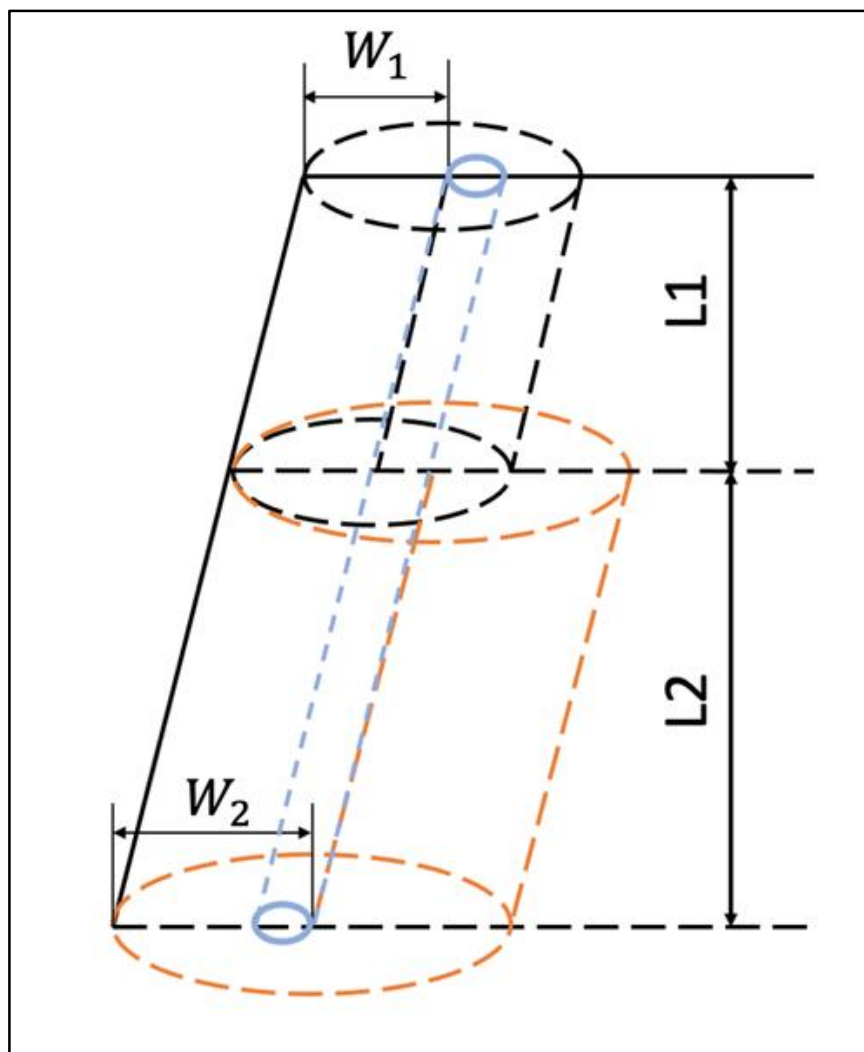


Рисунок 2.10 - Распределение ЛНС по высоте заряда ВВ [19]

Тогда окончательное значение ЛНС для скважины определяется по формуле (2.7):

$$W = W_p * K_c, \quad (2.7)$$

где W_p - предварительное (расчётное) значение ЛНС, полученное по формуле (2.6) на основе анализа профиля конкретной скважины с учётом вклада пород; $K_c = 1.0$ – для массива, сложенного одним типом гранита, или при плавном изменении свойств разных типов гранитов; $K_c = 0.85 - 0.90$ – для массива с резкой контрастной неоднородностью (например, тонкая прослойка красно-серого гранита между мощными слоями серого гранита); $K_c = 1.00 - 1.05$ – для массива с высокой интенсивностью трещиноватости (> 2.0) независимо от типа гранита.

Таким образом, расчет ЛНС в условиях сложноструктурных массивов должен выполняться индивидуально для каждой скважины первого ряда с учетом интенсивности трещиноватости, характера залегания различных типов гранитов и неоднородности локального участка массива, через который проходит скважина.

Согласно данному подходу индивидуально для каждой скважины первого ряда была рассчитана ЛНС, как нормальная нагрузка от заряда ВВ. Результаты сведены в таблице 2.3.

Таблица 2.3 - ЛНС для разных типов гранитов и блочности

Тип гранита	Блочность	ЛНС, м
Серый гранит	Крупная (>1 м)	3,4
	Средняя (0,3–1 м)	3,6
	Мелкая (<0,3 м)	3,9
Красный гранит	Крупная (>1 м)	3,8
	Средняя (0,3–1 м)	4,0
	Мелкая (<0,3 м)	4,4
Красно-серый гранит	Крупная (>1 м)	4,9
	Средняя (0,3–1 м)	5,1
	Мелкая (<0,3 м)	5,4

После расчета ЛНС для различных геолого-структурных свойств взрывааемого массива путем выноса и профилировки может быть определено оптимальное положение для скважин первого ряда. Алгоритм профилировки скважин с учетом данных геолого-структурной модели содержит следующие этапы:

На первом этапе производится построение цифровой модели уступа на основе фотограмметрических данных.

Затем, на втором этапе, рассчитывается минимальное расстояние от оси скважины до свободной поверхности и проводится анализ пересечений скважины с разными по своей геологии и структуре зонами гранитов, выявленными при картировании откосов.

На третьем этапе формируется профиль (рисунок 2.11), на котором выделяются точки с минимальной ЛНС и определяются участки, требующие корректировки расположения скважины и параметров заряда.

На заключительном этапе производится оптимизация профиля скважины с корректировкой расположения скважин первого ряда, их геометрических параметров (угол наклона, азимут) и параметров зарядов (масса ВВ, длина забойки), при необходимости изменяется сетка скважин.

Результат выноса скважин первого ряда с учетом описанного подхода представлен на рисунке ниже.

В отличие от традиционных методов, основанных на геометрических приближениях, профилирование учитывает реальную форму уступа, а также структурные особенности массива (трещиноватость, блочность). Таким образом, применение данной методики обеспечивает исключение зон непроработки массива и снижение выхода негабаритной фракции.

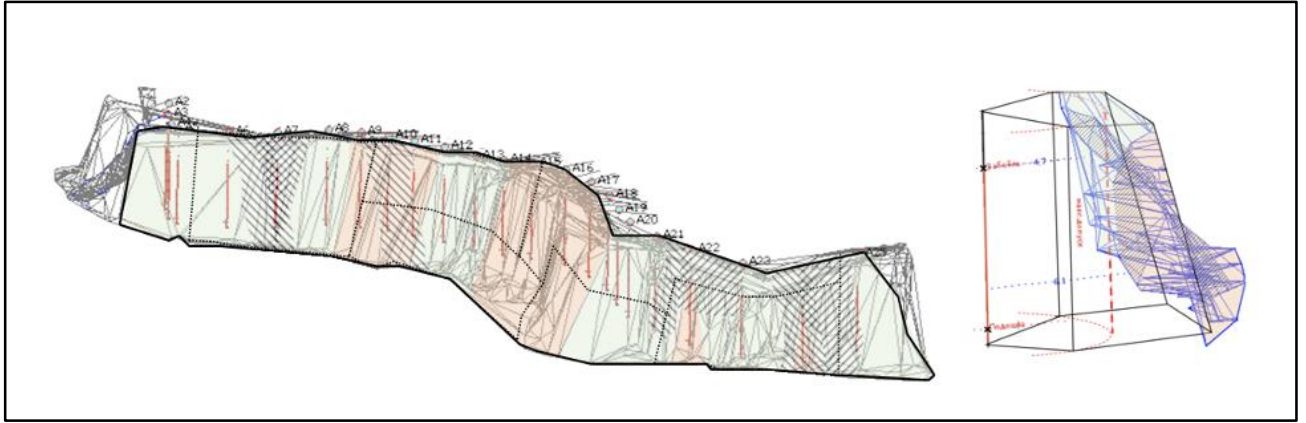


Рисунок 2.11 - Профилировка скважин первого ряда с учетом структурных особенностей блока №4 [17]

2.5 Анализ эффективности оптимизационных решений по данным гранулометрического состава

Эффективность БВР в значительной мере оценивается по гранулометрическому составу ВГМ, то есть по распределению размеров кусков в развале [91, 94-95, 102]. Равномерное распределение с минимальным содержанием негабаритной фракции свидетельствует о корректности выбранных параметров бурения, заряжания и схем инициирования. Измерение гранулометрического состава служит важнейшей частью оценки результатов принятых проектных решений при управлении качеством дробления [38-39, 68-70, 74].

Существует несколько групп методов для измерения гранулометрического состава:

1. Ситовые методы - выполняются в лабораторных условиях, позволяют получить достаточно точные данные, при этом малопригодны для промышленных условий из-за трудоемкости.

2. Оптические и фотограмметрические методы - основаны на обработке фотографий или видеосъемки развала ВГМ [50]. Программные комплексы, например WipFrag [99], выполняют автоматическую сегментацию изображений, выделяют размеры кусков и строят распределения, а также обеспечивают высокую скорость анализа при достаточной точности (погрешность 5–10% по сравнению с ситовыми методами).

3. Фотограмметрия с БПЛА – данный метод применяется в случаях, когда необходимо исследовать большие объемы массива. Выполняется путем построения облака точек развала и позволяет оценить характер распределения размеров кусков ВГМ в пространстве, а не только на поверхности [53, 58].

Наиболее технологически доступными методами являются оптические и фотограмметрические, в которых анализ гранулометрического состава ВГМ выполняется путем обработки фотографий, полученных с камер, установленных на экскаваторы. Измерение

гранулометрического состава такими методами должно производиться при непрерывной погрузке ВГМ, чтобы не останавливать технологические процессы экскавации и транспортировки ВГМ [17].

Съемка развала ВГМ ведется из кабины машиниста (рисунок 2.12а). Снимки масштабируются относительно линейных размеров ковша экскаватора для минимизации погрешности при подсчете размеров кусков ВГМ (рисунок 2.12б).

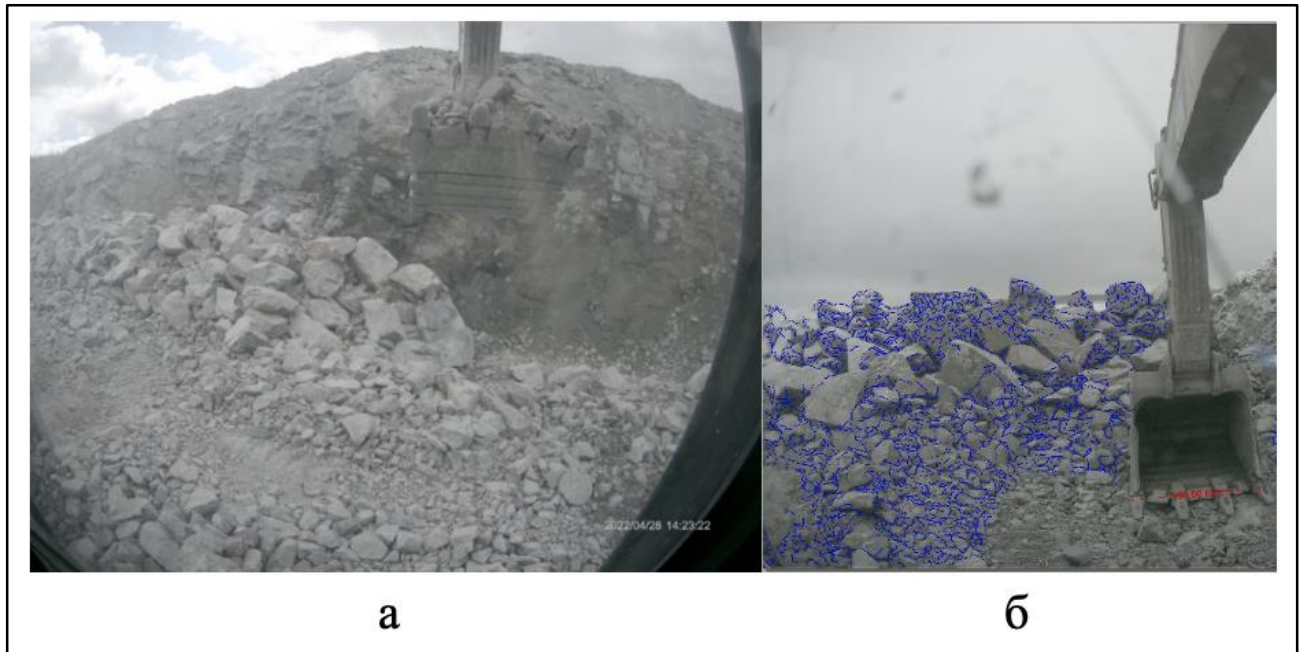


Рисунок 2.12 - Пример съемки развала взорванной горной массы: а- вид из кабины машиниста, б – масштабирование кусков относительно ковша [17]

Далее фотографии загружаются в специализированное ПО [20, 41] для дальнейшей обработки и анализа фракционного состава с выделением репрезентативных кусков.

На основе обработки по данным фотосъемки выполняется построение распределения гранулометрического состава ВГМ по методикам Куз-Рам [107] и КСО, изложенным в работах [8, 40, 66, 80], и фиксируются такие параметры, как: средний размер куска ВГМ, процентный выход негабаритной фракции, показатель однородности распределения. Пример данных, полученных в ходе сбора информации о гранулометрическом составе приведены на рисунке 2.13.

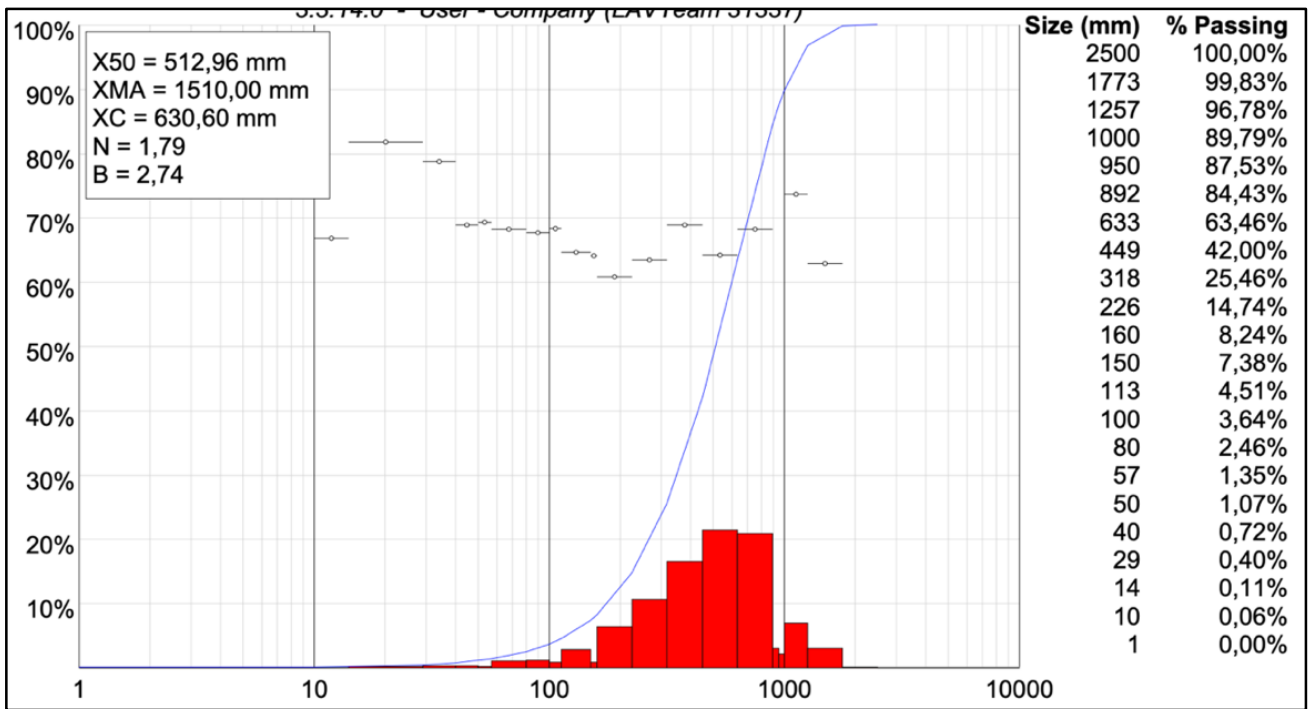


Рисунок 2.13 - Анализ распределения гранулометрического состава взорванной горной массы:
красная кривая - до оптимизации; зеленая кривая – после оптимизации

2.6 Выводы по главе 2

Разработана методология исследования сложноструктурных массивов горных пород, основанная на использовании цифровой фотограмметрии и построении аналитических 3D-моделей массива.

Изложена методика расчета ЛНС в сложноструктурных массивах, учитывающая характер трещиноватости и изменчивость прочностных свойств массива по глубине скважин. Показано, что введение поправочных коэффициентов позволяет исключить зоны непроработки массива.

Профилировка скважин позволяет учитывать реальную геометрию уступа, минимальные расстояния до свободной поверхности, что обеспечивает повышение точности проектирования первого ряда скважин и равномерность дробления массива.

Изложена методика определения гранулометрического состава ВГМ на основе обработки изображений, полученных в ходе непрерывной съемки из кабины машиниста экскаватора, что позволяет оценить качество работы предложенной методики и использовать результаты для верификации расчетных моделей.

Таким образом, предложенная методология представляет собой замкнутый цикл управления качеством взрывного дробления, включающий картирование массива перед взрывом, расчет проектных параметров БВР с учетом геолого-структурных особенностей массива и оценку гранулометрического состава ВГМ.

ГЛАВА 3 ПРОСТРАНСТВЕННАЯ ОПТИМИЗАЦИЯ СКВАЖИН ПЕРВОГО РЯДА НА ОСНОВЕ ПРОГНОЗА СТЕПЕНИ РАЗРУШЕНИЯ МАССИВА

3.1 Постановка задачи и обоснование выбора метода численного моделирования

Целью настоящей главы является апробация методики пространственной оптимизации скважин первого ряда на основе прогноза степени разрушения массива.

Для достижения поставленной цели решаются следующие задачи:

- Построение трехмерной геометрической модели, воспроизводящей структуру и физико-механические свойства уступа, расположение скважин и пространственное распределение различных типов пород.
- Формирование гибридной расчетной сетки для моделирования взаимодействия твердого деформируемого массива (Лагранжев подход) и газодинамических процессов детонации и расширения продуктов взрыва (Эйлеров подход).
- Назначение материалов для модели (горных пород и взрывчатого вещества) и граничных условий, обеспечивающих корректное моделирование волновых процессов и накопления повреждений.
- Проведение серии расчетов и анализ пространственно-временного распространения параметра поврежденности (DAMAGE) для определения эффективных радиусов разрушения ($R_{эфф}$) в зависимости от типа породы и ее структурных особенностей.
- Верификация на основе результатов моделирования практических рекомендаций по значениям ЛНС для оптимизации сетки скважин первого ряда.

Выбор программного комплекса ANSYS Autodyn для решения поставленных задач обусловлен его возможностями. Инструменты ANSYS DesignModeler позволяют создавать сложные параметрические модели, включающие неоднородное строение массива, наклонные поверхности уступов и систему скважин. Наличие встроенных моделей поведения материалов, таких как модель хрупко-пластического разрушения Риделя-Хиермайера-Тома (RHT) для горных пород и уравнение состояния Джонса-Уилкинса-Ли (JWL) для взрывчатых веществ, является необходимым условием для описания процессов взрывного нагружения. Программа позволяет напрямую связывать Лагранжевы части (массив) с Эйлеровыми (ВВ, воздух) через алгоритмы взаимодействия. Модуль Autodyn имеет средства для анализа полей напряжений, деформаций и, что наиболее важно для данной работы, параметра накопленной поврежденности, что позволяет количественно оценивать степень разрушения массива в любой точке и в любой момент времени.

3.2 Концепция и структура численного моделирования

В основу модели закладывается индивидуальный расчет параметров БВР для каждой скважины первого ряда на основе локальных свойств окружающего ее массива. Данные, полученные методом фотограмметрии, выступают в роли первичной информации, цифровым двойником реального буровзрывного блока, на котором базируются все последующие вычисления.

Структура модели реализована в виде последовательного вычислительного цикла, состоящего из пяти основных этапов, логически связывающих сбор данных, построение модели, расчет и анализ (рисунок 3.1).

Этап геометрического моделирования, на котором на основе карт трещиноватости и данных о распределении типов пород строится 3D-модель взрываемого блока в среде ANSYS DesignModeler.

Этап дискретизации созданной геометрии с формированием гибридной расчетной сетки. Массив горных пород дискретизируется с помощью Лагранжевой сетки, позволяющей отслеживать движение и деформацию материала. Солиды, содержащие ВВ и воздух, описываются Эйлеровой сеткой, оптимальной для моделирования больших деформаций и течений газов. Также производится сгущение сетки вблизи зарядов для корректного разрешения высокоградиентных процессов.

Этап определения свойств материалов и граничных условий, на котором каждой зоне массива назначается уникальные прочностные и деформационные характеристиками, полученными из натуральных данных. Заряду ВВ назначается уравнение состояния Джонса-Уилкинса-Ли. Устанавливаются граничные условия.

Этап расчета и анализа разрушения модели. Объектом анализа является распространение во времени и пространстве скалярного поля поврежденности, изменяющегося от 0 (нет повреждений) до 1 (полное разрушение). На основе этого определяются эффективные радиусы разрушения.

Этап интерпретации и оптимизации, на котором полученные значения Rэфф систематизируются в виде таблицы. Эта таблица служит основой для пространственной оптимизации сетки первого ряда скважин. Проверка оптимизированной схемы проводится путем построения итоговой модели распространения повреждений.

Выходными данными и практическим результатом работы модели являются карты пространственного распределения поврежденности в массиве в различные моменты времени после взрыва и количественно обоснованные рекомендации по значениям ЛНС для различных типов гранитов и их структурных особенностей в пределах одного блока.



Рисунок 3.1 – Концептуальная схема реализации численного моделирования

3.3 Построение геометрии модели

3.3.1 Создание модели буровзрывного блока

В программном комплексе ANSYS была создана трехмерная геометрическая модель, воспроизводящая морфологию уступа и структурные особенности горного массива. Построение геометрии выполнено в среде ANSYS DesignModeler с последующим переносом в модуль динамического анализа Autodyn.

Геометрия модели создавалась на основе параметрического подхода с использованием инструментов твердотельного моделирования. Геометрия строилась поэтапно, начиная с

базового блока подстилающего массива, к которому последовательно добавлялись взрываемый блок, структурные зоны и скважины.

Основная расчетная область представляет собой блок размером 30 м * 15 м * 19 м (длина * ширина * высота). Фронтальная часть модели представляет собой уступ с углом откоса 80 градусов. В основании модели расположен блок подстилающего массива размерами 60 м * 60 м * 5 м, который выполняет роль граничного условия для ограничения распространения волн напряжений вниз (рисунок 3.2).

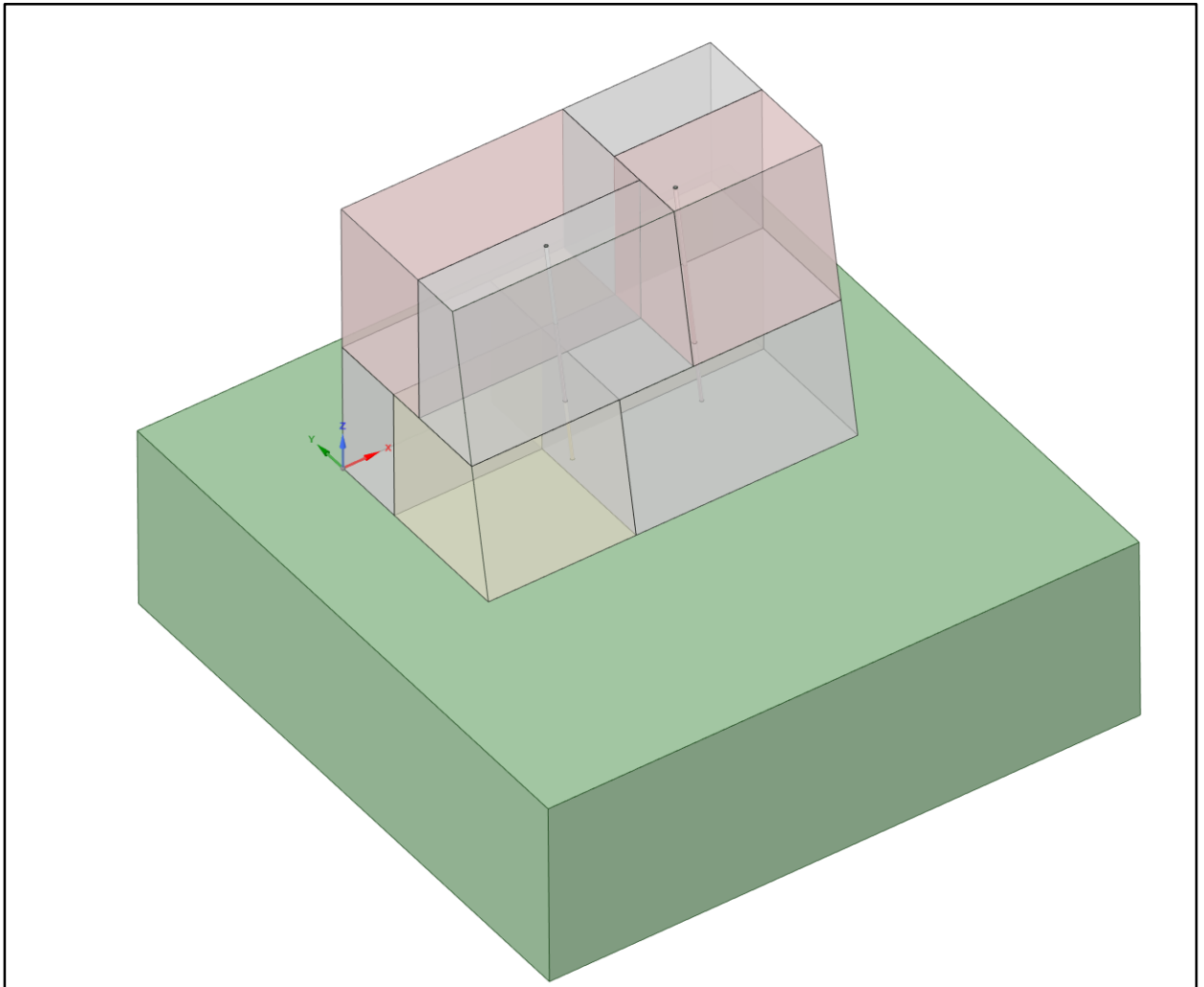


Рисунок 3.2 – Общая геометрия модели

Для моделирования различных типов гранитов и зон блочности в рамках единой геометрии использовался принцип многозонного моделирования, где каждый тип породы или структурная зона назначались как отдельное тело с уникальными свойствами.

Границы между телами выстроены с условием обеспечения непрерывности сетки на стыках различных материалов, что исключает появление незамкнутых областей.

В модели учтены три основных типа гранита, различающихся физико-механическими свойствами: красный гранит расположен в передней и задней части взрываемого – изображен розовым цветом на рисунке 3.2.; Серый гранит представлен четырьмя блоками в передней,

задней, верхней и нижней частях взрываемого блока – изображен серым цветом на рисунке 3.2.; Красно-серый гранит смоделирован в нижней части взрываемого блока и в части подстилающего массива – изображен желтым цветом на рисунке 3.2.

Взрываемый блок высотой 11 м создавался с учетом блочности массива: серые зоны (толщиной 1-3 м) смоделированы как мелкоблочная структура с размером блоков 0.3*0.3 м, красные зоны представлены среднеблочной структурой (блоки 0.5*0.5 м), желтые зоны с подстилающим массивом имеют крупноблочную структуру (блоки 1.0*1.0 м).

3.3.2 Моделирование скважин и зарядов

При моделировании скважин и зарядов ВВ был выбран реальный диаметр скважин, используемый на АО «Гавриловское КУ», равный 144 мм, длина скважин равна 12,0 м.

Параметры ВВ выбирались также исходя из используемых в настоящее время типовых конструкций зарядов на карьере АО «Гавриловское КУ».

- Колонка ВВ длиной 10,5 м,
- Забойка длиной 1,5 м,
- Перебур длиной 1 м.

3.4 Формирование расчетной сетки

В рамках данного исследования построение сетки выполнено с учетом специфики задач динамики, взаимодействия разнородных сред (твердое тело - газ) и необходимости разрешения высокоградиентных полей вблизи заряда и геологических неоднородностей.

В модели принята гибридная дискретизация, учитывающая различные типы решателей, используемых в модели. Для массива горных пород - используется Лагранжев подход с построением структурной сетки на основе трехгранных элементов, что обеспечивает точное отслеживание границ материала, накопления пластических деформаций и развития поврежденности. Для взрывчатого вещества, продуктов детонации и окружающего воздуха применяется Эйлеров подход с использованием Эйлера решателя и объемной сетки из треугольных элементов (рисунок 3.3).

Связь между Лагранжевой и Эйлеровой частями модели осуществляется через алгоритм взаимодействия, который обеспечивает передачу импульса и энергии на границе раздела сред.

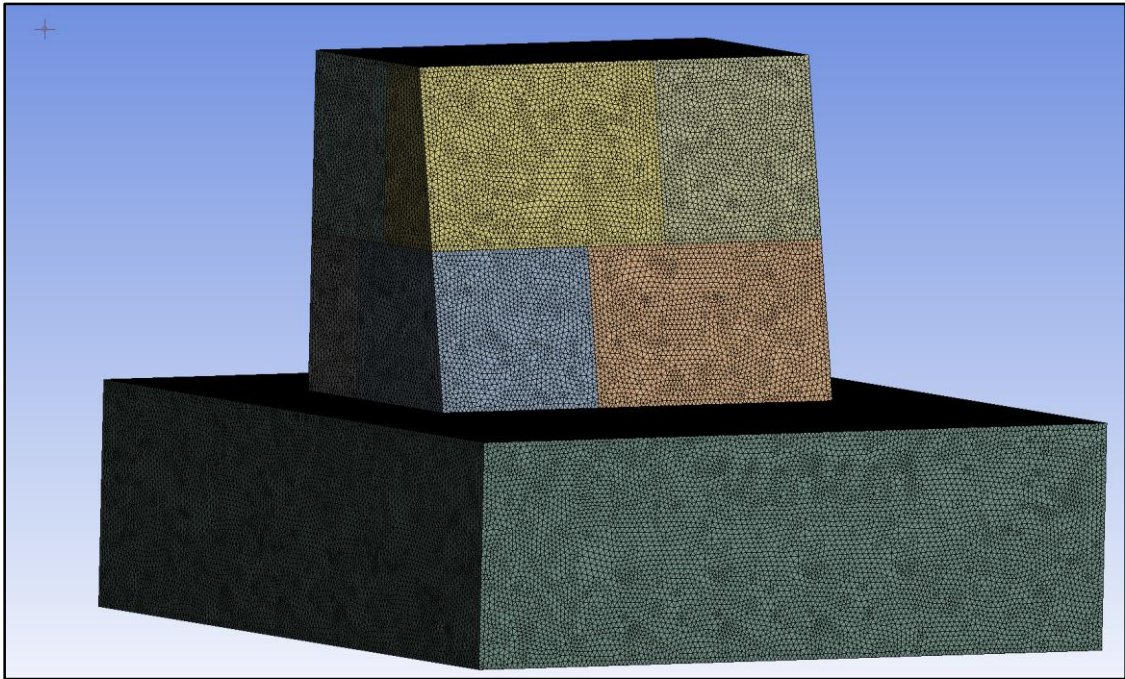


Рисунок 3.3 – Распределение расчетной сетки модели

3.4.1 Построение сетки для Лагранжевой части модели

Построение сетки для массива выполнено с разделением исходной геометрии блока с уступом и скважинами на топологически простые объемы (зоны) для наложения структурированной сетки. Базовый размер элемента для основной части массива установлен равным 0,2 м.

Для ключевых областей, где ожидаются высокие градиенты полей напряжений и повреждений, применено локальное сгущение. Вокруг скважинных зарядов радиус зоны сгущения – 3,0 м, размер элемента – 0,1 м. Это необходимо для корректного моделирования формирования зоны дробления и начального распространения радиальных трещин. В зонах мелкой и средней блочности сохранен размер элемента 2 м для учета влияния ослабленных плоскостей (рисунок 3.4).

Среднее значение коэффициент косоугольности сетки менее 0,4, максимальное - не более 0,8, соотношение сторон в пределах, близких к 1, для треугольников, ортогональное качество > 0,85.

Details of "Mesh"	
Display	
Display Style	Use Geometry Setting
Defaults	
Physics Preference	Explicit
Element Order	Linear
<input type="checkbox"/> Element Size	0,2 m
Sizing	
Use Adaptive Sizing	Yes
Resolution	Default (4)
Mesh Defeaturing	Yes
<input type="checkbox"/> Defeature Size	Default
Transition	Slow
Span Angle Center	Coarse
Initial Size Seed	Assembly
Bounding Box Diagonal	51,707 m
Average Surface Area	82,79 m ²
Minimum Edge Length	0,47752 m
Quality	
Check Mesh Quality	Yes, Errors
<input type="checkbox"/> Target Quality	Default (0.050000)
Smoothing	High
Mesh Metric	None
Inflation	
Use Automatic Inflation	None
Inflation Option	Smooth Transition
<input type="checkbox"/> Transition Ratio	0,272
<input type="checkbox"/> Maximum Layers	5
<input type="checkbox"/> Growth Rate	1,2
Inflation Algorithm	Pre
View Advanced Options	No
Advanced	
Number of CPUs for Parallel Part Meshing	Program Controlled
Straight Sided Elements	
Rigid Body Behavior	Full Mesh
Triangle Surface Mesher	Program Controlled
Topology Checking	Yes
Pinch Tolerance	Please Define
Generate Pinch on Refresh	No

Рисунок 3.4 – Таблица параметров расчетной сетки модели

3.4.2 Построение сетки для Эйлеровой части (ВВ и воздух)

Эйлерова сетка создавалась как отдельная расчетная область, полностью охватывающая Лагранжев блок и окружающее пространство. Эйлерова область представляет собой прямоугольный параллелепипед, с запасом вокруг Лагранжевой модели для свободного расширения газов. В зоне, соответствующей объему Лагранжевого блока и скважинам, задана равномерная сетка с размером элемента 0.1 м (вдвое меньше минимального Лагранжевого размера 0,2 м). К границам Эйлеровой области размер элемента плавно увеличивается до 0,2 м для экономии вычислительных ресурсов. Область скважин инициализирована материалом ВВ (по уравнению состояния Джонса-Уилкинса-Ли), а остальной объем Эйлеровой области - воздухом (идеальный газ).

3.4.3 Итоговые параметры расчетной модели

- Общее количество элементов Лагранжевой сетки: 444 368 треугольников.
- Общее количество элементов Эйлеровой сетки: 1 610 373 треугольников.
- Минимальный размер элемента: 0.1 м (в Эйлеровой части, вблизи заряда).

3.5 Назначение материалов и граничных условий модели в Autodyn

3.5.1 Назначение материалов горных пород

Для моделирования динамического поведения массива гранитов использовалась модель хрупкого пластического разрушения Риделя-Хиермайера-Тома, применяемая для бетона и горных пород при импульсных нагрузках. Данная модель, в отличие от более простых, комплексно учитывает зависимость прочности от давления (P- α модель), влияние скорости деформации, трехосное напряженное состояние и накопление поврежденности.

Основные уравнения модели Риделя-Хиермайера-Тома [79]:

Уравнение состояния для пористого материала, описывающее связь давления с объемной деформацией и удельной внутренней энергией (3.1):

$$P = \frac{1}{\alpha} ((B_0 + B_1\mu)\alpha_0\rho_0 e + A_1\mu + A_2\mu^2 + A_3\mu^3), \quad (3.1)$$

где ρ_0 – начальная плотность, α_0 – начальная пористость, A_1, A_2, A_3 – полиномиальные коэффициенты Гюгонио, B_0, B_1 – параметры уплотнения пор, α – текущая пористость.

Поверхность текучести определяется тремя предельными поверхностями: начальной упругой, разрушения и остаточного трения. Предел текучести зависит от давления, угла Лоде и нормированной скорости деформации (3.2):

$$Y(p, \theta, \varepsilon) = Y_{static}(p) * R_3(\theta) * F_{rate}(\varepsilon), \quad (3.2)$$

где $Y_{static}(p)$ – статическая прочность на сжатие, $R_3(\theta)$ – функция зависимости от угла Лоде, $F_{rate}(\varepsilon)$ – коэффициент динамического упрочнения.

Параметр поврежденности (от 0 до 1) определяет степень деградации материала и рассчитывается по формуле (3.3):

$$D = \sum \frac{\Delta\varepsilon_p^p}{\varepsilon_f^p(p, \sigma^*)}, \quad (3.3)$$

где $\Delta\varepsilon_p^p$ – приращение пластической деформации, ε_f^p – предельная пластическая деформация до разрушения, зависящая от давления и приведенного напряжения.

Каждому из трех типов гранита (красный, серый, красно-серый), представленному в модели отдельным Лагранжевым телом, был назначен уникальный материал на основе модели Риделя-Хармайера-Тома [23]. Ввод параметров осуществлялся непосредственно в библиотеке материалов ANSYS Autodyn в соответствии с данными таблицы 3.1. Ключевые различия между материалами задавались через основные прочностные параметры: плотность, модуль сдвига, прочность на одноосное сжатие и предел прочности на растяжение, который задавался как доля от прочности на одноосное сжатие через коэффициент FT/FC. Для всех гранитов

использовалось полиномиальное уравнение состояния, параметры которого (A_1 , A_2 , A_3) были рассчитаны на основе модуля объемной упругости и плотности. В модель разрушения Риделя-Хармайера-Тома задавались константы D_1 и D_2 , описывающие скорость накопления повреждений, и минимальную деформацию разрушения. Для обработки деформированных элементов применялся критерий эрозии по максимальной главной деформации.

Таблица 3.1- Физико-механические свойства гранитов в модели

Параметр	Единица измерения	Красного гранита	Серого гранита	Красно-серого гранита
Плотность	г/см ³	2,86	2,43	2,65
Уравнение состояния (EOS)	–	полиномиальный		
Модуль объемной упругости	ГПа	23,5	52,7	19,0
Температура	К	300		
Удельная теплоемкость	Дж/кг	654		
Уравнение прочности	–	модель Риделя-Хармайера-Тома (RHT)		
Модуль сдвига	ГПа	17		
Прочность при сжатии	МПа	154,67	165,06	128,89
Предел прочности при разрыве	–	25,0	15,6	21
Предел прочности на сдвиг	–	45	28	41
Соотношение растяжение/сжатие	–	0,162	0,095	0,164
Переход хрупкость/вязкость	–	0,01		
Предел скорости деформации сжатия	–	0,045		
Модель разрушения	–	модель Риделя-Хармайера-Тома		
Постоянная разрушения, D_1	–	0,025		
Постоянная разрушения, D_2	–	1,0		
Минимальная деформация разрушения	–	0,06		
Остаточный модуль сдвига	–	0,25		
Модель растяжения разрушения	–	гидро		
Модель эрозии	–	пластическая деформация		

3.5.2 Назначение материала взрывчатого вещества

Моделирование детонации и распространения продуктов взрыва осуществлялось в соответствии с уравнением состояния Джонса-Уилкинса-Ли [79]. Данное уравнение описывает адиабатическое расширение продуктов детонации на больших объемах (3.4):

$$P = A \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V_1} \right) * \exp(-R_1 V_1) + B \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V_1} \right) * \exp(-R_2 V_1) + \frac{\omega E}{V_1}, \quad (3.4)$$

где P – давление продуктов детонации, $V_1 = \rho_0/\rho$ – относительный удельный объем, ρ_0 – начальная плотность ВВ, E – удельная внутренняя энергия, A, B, R_1, R_2, ω – калибровочные константы материала.

Эмульсионное ВВ было смоделировано как Эйлерова компонента, заполняющая объемы скважин. Параметры модели Джонса-Уилкинса-Ли (A, B, R_1, R_2, ω), скорость детонации и давление в точке Чепмена-Жуге были заданы в соответствии с таблицей 3.2. Точка инициирования задавалась в нижней части колонки заряда на 1 м выше уровня перебура с нулевой временной задержкой.

Таблица 3.2 - Свойства эмульсионного взрывчатого вещества в модели ANSYS

Параметр	Единица измерения	Значение
Плотность	кг/м ³	1,15
Скорость детонации	м/с	5220
Давление детонации	ГПа	5,14
Уравнение состояния	–	Модель Джонса-Уилкинса-Ли
Параметр А	ГПа	49,4
Параметр В	ГПа	1,891
Параметр R ₁	–	3,907
Параметр R ₂	–	1,118
Параметр w	–	0,333

3.5.3 Назначение граничных и начальных условий

На боковые и нижнюю грани Лагранжевой модели, представляющие условно бесконечный массив, назначено условие минимизации отражения волн напряжений от искусственных границ модели, имитируя их уход в бесконечную среду.

Откос и буровая площадка, были определены как свободная поверхность, что позволяет волнам растяжения свободно отражаться, инициируя откол. Контакты между разными типами гранитов были связаны в единую модель. Этот тип связи обеспечивает полную передачу усилий и перемещений через общие узлы сетки на границе раздела, что соответствует монолитному контакту в массиве до момента разрушения. Начальное давление и температура ВВ инициализировались нулевыми значениями (атмосферные условия). Инициализация поля скорости детонации происходила автоматически от заданной точки инициирования. Вся

расчетная область была настроена на работу в системе единиц «мм-г-мс», что является стандартным для динамических задач высокой интенсивности в Autodyn.

3.6 Анализ и валидация модели разрушения массива

3.6.1 Анализ модели разрушения

Для исследования процесса разрушения трехмерная модель массива со скважинами была рассечена по четырем плоскостям, проходящим через различные типы гранитов (красный, серый, красно-серый) и разные зоны блочности. По каждому сечению анализировалось распределение параметра поврежденности (0 – нет повреждений, 1 – полное разрушение) в 1, 2 и 3 мс после детонации. Модель разрушения анализировалась в трех точках на разных расстояниях заряда от свободной поверхности в зависимости от оптимальных ЛНС, рассчитанных во 2 главе для каждого типа гранита. Точки анализа с наибольшим удалением от свободной поверхности подбирались на основании наибольших значений ЛНС. Распределение фронта параметра поврежденности изображено на рисунках 3.5-3.7.

Серый гранит ($\sigma_{сж} = 165.06$ МПа, $E = 52.7$ ГПа, $FT/FC = 0.095$):

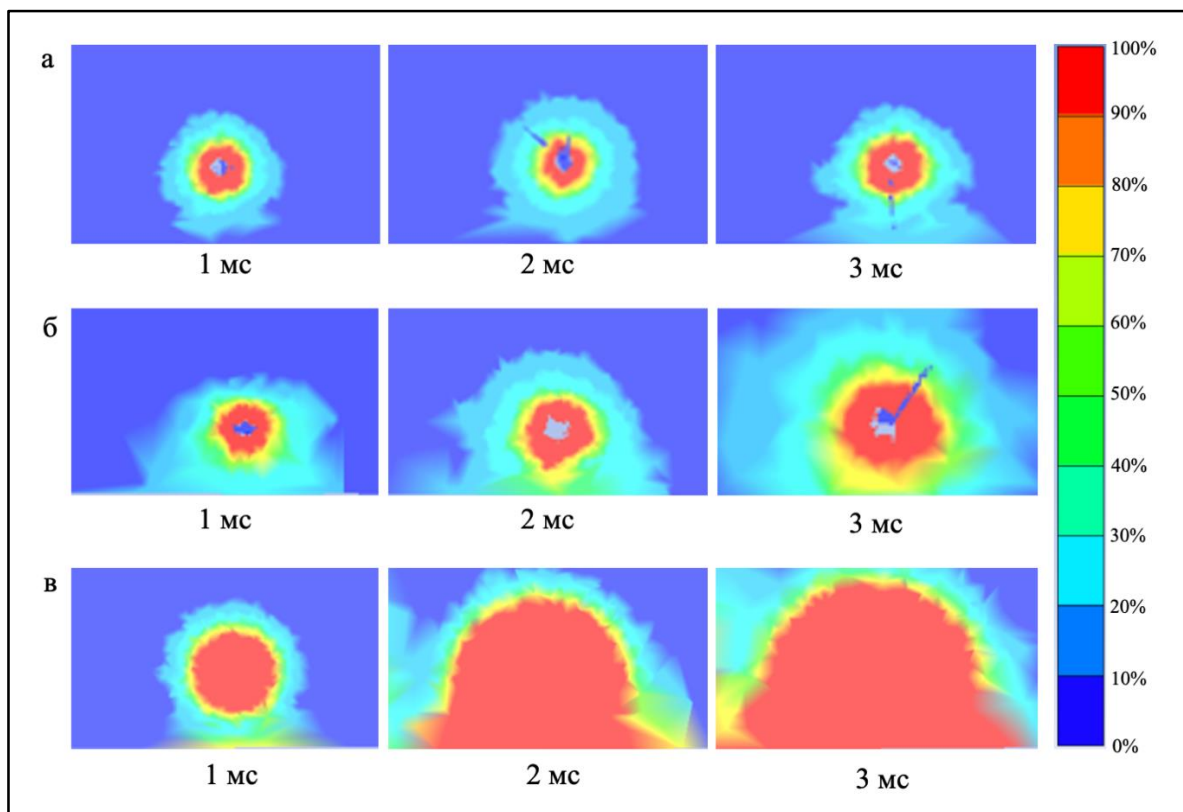


Рисунок 3.5 – Распространение фронта повреждений в сером граните: а – на расстоянии 5 м от заряда, б – на расстоянии 3,5 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

На удалении 5 м от заряда к 3 мс фронт повреждений $> 0,4$, что указывает на недостаточность разрушения на данном удалении. На удалении 3,5 м от заряда к моменту 3 мс фронт повреждений составляет 0,6–0,7, что свидетельствует о разрушении массива. На удалении

1,5 м от заряда в момент 2 мс происходит быстрое формирование зоны разрушения и фронт повреждений равен 1.

Красный гранит ($\sigma_{сж} = 154.67$ МПа, $E = 23.5$ ГПа, $FT/FC = 0.162$):

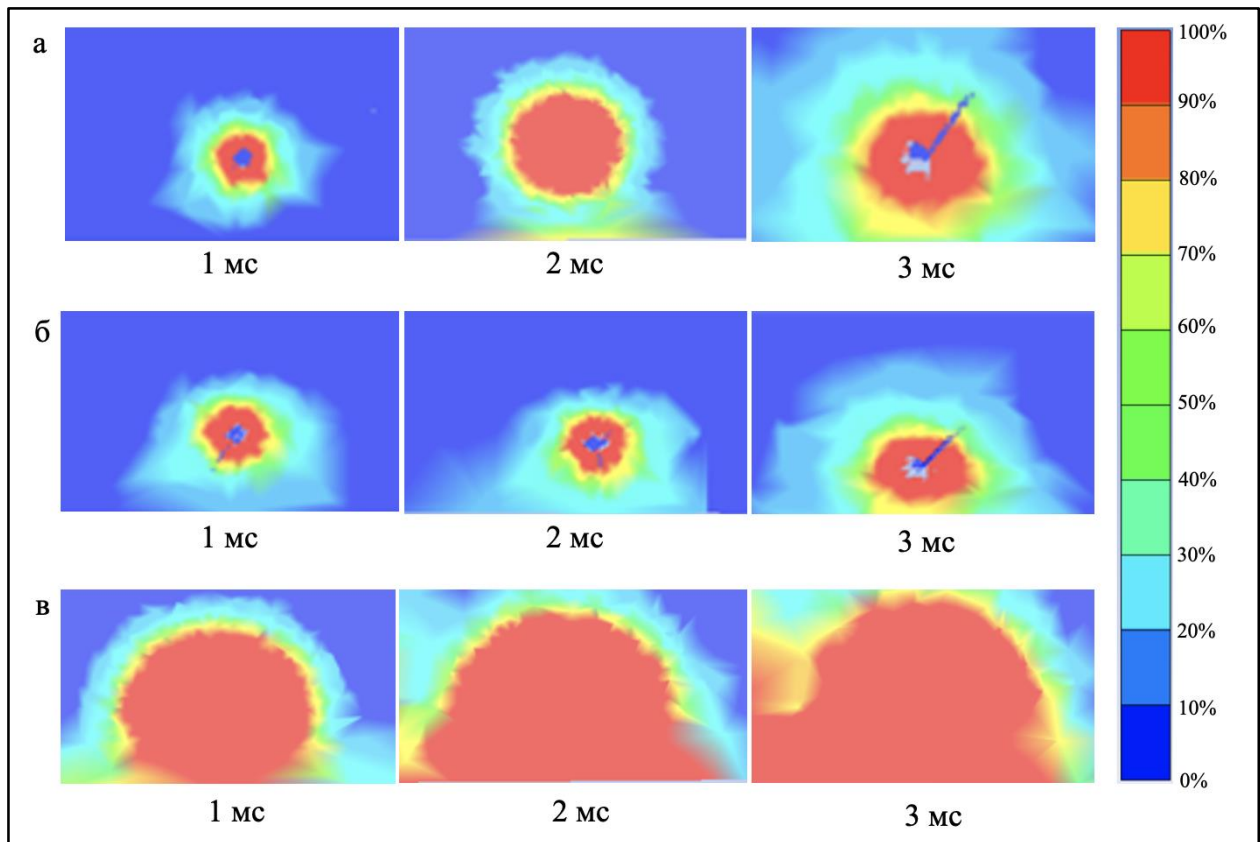


Рисунок 3.6 – Распространение фронта повреждений в красном граните: а – на расстоянии 4,5 м от заряда, б – на расстоянии 3 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

На удалении 4,5 м от заряда уровень поврежденности к 3 мс достигает 0,5–0,6, что свидетельствует частичному разрушению массива. На удалении 3 м от заряда к 3 мс фронт повреждений равен 0,8. На удалении 1,5 м от заряда зона разрушения формируется медленнее, чем в сером граните, но достигает полного разрушения и фронт повреждений равен 1 к 1,5–2,0 мс.

Красно-серый гранит ($\sigma_{сж} = 128.89$ МПа, $E = 19.0$ ГПа, $FT/FC = 0.164$):

На удалении 5,5 м от заряда к 3 мс уровень поврежденности достигает 0,6–0,7. На удалении 3,5 м от заряда к 3 мс фронт поврежденности $> 0,85$. На удалении 1,5 метр от заряда зона полного разрушения формируется к 1 мс.

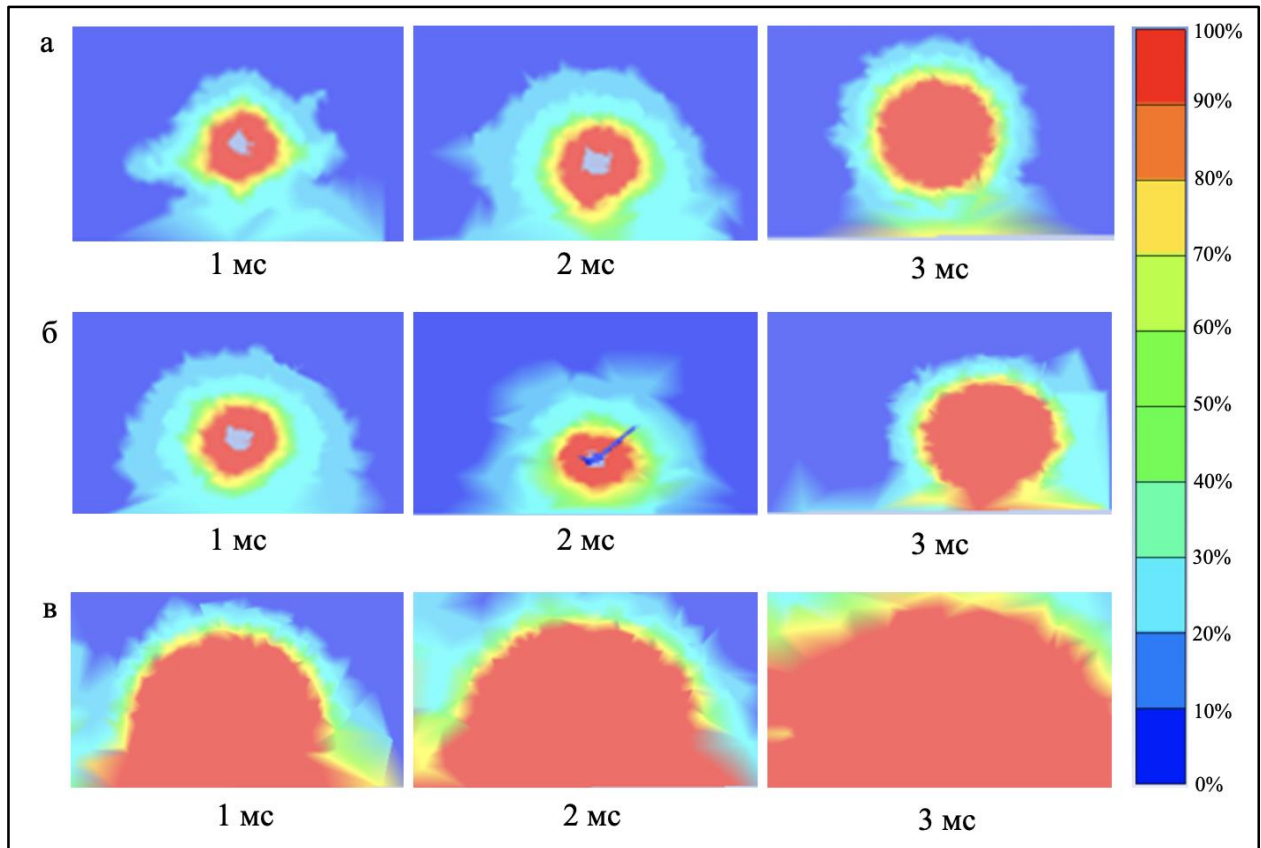


Рисунок 3.7 – Распространение фронта повреждений в красно-сером граните: а – на расстоянии 5,5 м от заряда, б – на расстоянии 3,5 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

На основе анализа полей поврежденности определены максимальные эффективные радиусы разрушения, в пределах которых значение повреждений превышает 0,5 к моменту 3 мс. Данные сведены в таблицу 3.3.

Таблица 3.3 – Эффективные радиусы разрушения

Тип гранита	Блочность	Диапазон Rэфф, м	Расчетная ЛНС по формуле 1.17
Серый гранит	Крупная (>1 м)	3,1–3,4	3,4
	Средняя (0,3–1 м)	3,4–3,7	3,6
	Мелкая (<0,3 м)	3,7–3,9	3,9
Красный гранит	Крупная (>1 м)	3,2–3,6	3,8
	Средняя (0,3–1 м)	3,6–4,0	4,0
	Мелкая (<0,3 м)	4,0–4,4	4,4
Красно-серый гранит	Крупная (>1 м)	4,1–4,6	4,9
	Средняя (0,3–1 м)	4,6–5,0	5,1
	Мелкая (<0,3 м)	5,0–5,4	5,4

Результаты моделирования показали, что наиболее подходящая ЛНС для гарантированного дробления должна определяться не диаметром заряда, а минимальным из двух радиусов: эффективного радиуса разрушения для данного типа породы и расстояния до

ближайшей свободной поверхности. Данная зависимость может быть представлена в следующем виде:

$$W_{эфф} = \min(R_{эфф}(\text{Тип породы, блочность}), \text{Расстояние до свободной поверхности}). \quad (3.5)$$

Таким образом, для проектирования БВР в сложноструктурном массиве необходимо использовать переменное значение ЛНС, подобранное под локальные свойства гранитов в зоне действия каждого конкретного заряда.

Расчет ЛНС, представленный в 1 и 2 главах диссертации, для каждого гранита позволяет получить теоретическую оценку нагрузки, необходимой для начала разрушения. Сравнение этих значений с эффективными радиусами $R_{эфф}$, полученными при моделировании, показывает высокую сходимость.

На основе результатов моделирования предлагаются следующие практические рекомендации:

1. Для серого гранита ($\sigma_{сж} = 165.06$ МПа, $E = 52.7$ ГПа, $FT/FC = 0.095$):
 - Требуется минимальный диапазон ЛНС (3,3-3,9 м).
 - Необходимо применять более плотную сетку бурения скважин первого ряда, чтобы исключить непроработанные целики между зонами разрушения.
2. Для красно-серого гранита ($\sigma_{сж} = 128.89$ МПа, $E = 19.0$ ГПа, $FT/FC = 0.164$):
 - Допустим максимальный диапазон ЛНС (4,8-5,4 м).
 - Можно увеличивать шаг между скважинами первого ряда.
3. Для красного гранита ($\sigma_{сж} = 154.67$ МПа, $E = 23.5$ ГПа, $FT/FC = 0.162$):
 - Промежуточный диапазон значений ЛНС (3,8-4,4 м).
4. Для всех типов гранитов при переходе от мелкоблочной к крупноблочной структуре оптимальная ЛНС уменьшается, так как разрушение крупных блоков требует большей концентрации энергии.

3.6.2 Валидация модели

Для валидации модели был выполнен расчет радиальной и тангенциальной составляющих напряжений в массиве гранитов по методике В.А. Боровикова и И.Ф. Ванягина [6] и проведен сравнительный анализ рассчитанных значений компонент с их значениями в модели ANSYS autodyn. При проверке модели за основу были приняты расчёты для серого гранита на расстоянии, соответствующему оптимальной ЛНС в мелкоблочной структуре, рассчитанных в главе 2.

В соответствии с энергетическим законом подобия при оценке параметров волны сжатия при взрыве зарядов при расчете относительного расстояния от оси заряда вводится понятие эквивалентного радиуса заряда [6] (3.5):

$$\bar{r} = \frac{R}{R_{03}^*}; R_{03}^* = R_{03} \left(\frac{\rho_{\text{ВВ}} Q_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{ТН}} Q_{\text{ТН}}} \right)^\lambda, \quad (3.5)$$

где R_{03}^* и R_{03} – эквивалентный и фактический радиусы заряда используемого ВВ, $R_{03} = 0,077$ м; $\rho_{\text{ВВ}}$ и $Q_{\text{ВВ}}$ – плотность заряжания и теплота взрывчатого превращения применяемого ВВ; $\rho_{\text{ТН}} Q_{\text{ТН}}$ – плотность заряжания и теплота взрывчатого превращения тэна, $\rho_{\text{ТН}} = 1500$ кг/м³, $Q_{\text{ТН}} = 5860$ кДж/кг; λ – коэффициент, $\lambda = 1/3$ для сферического заряда и $\lambda = 0,5$ для цилиндрического заряда; R – расстояния от оси заряда до точки наблюдения.

Расстояние от оси заряда до точки наблюдения, принятое как оптимальные ЛНС по первому ряду, составило $R_{\text{сер}} = 3,9$ м.

Относительное расстояние \bar{r} задается как отношение расстояния до точки наблюдения к радиусу скважины [6] (3.6):

$$\bar{r} = \frac{R}{R_{03} \left(\frac{\rho_{\text{ВВ}} Q_{\text{ВВ}}}{\rho_{\text{ТН}} Q_{\text{ТН}}} \right)^\lambda}. \quad (3.6)$$

$$\text{Отсюда: } \bar{r}_{\text{сер}} = \frac{3,9}{0,077 \left(\frac{1160 \cdot 4100}{1500 \cdot 5860} \right)^{0,5}} = 68,4 \text{ м.}$$

Все значения лежат в диапазоне $12 \leq \bar{r} \leq 100$.

Физико механические свойства гранитов представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4 - Физико-механические свойства гранитов

Гранит	Плотность $\rho_{\text{п}}, \frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$	Скорость продольной волны $C_{\text{р}}$, м/с	Коэффициент Пуассона, ν
Серый	2700	5200	0,2
Красный	2630	4600	0,2
Красно-серый	2600	4800	0,16

Радиальная составляющая напряжений

Максимальная амплитуда радиальной составляющей волны напряжений в диапазоне $12 \leq \bar{r} \leq 100$ для цилиндрического заряда определяется выражением [6] (3.7):

$$\sigma_{r \text{ max}}(\bar{r}) = \rho_{\text{п}} C_{\text{р}} \frac{545}{\bar{r}^{1,1}}, \quad (3.7)$$

где $\sigma_{r \text{ max}}$ – максимальное радиальное нормальное напряжение в массиве на расстоянии R от оси заряда, Па; $\rho_{\text{п}}$ – плотность массива горных пород, $\frac{\text{кг}}{\text{м}^3}$; $C_{\text{р}}$ – скорость продольной волны в массиве, м/с; $\bar{r} = \frac{R}{r_{\text{СКВ}}}$ – относительное расстояние до точки наблюдения.

$$\sigma_{r \max}^{\text{сеп}} = 2700 * 5200 \frac{545}{104,4} = 73,3 \text{ МПа.}$$

Тангенциальная составляющая напряжений

Максимальная амплитуда тангенциальной составляющей волны напряжений определяется зависимостью [6] (3.8):

$$\sigma_{\varphi \max}(\bar{r}) = (c_1 + c_2 \bar{r}) \sigma_{r \max}(\bar{r}), \quad (3.8)$$

где $\sigma_{\varphi \max}$ – максимальное тангенциальное напряжение, Па; c_1, c_2 – безразмерные коэффициенты, зависящие от свойств массива, определяемые эмпирическими зависимостями:

$$c_1 = 0,09 + 0,228 * 10^{-7} \rho_{\text{п}} C_{\text{р}}, \quad c_2 = -(0,07 - 0,224 * 10^{-7} \rho_{\text{п}} C_{\text{р}}) * 10^{-2}.$$

Тогда коэффициенты: $c_1 = 0,41, c_2 = 0,24 * 10^{-2}$

Тангенциальная составляющая: $\sigma_{\varphi \max}^{\text{сеп}} = (0,41 + 0,24 * 10^{-2} * 68,4) * 73,3 = 42,1 \text{ МПа.}$

Итоговые значения компонент напряжений сведены в таблицу 3.5.

Таблица 3.5 – Итоговые значения компонент напряжений

Гранит	\bar{r}	σ_r , МПа	σ_{φ} , МПа
Серый	68,4	73,3	42,1

В расчетной модели в модуле Autodyn была установлена точка наблюдения в сером граните на откосе буровзрывного блока, таким образом, чтобы угол между осью скважины и направлением на данную точку составлял 90 градусов. Далее в установленной точке производились измерения компонент напряжений и были получены их зависимости от времени. По данным зависимостям были определены максимальные значения $\sigma_{xx}, \sigma_{yy}, \sigma_{xy}$. Они составили: $\sigma_{xx} = 15 \text{ МПа}, \sigma_{yy} = 110 \text{ МПа}, \sigma_{xy} = 16 \text{ МПа}$ (рисунки 3.8-3.10).

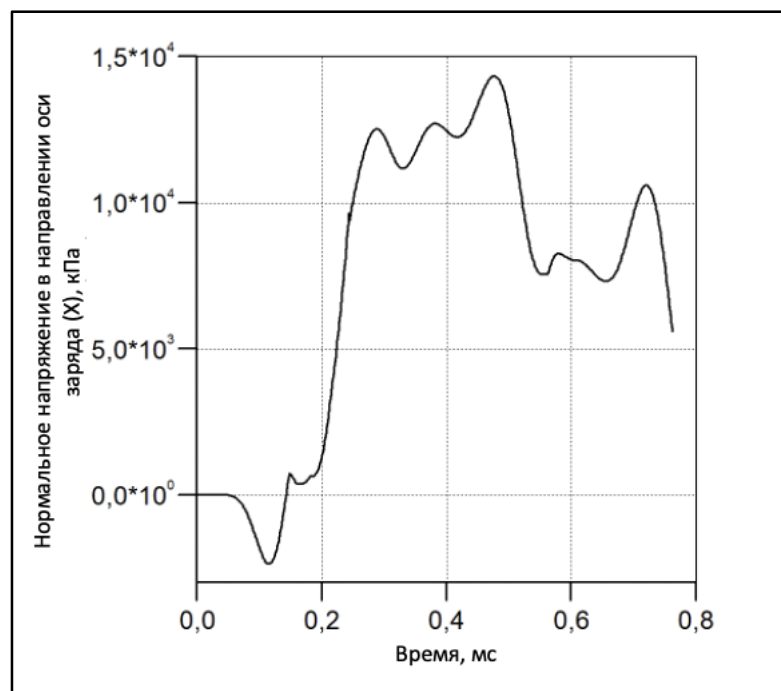


Рисунок 3.8 – Зависимость нормального напряжения в направлении оси заряда (X) от времени

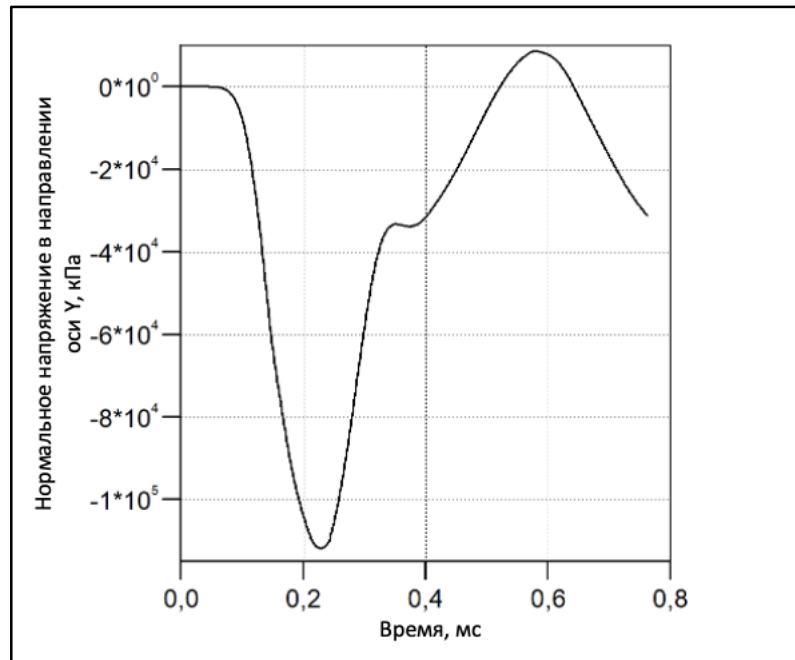


Рисунок 3.9 – Зависимость нормального напряжения в направлении оси Y от времени

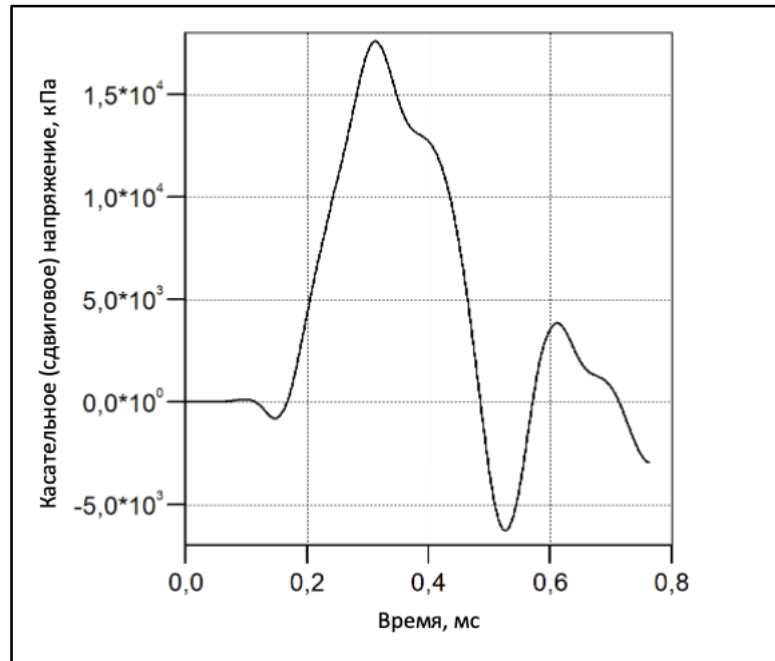


Рисунок 3.10 – Зависимость касательного (сдвигового) напряжения от времени

Ввиду того, что в Autodyn задача решается в Декартовой системе координат, полученные значения необходимо корректировать, переводя их в радиально-тангенциальные.

Тогда радиальная составляющая:

$$\sigma_r = \sigma_{XX} \cos^2 \alpha + \sigma_{YY} \sin^2 \alpha + 2\sigma_{XY} \sin \alpha \cos \alpha, \quad (3.9)$$

тангенциальная составляющая:

$$\sigma_\varphi = \sigma_{XX} \sin^2 \alpha + \sigma_{YY} \cos^2 \alpha - 2\sigma_{XY} \sin \alpha \cos \alpha, \quad (3.10)$$

α – угол между осью X и радиальным направлением в выбранной точке.

Радиальная составляющая:

$$\sigma_r = 15 \cos^2 90 + 110 \sin^2 90 + 2 * 16 \sin 90 \cos 90 = 77 \text{ МПа}$$

Тангенциальная составляющая:

$$\sigma_{\varphi} = 15 \sin^2 90 + 110 \cos^2 90 - 2 * 16 \sin 90 \cos 90 = 46,7 \text{ МПа}$$

Расчетные значения по методике В.А. Боровикова и И.Ф. Ванягина и итоговые значения, полученные в программе Ansys Autodyn сведены в таблицу 3.6.

Таблица 3.6 – Сравнение итоговых значений компонент напряжений

Расчет	σ_r , МПа	σ_{φ} , МПа
Методика В.А. Боровикова и И.Ф. Ванягина	73,3	42,1
Ansys Autodyn	77,0	46,7
Отклонение	5%	10%

Сопоставление рассчитанных по методике В.А. Боровикова и И.Ф. Ванягина значений радиальных и тангенциальных компонент напряжений в сером граните с результатами моделирования в ANSYS Autodyn показало расхождение в 5% для радиальной и 10% для тангенциальной составляющих. Данная степень совпадения позволяет считать построенную в ANSYS Autodyn модель валидной для описания напряженно-деформированного состояния гранита. Следовательно, результаты численного моделирования, в том числе поля поврежденности и другие вычислительные параметры, могут быть использованы для анализа характера разрушения массива.

3.7 Построение итоговой модели с оптимальным расстоянием скважин

На основе предложенных оптимальных $R_{эфф}$ построена итоговая модель буровзрывного блока, сложенного из различных типов гранитов (рисунок 3.11).

Пространственное расположение скважин варьируется в соответствии со структурными особенностями гранитов:

- В зонах серого гранита скважины располагаются с ЛНС = 3,3-3,8 м.
- В зонах красно-серого гранита применяется ЛНС = 4,8-5,4 м.
- В зонах красного гранита используется ЛНС = 3,8-4,4 м.

Такое расположение позволило обеспечить равномерное распределение энергии по всему объему блока.

Для визуализации и итоговой оценки эффективности схемы расположения скважин построена и проанализирована итоговая модель распространения полей поврежденности. Модель была рассечена по трем горизонтальным плоскостям по всей высоте уступа (рисунок 3.11):

- 1,5 м – на уровне перебура
- 4,5 м – по центру колонки заряда
- 9,5 м – в верхней части колонки заряда, на границе с забойкой

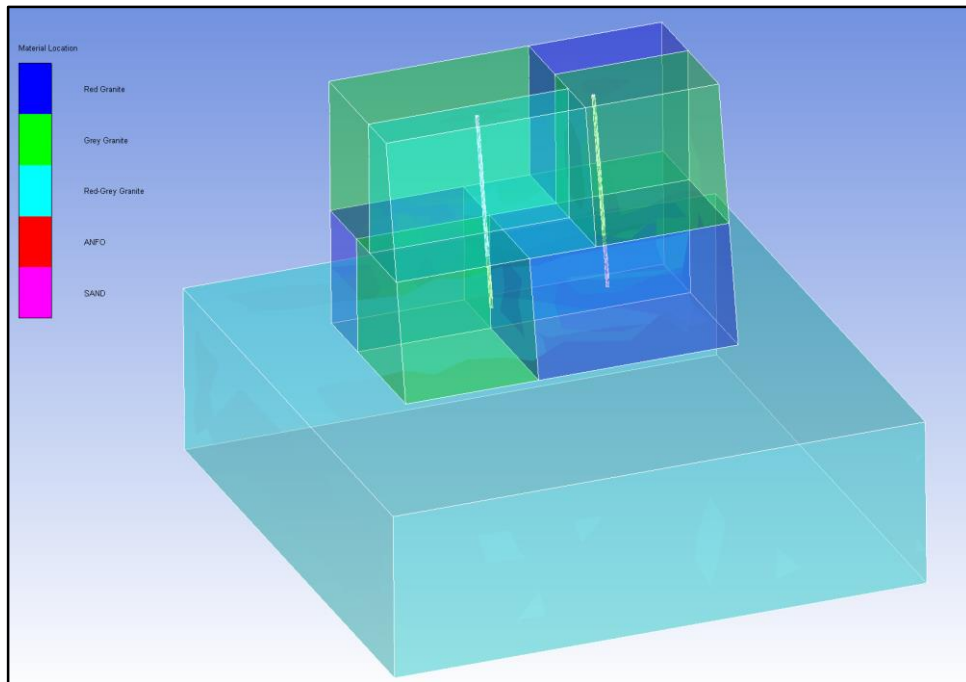


Рисунок 3.11 – Итоговая модель

Анализ распространения фронта поврежденности проводился в четырех временных срезах до инициирования и после начала инициирования 1 мс, 2 мс и 3.0 мс. Итоговая 3D модель распространения фронта поврежденности представлена на рисунке 3.12.

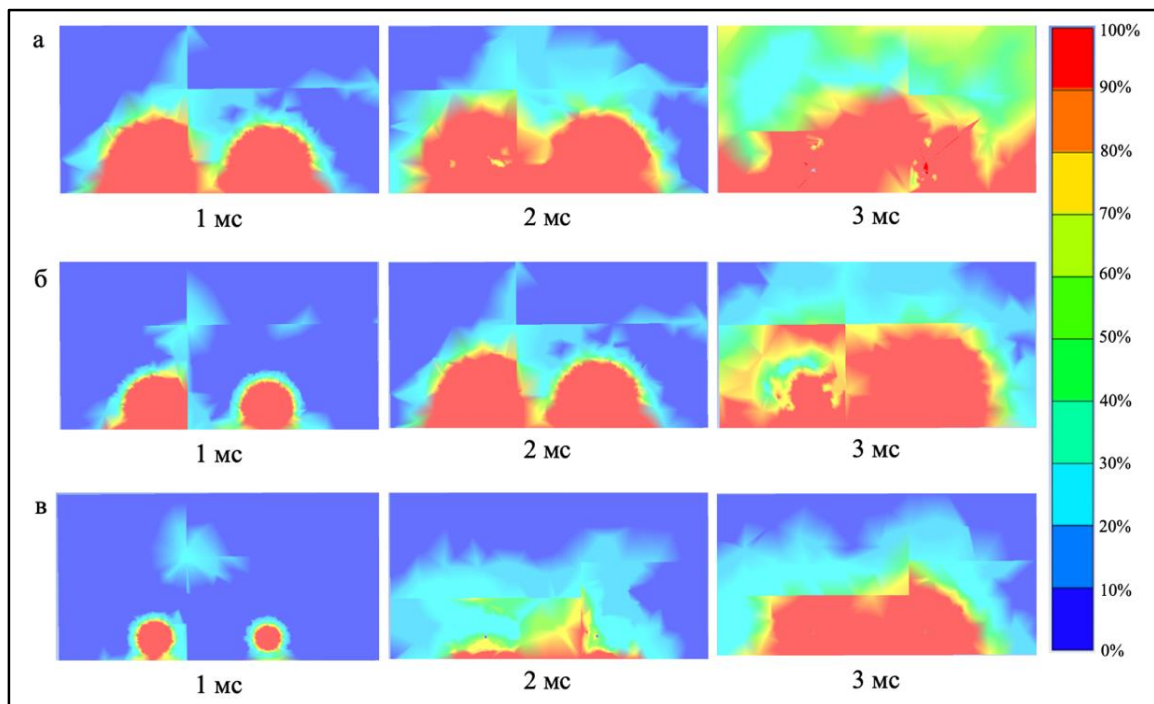


Рисунок 3.12 – Итоговая модель распространения фронта повреждений в сложноструктурном массиве, сложенном из разных типов гранитов: а – горизонтальный срез на уровне перебура, б – горизонтальный срез по центру колонки заряда, в – горизонтальный срез на границе заряда с забойкой

Итоговая модель наглядно демонстрирует, что применение критериальной модели, учитывающей пространственную изменчивость свойств массива для управления

пространственной оптимизации первого ряда скважин по ЛНС, рассчитанного с учетом нагрузки, позволяет достичь равномерного распределения фронта поврежденности по всему объему блока и, как следствие, привести именно к дроблению, а не перемещения по естественной блочности в сторону свободной поверхности, что приведет к улучшению качества ВГМ (рисунок 3.13).

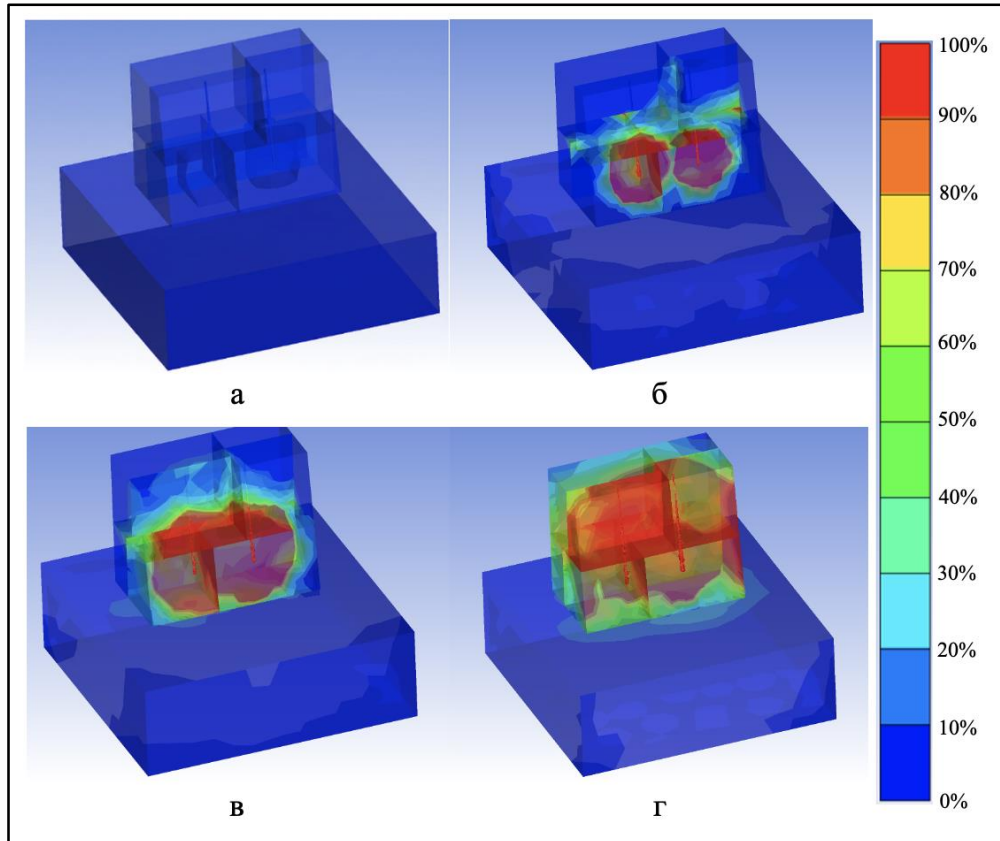


Рисунок 3.13 - Итоговая 3D модель распространения фронта поврежденности: а – в начальный момент времени 0 мс, б – 1 мс после инициирования, в - 2 мс после инициирования, г - 3 мс после инициирования

3.8 Выводы по главе 3

В 3 главе диссертационной работы верифицирована методика подбора оптимальной ЛНС для скважин первого ряда в сложноструктурных массивах. Можно сделать вывод, что для проектирования БВР в сложноструктурном массиве необходимо использовать индивидуальное значение ЛНС, подобранное под локальные свойства гранитов в зоне действия каждого конкретного заряда скважин первого ряда. Предложенный список оптимальных эффективных радиусов, дополненный результатами численного моделирования разрушения на основе анализа фронта поврежденности, формулами из Главы 2, учитывающими трещиноватость и блочность и методикой профилировки скважин позволяет перейти от усредненного значения ЛНС при проектировании к индивидуальному значению под локальные геолого-структурные свойства взрывааемого массива. Это обеспечит исключение зон непроработки массива и снижение выхода негабаритной фракции.

ГЛАВА 4 АПРОБАЦИЯ МЕТОДИКИ ОПТИМИЗАЦИИ ПАРАМЕТРОВ БВР ПЕРВОГО РЯДА СКВАЖИН НА АО «ГАВРИЛОВСКОЕ КУ»

4.1 АО «Гавриловское КУ»

В качестве объекта проведения испытаний был выбран гранитный карьер АО «Гавриловского КУ». Гавриловское карьероуправление является градообразующим предприятием посёлка Гаврилово. Предприятие осуществляет производство различных фракций гранитного щебня.

В последние 10 лет основными потребителями продукции карьероуправления являются дорожно-строительные организации Ленинградской, Московской, Новгородской, Псковской и других областей. Продукция карьероуправления поставлялась на строительство таких автомагистралей как «Скандинавия», кольцевые дороги вокруг Москвы и Санкт-Петербурга. В настоящее время предприятие является поставщиком продукции на строительство взлётно-посадочных полос аэропорта «Пулково» и строительство скоростной автомагистрали Москва – Санкт-Петербург расширение автомагистралей «Скандинавия», «Кола» и многие другие. Перечень продуктов АО «Гавриловского КУ» представлен на рисунке 4.1.

Щебень гранитный:	
фр. 5 – 20 мм	ГОСТ 8267-93
фр. 20 – 40 мм	ГОСТ 8267-93
фр. 40 – 70 мм	ГОСТ 8267-93
Песок из отсевов дробления	ГОСТ 31424-2010
Щебеночно-песчаные смеси:	
фр. 0 – 40 мм(С-5)	ГОСТ 25607-2009
фр. 0 – 80 мм (С-4)	ГОСТ 25607-2009
Камень-строительный, полученный из изверженных (интрузивных) горных пород:	
фр. 0 – 1000 мм	СТП 01-02-03

Рисунок 4.1 -Выпускаемая продукция АО «Гавриловское КУ» [10]

Сложноструктурный массив месторождения представлен тремя типами гранитов (красный, красно-серый и серый) с различной интенсивностью и ориентацией трещиноватости, размером естественной блочности. Для более глубокого понимания геологического и структурного строения на рисунке 4.2 представлен характерный массив, подлежащий взрыванию. Сведения о физико-механических свойствах пород, слагающих массив, представлены в таблице 2.2.



Рисунок 4.2 -Типовой откос взрываемого блока со сложноструктурным строением массива:

1 – серый; 2 – красный; красно-серый; 3 – красно-серый

4.2 Методика проведения экспериментов

4.2.1 Общая схема проведения опытно-промышленных испытаний

Целью опытно-промышленных взрывов на блоках с различными геолого-структурными характеристиками массива являлось подтверждение эффективности разработанной методики пространственной оптимизации параметров БВР путем прямого сравнения результатов качества дробления при применении типовых параметров БВР и предложенной методики подбора оптимальных параметров БВР.

Для разработанной во 2-й главе методики, включающей цифровое картирование откосов, построение 3D-моделей массивов, расчет оптимальной ЛНС для каждого типа гранита и его блочности, профилировка скважин первого ряда, проведена практическая апробация в условиях карьера строительных материалов АО «Гавриловское КУ». С этой целью на карьере были проведены опытно-промышленные испытания на десяти взрывных блоках, сложенных различными типами гранитов с различными геолого-структурными характеристиками. Выбор блоков осуществлялся таким образом, чтобы охватить весь спектр встречающихся на месторождении сочетаний типов гранитов и характеров блочности: от преобладающего серого гранита крупноблочной структуры до низкопрочного красно-серого гранита с развитой мелкой блочностью и повышенной трещиноватостью.

Опытно-промышленные испытания проводились поэтапно. На первом этапе производилось получение геолого-структурной информации. Для каждого из 10 опытных блоков на этапе подготовки к взрыву выполнялась съемка откоса уступа с помощью БПЛА DJI Mavic Pro 2 согласно методике, описанной в главе 2. Съемка производилась с высоты 30 м, разрешение

полученных снимков составляло 0,1–0,2 см на пиксель, что обеспечивало возможность выделения на поверхности откоса элементов с размерами не менее 0,1 м (рисунок 4.3).



Рисунок 4.3 - Съемка откоса уступа при помощи БПЛА DJI Mavic Pro 2

На втором этапе производилось построение 3D-модели массива взрываемого блока (рисунок 4.4). Полученные снимки обрабатывались в программном комплексе Agisoft Metashape с целью построения плотного облака точек и трехмерной модели откоса [101]. Точность построенной модели составила 0,1–0,2 м по координатам, чего было достаточно для целей картирования структурных элементов массива. На основе анализа модели для каждого блока выполнялось выделение границ распространения основных типов гранитов (серый гранит, красный гранит, красно-серый гранит), картирование уступов взрываемых блоков с последующим определением зон преобладающей крупной (>1 м), средней (0,3–1 м) и мелкой (<0,3 м) блочности и выявление участков повышенной интенсивности трещиноватости и контактных зон между разнопрочными типами гранитов.

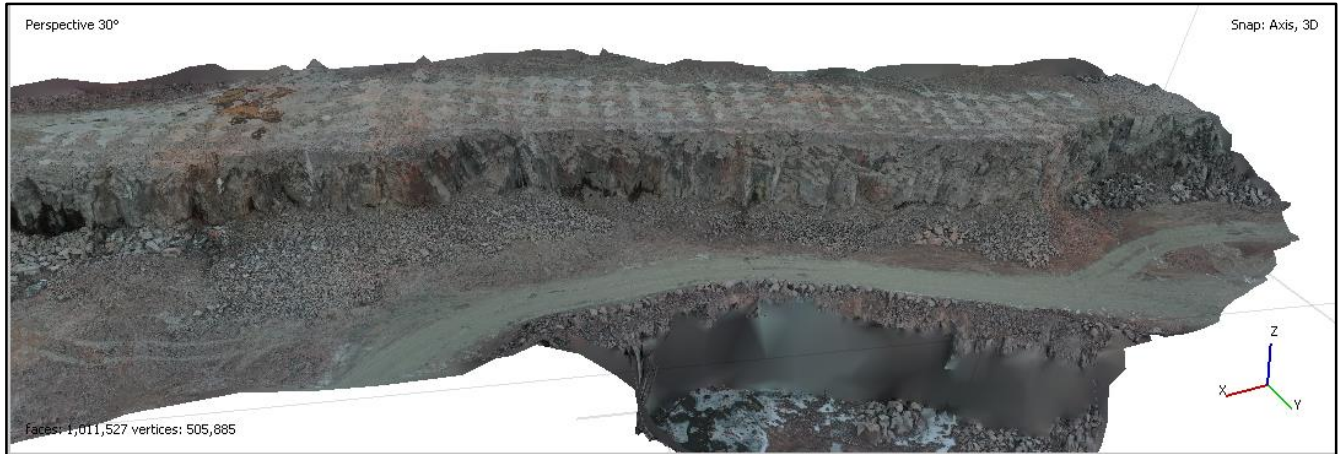


Рисунок 4.4 - 3D-модель откоса одного буровзрывного блока №4

На третьем этапе рассчитывались оптимальные ЛНС по методике, описанной во 2 главе, и удельный расход взрывчатого вещества для каждой скважины первого ряда. В процессе определялась последовательность типов пород по глубине в скважинах на основе профилировки, подбирался диапазон ЛНС, обеспечивающий перекрытие зон эффективного дробления соседних скважин с учетом локальных особенностей структуры массива (коэффициент сложности K_c). Далее рассчитывался необходимый удельный расход ВВ с учетом коэффициентов блочности K_b , неоднородности K_n и трещиноватости $K_{тр}$ для оптимального расположения скважин первого ряда.

Для каждого из 10 блоков формировались два варианта проектного решения:

1. Вариант 1 (базовый): использовались типовые, сложившиеся на карьере параметры - усредненное значение ЛНС (5 м) и усредненное значение удельного расхода ВВ ($1,1 \text{ кг/м}^3$) для всех скважин первого ряда, независимо от типа породы и характера блочности (рисунок 4.5).
2. Вариант 2 (по разработанной методике): параметры ЛНС и удельного расхода для каждой скважины первого ряда подбирались индивидуально на основе данных цифрового картирования и результатов моделирования. Диапазоны полученных значений составили 3,3–5,4 м для ЛНС и $0,95\text{--}1,15 \text{ кг/м}^3$ для удельного расхода ВВ (рисунок 4.6).

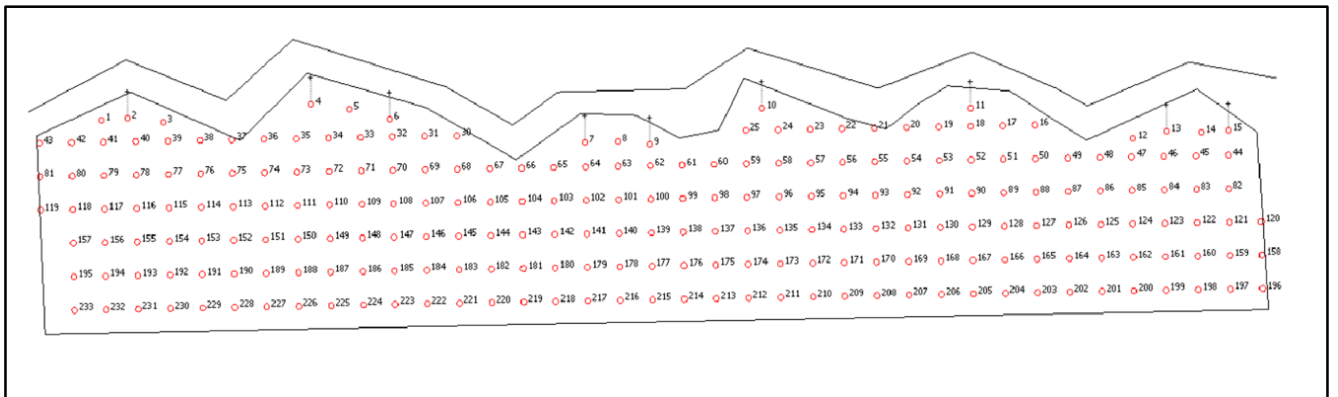


Рисунок 4.5 – План типового расположения скважин первого ряда буровзрывного блока №4

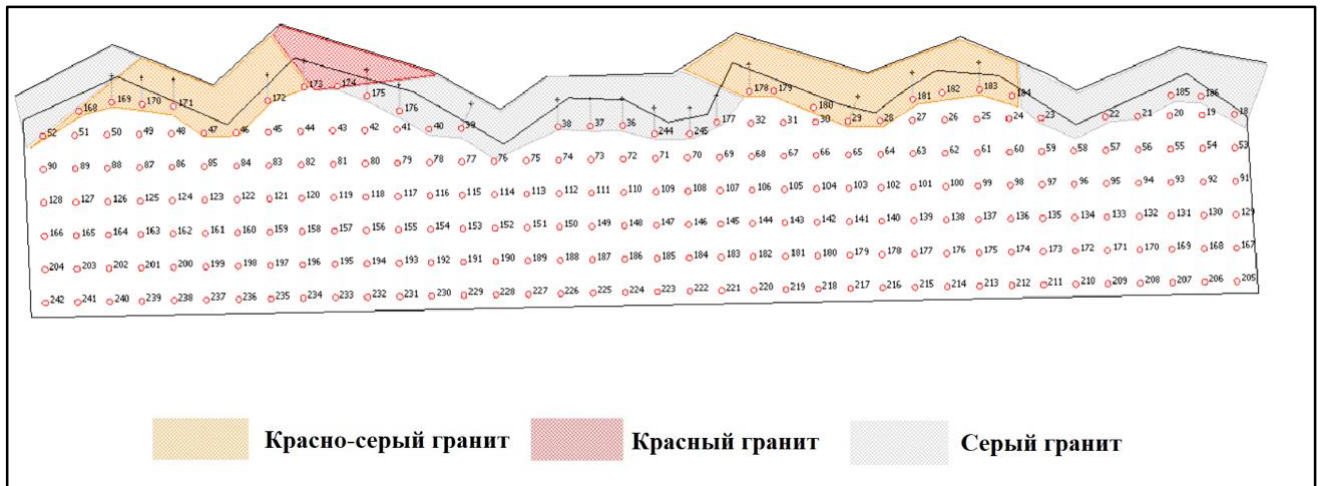


Рисунок 4.6 – План оптимизированного расположения скважин первого ряда буровзрывного блока №4

План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для 10 опытных блоков с типовыми и предлагаемыми параметрами БВР отражены в приложении В. Сравнение типовых параметров БВР и параметров БВР с учетом оптимизации расположения первого ряда скважин для одного из опытных блоков представлены в таблице 4.1.

Таблица 4.1 - Сравнение типовых параметров БВР и параметров БВР с учетом оптимизации расположения первого ряда скважин для блока №4

Параметр	Базовая методика	Предложенная методика
ЛНС, м	5,0	3,3–5,4
Удельный расход ВВ, кг/м ³	1,1	0,95–1,15

На четвертом этапе проводились опытно-промышленные взрывы. Взрывались буровзрывные блока с типовыми параметрами БВР. Параллельно создавался проект с учетом оптимизации расположения первого ряда скважин, описанной в главе 2. Все остальные параметры взрывания (диаметр скважин, тип ВВ, схема инициирования) оставались неизменными для обоих вариантов, что обеспечивало чистоту эксперимента и возможность определить отклонения в результатах измененных параметров ЛНС и удельного расхода ВВ.

На пятом этапе производилась съемка развала ВГМ и анализ гранулометрического состава. Для каждого блока выполнялась съемка развала ВГМ с применением камер, установленных в кабине машиниста экскаватора. Полученные изображения обрабатывались в разработанной авторской программе для ЭВМ [20, 41], которая на основе распознавания и измерения кусков строила кумулятивные кривые распределения гранулометрического состава ВГМ и рассчитывала основные показатели качества дробления.

Далее для проектов с учетом оптимизации расположения первого ряда скважин строились прогнозные модели на основе предлагаемых параметров БВР. Все вычисления проводились согласно методикам КСО и Куз-Рам и калибровались по фактическим данным гранулометрического состава ВГМ, что позволяло корректно сопоставлять результаты [20, 41].

На заключительном этапе сравнивались результаты предлагаемой методики и типовых параметров БВР. Для каждого блока определялось абсолютное и процентное изменение ключевых параметров: ЛНС, удельного расхода ВВ, выхода негабаритной фракции, показателя однородности, медианного размера куска и др. На основе усредненных по всем 10 блокам результатов производилась оценка технико-экономического эффекта от применения методики.

4.2.2 Получение исходных геолого-структурных данных

Традиционный подход к проектированию БВР на месторождениях со сложноструктурными массивами обычно основывается на усредненных геологических данных. Однако, как показано в главе 1, такой подход не позволяет в полной мере учесть локальную структуру массива в пределах отдельного взрывного блока, что приводит к неоптимальному распределению энергии взрыва. В настоящей работе для получения детальной и оперативной информации о геолого-структурных особенностях каждого из 10 опытных блоков применялась методика цифрового картирования откосов взрывааемых уступов, описанная во 2-й главе и основанная на использовании БПЛА и фотограмметрии.

Для каждого из 10 опытных взрывных блоков перед производством взрывных работ выполнялась аэрофотосъемка откоса взрывааемого уступа с помощью БПЛА типа DJI Mavic Pro 2. Высота полета составляла 30м над поверхностью уступа. Данный диапазон был выбран как компромисс между требуемой детализацией модели и временем съемки одного блока. С расчетом на высоту полета 30м получаемое разрешение составило 0,1–0,2 см на пиксель, что было достаточно для выделения на поверхности откоса элементов размером не менее 0,1м (границы типов пород, крупные трещины, границы блоков). Продольное перекрытие снимков составило 75–80%, поперечное - 60–65%. Все съемки выполнялись в дневное время при солнечной погоде, избегались условия сильной облачности и блеска от снега на откосе, чтобы не снизить контрастность отличимости структурных элементов.

Полученные снимки обрабатывались в программном комплексе Agisoft Metashape согласно стандартной методике [101], описанной в главе 2. В Agisoft Metashape выполнялось автоматическое выделение ключевых точек на снимках, их сопоставление между соседними кадрами и расчет параметров внешней ориентировки (положение и углы ориентации каждого снимка в пространстве). Точность калибровки оценивалась по невязкам в контрольных точках (при наличии маркеров наземной калибровки). На основе вычисленных параметров ориентировки производилось построение плотного облака точек методом стереоскопического анализа. Облако для одного блока содержало 2–3 млн точек, с плотностью 2000–3000 точек на м² поверхности откоса, что обеспечивало достаточную детализацию для последующего картирования. На основе облака точек автоматически строилась сетка треугольников,

аппроксимирующая поверхность откоса с шагом 0,05–0,1 м. Полученная 3D-модель сохранялась в формате облака точек (*.ply) и триангулированной сетки (*.dxf) для последующей обработки в специализированных ПО. Для повышения наглядности и облегчения визуальной оценки на полученную 3D-сетку проецировались исходные аэрофотоснимки в виде текстурированной 3D-модели.

Точность построения облака точек и поверхностной модели контролировалась несколькими методами [12]. При наличии наземных опорных точек (маркеров) производилась прямая проверка совпадения координат маркеров в облаке с их наземными координатами, полученными при помощи GPS-приемника. Погрешность построения модели составила 0,1–0,2 м по горизонтальным координатам и 0,15–0,25 м по высоте. Такая точность была достаточна для целей выделения границ между типами гранитов, определения размеров и ориентировки видимых блоков, оценки интенсивности трещиноватости на основе подсчета пересечений плоскостей трещин и профилировки скважин.

На основе анализа текстурированной 3D-модели для каждого из 10 блоков выполнялось выделение трех основных разновидностей гранитов, характеризующихся различными геолого-структурными и физико-механическими свойствами.

Серый гранит идентифицировался по светло-серой окраске, крупнокристаллической структуре, низкой интенсивности видимых трещин. На 3D-модели такие участки выглядели относительно гладкими с редким пересечением видимых плоскостей трещин.

Красный гранит идентифицировался по красно-коричневой окраске. На модели были видны участки с повышенной видимой трещиноватостью и характерной шероховатостью поверхности, которая отражала более развитую систему естественных отдельностей.

Красно-серый гранит характеризовался переходными цветовыми характеристиками, интенсивной мелкой трещиноватостью. На 3D-модели такие участки резко отличались повышенной шероховатостью рельефа, что визуально демонстрировало развитую систему естественных отдельностей.

На модели отмечались границы между типами гранитов с целью определения линии раздела. Линия раздела выделялась с точностью 0,2 м по простиранию. Для каждого блока составлялась карта распределения типов гранитов с выделением областей серого, красного и красно-серого гранитов.

В соответствии с методикой, описанной в главе 2, на основе анализа 3D-моделей для каждого из 10 блоков производилось выделение трех типов блочности.

Крупная блочность (>1 м) выделялась на участках откоса, где видимое расстояние между пересечениями трещин превышало 1 м, образуя относительно крупные отдельности. Такие зоны

обычно соответствовали участкам серого гранита и характеризовались относительно гладкой поверхностью. Размеры видимых блоков колебались в пределах 1–3 м.

Средняя блочность (0,3–1 м) характеризовалась зонами с умеренной интенсивностью трещиноватости, где расстояние между трещинами составляло 0,3–1 м. Такие области встречались как в красном, так и в красно-сером граните и отличались более развитой шероховатостью поверхности по сравнению с крупноблочными зонами.

Мелкая блочность (<0,3 м) характеризовалась высокой интенсивностью пересечения видимых трещин, расстояние между которыми было менее 0,3 м. Мелкая блочность преимущественно встречалась в красно-сером граните.

Полярная диаграмма трещиноватости, полученная по результатам анализа 3D-модели, наносилась на модель откоса взрываемого блока и служила основой для последующей профилировки скважин первого ряда.

На основе анализа 3D-модели для каждого участка массива производилась качественная оценка интенсивности трещиноватости по визуальному подсчету числа видимых плоскостей трещин (рисунок 4.7).

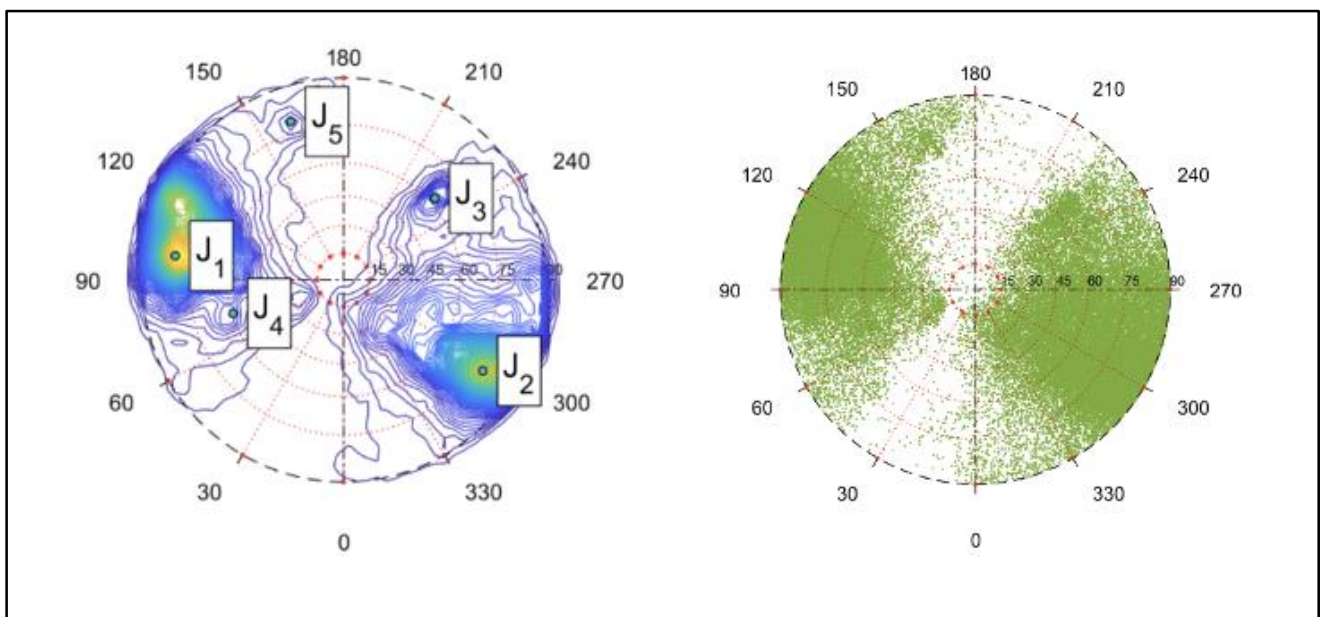


Рисунок 4.7 - Полярная диаграмма трещин

Данные об интенсивности трещиноватости фиксировались в числовом виде (количество на погонный метр) и учитывались при подборе коэффициентов, корректирующих базовые значения ЛНС (таблица 4.2).

Таблица 4.2 - Признаки выделения основных типов гранитов и типов блочности по результатам цифрового картирования

Признак	Серый гранит	Красный гранит	Красно-серый гранит
Цвет на модели	Светло-серый	Красно-коричневый	Темно-красный
Характер поверхности на модели	Гладкая, редкие видимые трещины	Среднешероховатая	Мелкозубчатая
Типовая блочность	Крупная (>1 м)	Средняя (0,3–1 м)	Мелкая (<0,3 м)
Интенсивность трещиноватости	Низкая (<1 на м)	Умеренная (1-2 на м)	Высокая (>2 на м)
Физико-механические свойства	$\sigma_{сж} = 165$ МПа, $E = 52,7$ ГПа	$\sigma_{сж} = 154$ МПа, $E = 3,5$ ГПа	$\sigma_{сж} = 128$ МПа, $E = 19,0$ ГПа

4.2.3 Расчет оптимальной ЛНС для первого ряда скважин опытных блоков

Информация, полученная в результате цифрового картирования откосов (типы гранитов, характер блочности, интенсивность трещиноватости) являлась исходными данными для расчета ЛНС по формулам 2.5-2.7, описанным во 2 главе. На всех 10 опытных взрывных блоках, на основе результатов картирования, были рассчитаны ЛНС для скважин первого ряда с учетом всех комбинаций типов гранитов и блочности.

Результаты для каждого блока сводились в таблицу. Пример одного из опытных блоков представлен в таблице 4.3.

Таблица 4.3 - Рекомендуемые ЛНС для скважин первого ряда блока №4

№ скважины	Преобладающий тип гранита	Преобладающая блочность	ЛНС, м
52	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
168	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
169	Серый	Крупная (>1 м)	3,5
170	Красно-серый	Крупная (>1 м)	5,0
171	Красно-серый	Крупная (>1 м)	4,9
172	Красно-серый	Крупная (>1 м)	5,0
47	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,3
46	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,2
173	Красный	Крупная (>1 м)	3,8
174	Красный	Средняя (0,3–1 м)	4,2
175	Красный	Крупная (>1 м)	3,9
176	Серый	Крупная (>1 м)	3,3
40	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
39	Серый	Крупная (>1 м)	3,4
76	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
38	Серый	Крупная (>1 м)	3,3
37	Серый	Крупная (>1 м)	3,3
36	Серый	Крупная (>1 м)	3,4
244	Серый	Крупная (>1 м)	3,4
245	Серый	Крупная (>1 м)	3,4

Продолжение таблицы 4.3

№ скважины	Преобладающий тип гранита	Преобладающая блочность	ЛНС, м
177	Серый	Крупная (>1 м)	3,4
178	Красно-серый	Крупная (>1 м)	4,9
179	Красно-серый	Мелкая (<0,3 м)	4,4
180	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,2
29	Красно-серый	Крупная (>1 м)	5,0
28	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,2
182	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,2
184	Красно-серый	Средняя (0,3–1 м)	5,2
181	Красно-серый	Крупная (>1 м)	5,0
183	Красно-серый	Крупная (>1 м)	5,0
23	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,8
22	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,8
21	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
185	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,9
186	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,8
18	Серый	Мелкая (<0,3 м)	3,8

Все расчетные значения ЛНС корректировались на поправочный коэффициент сложности K_c по формуле 2.7, описанной во 2 главе.

4.2.4 Расчет удельного расхода взрывчатого вещества для скважин первого ряда с оптимизированным расположением

На карьере АО «Гавриловское КУ» традиционно применяется единый усредненный удельный расход $q = 1,1 \text{ кг/м}^3$, который используется для всех типов пород независимо от их прочностных характеристик и структурных особенностей. Это значение выбрано так, чтобы обеспечить надежное разрушение даже в условиях монолитных, крупноблочных массивов. Однако, применение завышенного удельного расхода ВВ приводит к перерасходу ВВ в условиях мелкоблочного гранита, что увеличивает себестоимость БВР, повышенному образованию мелких фракций, а также к образованию негабаритных фракции в крупноблочных или монолитных массивах.

На всех 10 опытных взрывных блоках для всех скважин первого ряда, с учетом их оптимального расположения (ЛНС), рассчитанного на основе типа гранитов и блочности, слагающих локальный участок массива вблизи скважин, был рассчитан оптимальный удельный расход ВВ.

Для расчета требуемого для разрушения массива горных пород удельного расхода ВВ за основу была принята формула, изложенная в трудах В.М. Мосинец и А.В. Абрамова [33] (4.1):

$$q = 1,25 * \frac{\rho C_p}{Q_v}, \quad (4.1)$$

где ρC_p – акустическая жесткость пород, кг/м³; Q_v - потенциальная энергия применяемого ВВ, Дж/кг.

Для преодоления прочностных характеристик различных типов гранитов и обеспечения требуемого радиуса эффективного разрушения удельный расход ВВ корректировался коэффициентами, учитывающими реальные структурные особенности локального участка массива, через который проходит скважина. Итоговая формула расчета удельного расхода приобрела следующий вид (4.2):

$$q = 1,25 * \frac{\rho C_p}{Q_v} * K_b * K_n * K_{тр}, \quad (4.2)$$

где ρC_p – акустическая жесткость пород, кг/м³; Q_v - потенциальная энергия применяемого ВВ, Дж/кг; K_b – коэффициент блочности: 1.0 для мелкоблочной структуры, 1.2 для среднеблочной структуры, 1.4 для крупноблочной структуры; K_n – коэффициент неоднородности: $1+0.1*(N-1)$, где N – количество различных типов гранитов, через которые проходит скважина ($N \geq 2$); $K_{тр}$ – коэффициент трещиноватости: 1.0 при $w \geq 2$; 1.1 при $1 < w < 2$; 1.2 при $w < 1$.

Следует отметить, что в зоне первого ряда скважин, расположенной в пределах зоны заколов от предыдущего массового взрыва, физико-механические свойства массива отличаются от ненарушенного: скорость продольных волн и объемная масса массива снижаются вследствие раскрытия макротрещин и образования микротрещин [43]. Прямое применение формулы (4.2) с уменьшенными значениями может привести к заниженному удельному расходу ВВ для первого ряда скважин, что физически некорректно. Однако, в настоящей работе параметры ρ и C_p определяются по характеристикам породы (ненарушенного образца), а не массива в целом. Влияние нарушенности массива в зоне первого ряда учитывается через корректирующие коэффициенты K_b , K_n , $K_{тр}$, которые назначаются по результатам цифрового картирования откоса. Кроме того, ключевым механизмом компенсации негативного влияния зоны заколов в предлагаемой методике является уменьшение ЛНС скважин первого ряда до оптимального значения, что обеспечивает более эффективную передачу энергии взрыва в нарушенном массиве.

Полученные значения по формуле 4.2 удельного расхода ВВ не должны быть меньше значений, рассчитанных отдельно для участка массива с наихудшими свойствами в данном участке массива (таблица 4.4).

Предложенная методика позволяет оптимизировать удельный расход для каждой скважины первого ряда, снижая его в условиях низкопрочного гранита и повышая для высокопрочного гранита.

Таблица 4.4 - Рекомендуемые диапазоны удельного расхода ВВ

Тип гранита	Блочность	Удельный расход ВВ, кг/м ³
Серый гранит	Крупная (>1 м)	1,1 - 1,15
	Средняя (0,3–1 м)	1,05 - 1,1
	Мелкая (<0,3 м)	1,0 - 1,05
Красный гранит	Крупная (>1 м)	1,05 - 1,1
	Средняя (0,3–1 м)	1,05 - 1,1
	Мелкая (<0,3 м)	0,95 - 1,0
Красно-серый гранит	Крупная (>1 м)	0,95
	Средняя (0,3–1 м)	0,95
	Мелкая (<0,3 м)	0,95

4.2.5 Определение гранулометрического состава взорванной горной массы

Для фиксации результатов каждого из 10 опытных взрывов выполнялась съемка забоя ВГМ с камер, установленных в кабине машиниста экскаватора. Собиралось порядка 1000 снимков развала ВГМ для каждого буровзрывного блока, что обеспечивало полное покрытие поверхности развала и достаточную избыточность данных для построения модели фрагментации (рисунок 4.8).



Рисунок 4.8 - Развал буровзрывного блока №4

По данным фактического гранулометрического состава ВГМ производилась калибровка моделей Куз-Рам и КСО прогнозного гранулометрического состава, что позволило с достаточной достоверностью (97% сходимость) построить модели распределения гранулометрического состава для предлагаемых оптимальных параметров БВР для тех же опытных блоков (рисунок 4.9).

Основной задачей калибровки является поиск поправочных коэффициентов для среднего куска и показателя однородности. Откалиброванное распределение может быть описано следующим образом (4.3):

$$y = 1 - \exp \left[- \left(\frac{x}{x_c * x_{c_{\text{клб}}}} \right)^{n * n_{\text{клб}}} \right], \quad (4.3)$$

где y – совокупный процент прохождения; x – размер частицы; x_c – характерный размер; n – показатель однородности; $x_{c_{\text{клб}}}$ – калибровочный коэффициент; $n_{\text{клб}}$ – калибровочный коэффициент.

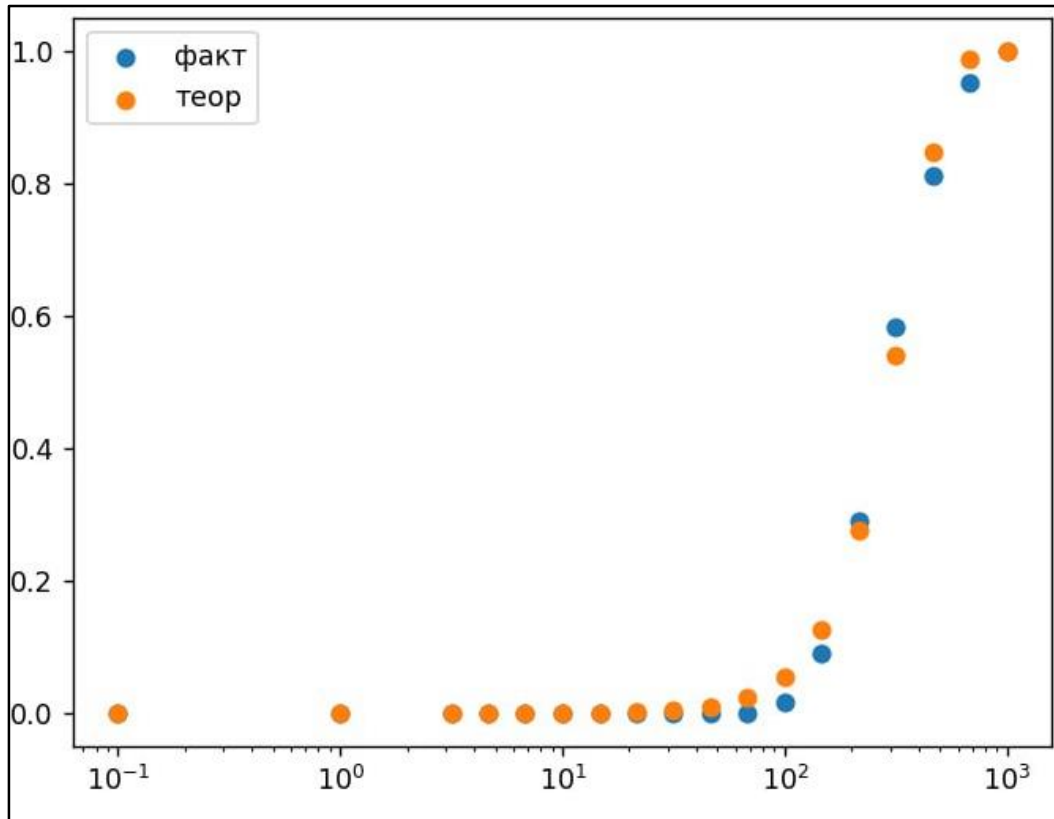


Рисунок 4.9 - Калибровочные кривые распределения грансостава

После взрывов опытных блоков с типовыми параметрами БВР и анализа их фрагментации проводилось построение моделей прогнозного распределения гранулометрического состава ВГМ при помощи методик КСО и Куз-Рам [20, 41, 100,111] с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР (рисунок 4.10).

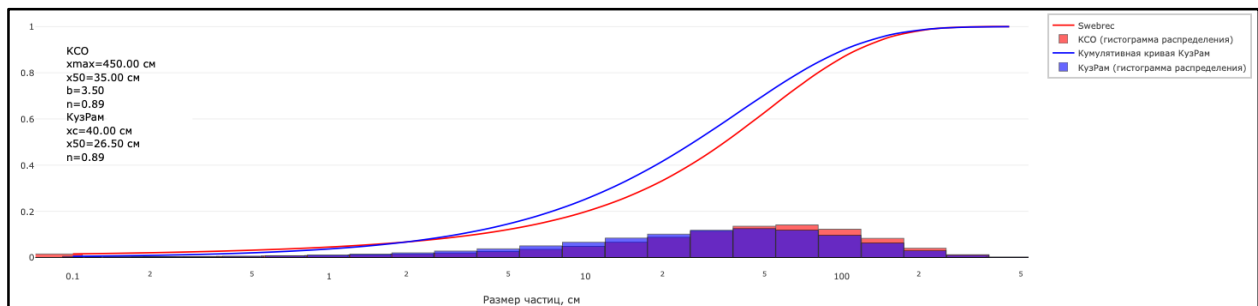


Рисунок 4.10 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для первого ряда скважин с типовыми параметрами БВР

На первом шаге определялся гранулометрический состав для каждой скважины первого ряда с учетом ее положения относительно свободной поверхности и параметров заряда. На

рисунке 4.11 изображены домены отбиваемой горной массы каждой скважиной первого ряда. Цветовая палитра доменов отбиваемых участков массива описывается характеристиками прогнозного выхода ВГМ. Так, желтый и зеленый цвета говорят о равномерном распределении гранулометрического состава, низком значении среднего размера куска ВГМ и низком выходе негабаритной фракции, а фиолетовый цвет – говорит о высоком значении среднего размера куска ВГМ и повышенном выходе негабаритной фракции.

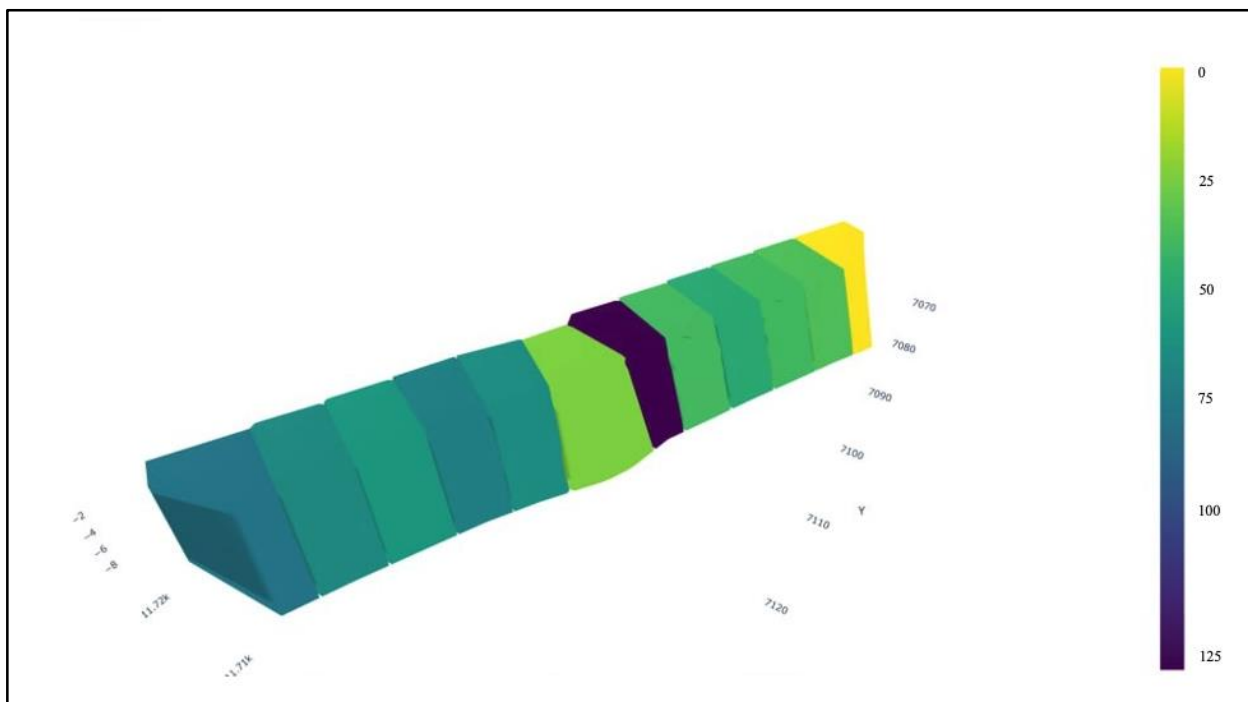


Рисунок 4.11 – Доменная модель распределения гранулометрического состава ВГМ для скважин первого ряда

Далее рассчитывался прогнозный гранулометрический состав для всего первого ряда с учетом вклада каждой отдельной скважины и его вклада в общий гранулометрический состав взрывааемого блока (рисунки 4.12-4.14).

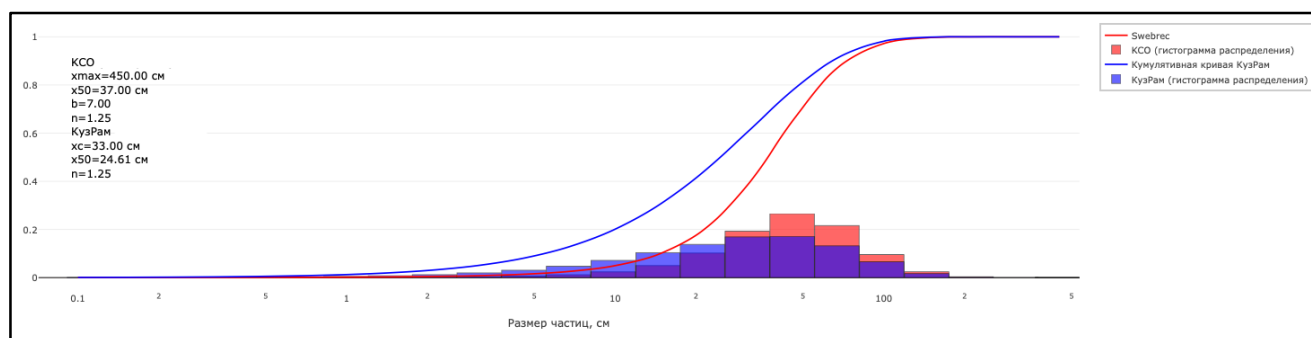


Рисунок 4.12 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для первого ряда скважин блока №4 с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

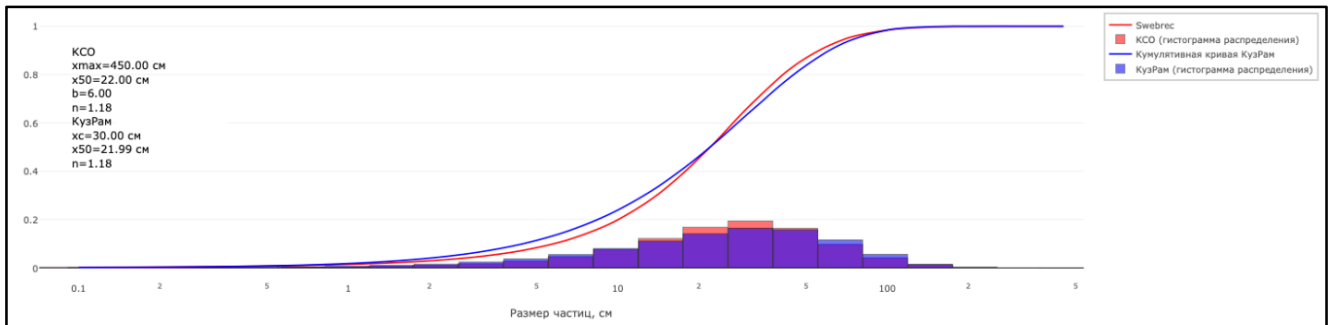


Рисунок 4.13 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для всего объема блока №4, кроме первого ряда скважин, с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

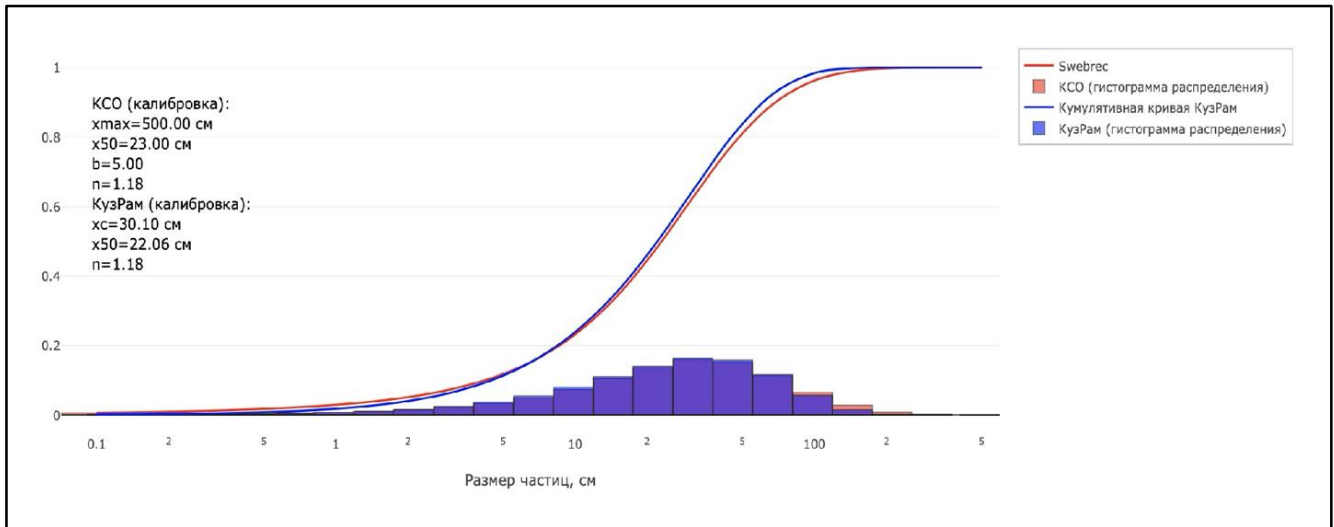


Рисунок 4.14 – Совокупный гранулометрический состав ВГМ по блоку №4 с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

Точность определения гранулометрического состава методом обработки цифровых изображений зависит от многих факторов. Минимальный размер куска, который выделялся, составляет 5–10 см. Более мелкие фракции (<5 см) не выделялись и учитывались только в общем объеме. Анализировались только видимые куски на поверхности развала. Куски, находящиеся внутри развала или перекрытые другими кусками, учитывались в последующих снимках. Точность сегментации составляла 85–92%. В сложных случаях (плотное скопление кусков, неравномерное освещение, наличие пыли) точность снижалась до 75–80%. Для контроля качества сегментации проводилась выборочная проверка результатов на 10–15% развала с ручной коррекцией границ кусков.

Данный метод обеспечивает достаточную точность для задач сравнительного анализа эффективности различных параметров БВР и может быть рекомендован для промышленного применения.

4.2.6 Порядок сравнения результатов предлагаемой методики и типовых параметров БВР

Для каждого из 10 опытных взрывных блоков формировались два проектных решения (два варианта параметров ЛНС и удельного расхода ВВ):

Вариант 1 -использование типовых параметров БВР, которые применяются на карьере для всех блоков независимо от геолого-структурных особенностей (рисунок 4.15).

Вариант 2 -использование индивидуально подобранных параметров БВР, основанных на результатах цифрового картирования и численного моделирования (рисунок 4.16).

Оба варианта реализовывались для одного набора опытных блоков: одна и та же высота уступа, один и тот же тип ВВ (Нитронит Э-100), одна и та же схема инициирования. Единственными переменными являлись параметры ЛНС и удельный расход ВВ.

На месторождении АО «Гавриловское КУ» применяются следующие параметры:

- $W = 5,0$ м;
- $q = 1,1$ кг/м³;
- Сетка скважин: 4,5х4,5 м;
- Высота уступа: $H = 11-12$ м (зависит от конкретного блока);
- Диаметр скважин: $d = 144$ мм;
- Тип ВВ: Нитронит Э-100, плотность 1,15 г/см³, скорость детонации 5220 м/с;
- Схема инициирования: трапецевидная или диагональная, 42 мс между скважинами в ряду, 67 мс между рядами.

Эти параметры не корректировались в зависимости от типа гранитов, наличия контактов между гранитами или интенсивности трещиноватости.

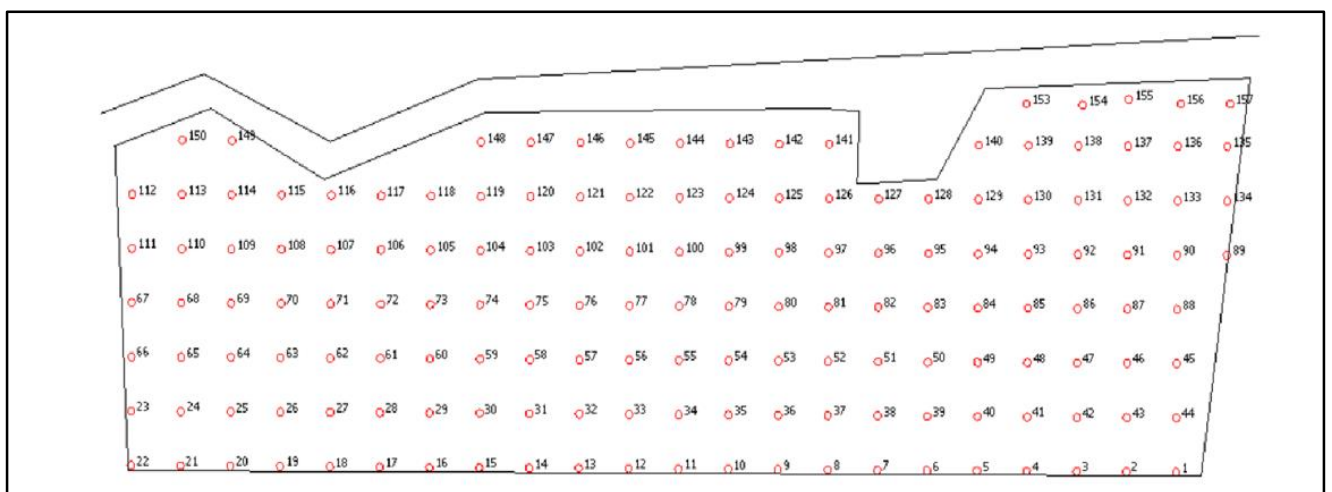


Рисунок 4.15 - Расположение скважин блока №7

В результате картирования откосов блоков, индивидуального расчета ЛНС и удельного расхода ВВ для скважин первого ряда, их профилировки для Варианта 2 получался набор параметров для каждой скважины первого ряда:

- ЛНС = 3,3–5,4 м, вместо усредненных 5,0 м в Варианте 1;
- $q = 0,95\text{--}1,15 \text{ кг/м}^3$, вместо усредненного $1,1 \text{ кг/м}^3$ в Варианте 1.

Все остальные параметры оставались идентичны Варианту 1.

План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для 10 опытных блоков с типовыми и предлагаемыми параметрами БВР отражены в приложении В.

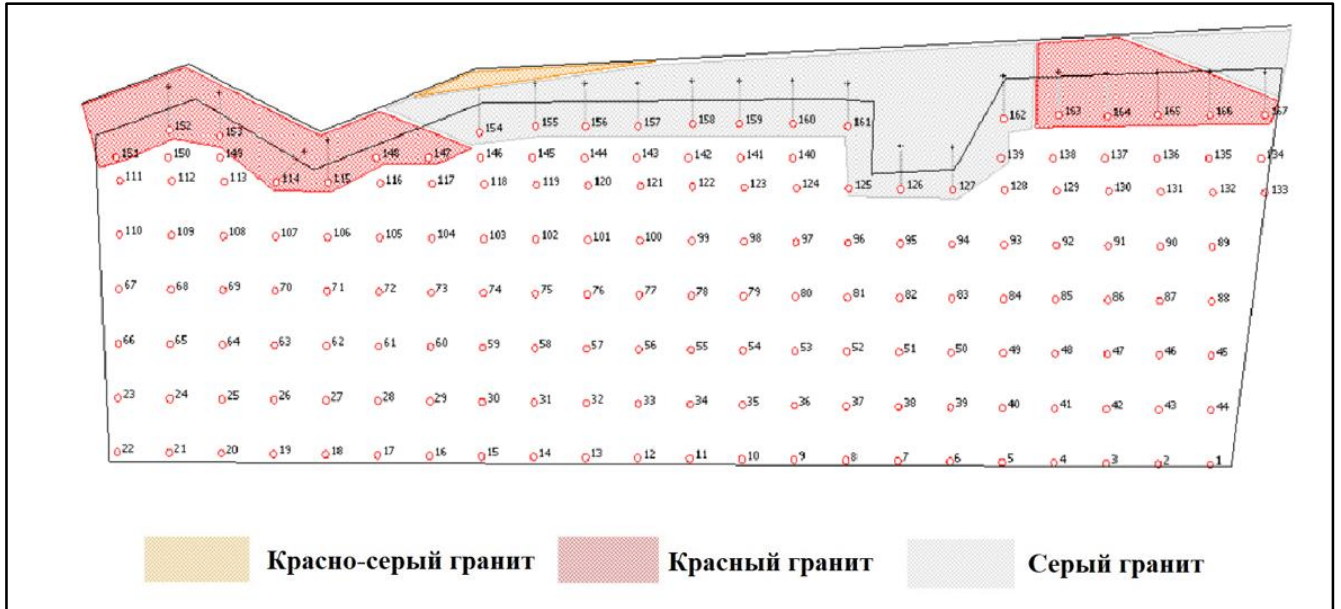


Рисунок 4.16 – Предлагаемое оптимальное расположение скважин первого ряда для блока №7

Для сравнения эффективности принимаемых решений по каждому варианту сравнивались шесть основных показателей:

1. Выход негабаритной фракции, рассчитанный по модели Куз-Рам;
2. Выход негабаритной фракции, рассчитанный по модели КСО;
3. Медианный размер куска X_{50} (см);
4. Характерный размер фракции X_{80} (см);
5. Показатель однородности n ;
6. Удельный расход ВВ (кг/м^3);

Результаты сравнения для каждого блока оформлялись в виде таблицы с основными показателями для обоих вариантов и рассчитанными изменениями. Дополнительно строились графики распределения гранулометрического состава ВГМ обоих вариантов (для наглядного сравнения).

4.3 Оборудование, применявшееся при проведении экспериментов

4.3.1 Беспилотный летательный аппарат DJI Mavic Pro 2

Для выполнения аэрофотосъемки откосов взрываемых уступов в ходе опытно-промышленных испытаний применялся БПЛА DJI Mavic Pro 2.

Основные технические характеристики DJI Mavic Pro 2 приведены в таблице 4.5.

Указанные технические характеристики обеспечивали получение снимков высокого разрешения, необходимых для построения детализированных 3D-моделей откосов взрывааемых уступов.

Таблица 4.5 - Технические характеристики DJI Mavic Pro 2 [26]

Тип	Квадрокоптер (четыре винта с электроприводом)
Масса	907 г
Размеры	В сложенном виде - 214×91×84 мм; в развернутом виде - 322×242×84 мм
Максимальная высота полета	6000 м над уровнем моря (в практике карьера использовалась высота до 120 м над поверхностью)
Время полета	до 31 минуты на одной батарее при скорости ветра до 5 м/с
Система позиционирования	GPS + ГЛОНАСС, дополнительно оптическая система визуального позиционирования VPS для полетов на малых высотах
Устойчивость к ветру	До 10,7 м/с
Разрешение снимков	5472×3648 пикселей (формат JPEG и RAW)
Объектив	Расстояние 10,26 мм (эквивалентное полнокадровому фокусу 28 мм), диафрагма f/2.8–f/11 (регулируемая), угол зрения 77 градусов
Формат изображения	JPEG
Точность зависания (вертикальная)	±0.1 м (с включенным позиционированием по зрению) или ±0.5 м (с GPS-позиционированием)
Точность зависания (горизонтальная)	±0.3 м (с включенным позиционированием по зрению) или ±1.5 м (с GPS-позиционированием)

Для повышения точности позиционирования при съемке откосов применялись наземные опорные точки (маркеры) - специальные деревянные кресты размером 50×50 см с контрастной красной окраской, размещаемые на буровзрывном блоке в известных координатах (измеренных GPS-приемником с точностью 0,02–0,05 м). Применение 4 наземных опорных точек на один блок позволило повысить точность геопривязки снимков до 0,1 м по горизонтали и 0,2 м по высоте после обработки в программе Agisoft Metashape.

Одним из ключевых параметров, определяющих детализацию получаемой 3D-модели, является GSD - размер одного пикселя изображения в метрах на поверхности земли.

Для камеры DJI Mavic Pro 2 (фокусное расстояние 10,26 мм, размер пикселя 2,4 мкм) GSD рассчитывается по формуле (4.4):

$$GSD = \frac{H * p}{f}, \quad (4.4)$$

где H - высота полета над поверхностью, м; p - физический размер пикселя сенсора, м; f - фокусное расстояние объектива, м.

Для типовых высот полета, применявшихся в исследовании GSD, составил 0,47-1,9 см/пиксель с минимальным различимым элементом 5 см.

Полеты выполнялись в дневное время при благоприятных метеорологических условиях (отсутствие осадков, видимость не менее 1 км, скорость ветра не более 8 м/с).

Точность построения 3D-модели откоса составила 0,1 м, что соответствовало требованиям для целей геологического картирования.

4.3.2 Камеры и средства съемки взорванной горной массы

Для съемки гранулометрического состава ВГМ непосредственно в процессе погрузки и транспортировки применялись камеры, установленные в кабине машиниста экскаватора. Использование камер позволяло оценивать размеры кусков непосредственно при работе техники без остановки технологического процесса. Съемка охватывала весь объем ВГМ, перегружаемой в самосвалы. Данные от камер передавались через переносные накопители на ПК для дальнейшей оценки качества дробления.

В исследовании использовались камеры типа ZED 2. Характеристики камеры приведены в таблице 4.6.

Диапазон размеров кусков, которые могут быть надежно измерены камерой, определяется разрешением сенсора, базисом между камерами и расстоянием до объекта.

Данные с камер передавались на ПК, где выполнялось вычисление карты глубины – построение двумерного изображения, где каждому пикселю соответствует расстояние до поверхности, по которому производилась оценка размеров выделенных кусков.

Алгоритм обработки был реализован как модуль в рамках разработанной программы для ЭВМ [41].

Таблица 4.6 - Технические характеристики камеры ZED 2 [24]

Фокусное расстояние объективов	2,12 мм (эквивалентный полнокадровый фокус ~22 мм)
Угол зрения	110 градусов (по диагонали)
Частота кадров	15 кадров/с при максимальном разрешении, до 100 кадров/с при разрешении 672×376 пикселей (для мониторинга в реальном времени использовалась частота 30 кадров/с при разрешении 1280×720)
Рабочий диапазон расстояний	От 0,3 м до 20 м (оптимальный для съемки ВГМ в ковше экскаватора - 0,5–3 м)
Интерфейс подключения	USB 3.0

4.3.3 Программное обеспечение для обработки изображений и построения моделей

Обработка данных, полученных при съемке камерами, а также выполнение численного моделирования и статистического анализа результатов, потребовали применения комплекса специализированного программного обеспечения. Весь программный комплекс может быть разделен на три категории по назначению:

- ПО для построения 3D-моделей откосов по аэрофотоснимкам.
- ПО для определения гранулометрического состава ВГМ.

- ПО для расчета параметров БВР и радиуса эффективного разрушения.

Для построения облаков точек и 3D-моделей откосов взрывааемых блоков и развалов ВГМ применялась программа Agisoft Metashape Professional.

Для автоматизированной обработки полученных с камер фотографий и определения гранулометрического состава ВГМ применялась разработанная автором программа для ЭВМ [41]. Программа использовалась для обработки результатов всех 10 опытно-промышленных взрывов.

4.4 Результаты опытно-промышленных взрывов

4.4.1 Общие параметры опытных взрывов

На карьере АО «Гавриловское КУ» были проведены десять опытно-промышленных взрывов на блоках, различающихся по геолого-структурным характеристикам массива. Выбор блоков осуществлялся таким образом, чтобы охватить весь спектр встречающихся на месторождении сочетаний типов гранитов (серый, красный, красно-серый), характеров блочности (крупная, средняя, мелкая) и степеней трещиноватости (низкая, умеренная, высокая). Такой подход позволил оценить эффективность разработанной методики в различных геологических условиях и получить статистически обоснованные результаты.

Размеры опытных блоков варьировались в следующих диапазонах:

- Длина блока: 85-125 м;
- Ширина блока: 20–25 м;
- Высота уступа: 11–12 м;
- Объем взрывааемой горной массы: 27 300–39 000 м³ на один блок.

Для обеспечения сопоставимости результатов опытных взрывов все технологические параметры, за исключением ЛНС и удельного расхода ВВ, оставались неизменными:

- Тип взрывчатого вещества: Нитронит Э-100 с плотностью 1,15 г/см³.
- Диаметр скважин: $d = 144$ мм.
- Глубина скважин: 12-13 м.
- Длина забойки: 1,5 м.
- Сетка скважин: 4,5х4,5 м.
- Схема инициирования: трапецевидная, 42 мс между скважинами в ряду, 67 мс между рядами.

Из десяти опытных блоков 4 блока (№ 1, 2, 3, 4) характеризовались преобладанием серого гранита (высокопрочного, крупноблочной и среднеблочной структуры), 3 блока (№ 5, 6, 7) характеризовались преобладанием красно-серого гранита (низкопрочного, мелкоблочной

структуры с высокой трещиноватостью) и 3 блока (№ 8, 9, 10) характеризовались сложной неоднородностью с частой сменой типов гранитов по простиранию и глубине (чередование серого, красного и красно-серого гранитов). Такое распределение позволило оценить эффективность методики в различных геологических условиях. Общие параметры опытно-промышленных взрывов представлены в таблице 4.7.

Таблица 4.7 - Общие параметры опытно-промышленных взрывов

№ блока	Высота уступа, м	Объем ВГМ, м ³	Характер блочности	Преобладающий тип гранита	Диаметр скважин, мм
1	11	33 000	Крупная/средняя	Серый	144
2	11,5	28 750	Средняя	Серый	144
3	11	31 625	Средняя	Серый	144
4	12	27 600	Крупная	Серый	144
5	11	33 000	Мелкая	Красно-серый	144
6	12	34 500	Мелкая/средняя	Красно-серый	144
7	12	30 000	Мелкая	Все	144
8	11,5	35 940	Переменная	Все	144
9	11	33 000	Переменная	Красно-серый	144
10	12	27 600	Переменная	Все	144

4.4.2 Характеристика взрывов массивов с преобладанием серого гранита

После взрывов блоков с преобладанием серого гранита (блоки № 1–4) исторически наблюдался повышенный выход негабаритной фракции (17-20%) из-за недостаточной адаптации ЛНС к локальным типам блочности (рисунок 4.17).

Для этих блоков применение предложенной методики заключалось в снижении ЛНС по сравнению с типовым значением (с 5,0 м до 3,3–3,9 м) при одновременном изменении удельного расхода ВВ (с 1,1 кг/м³ до 1,10–1,18 кг/м³), что было обосновано результатами численного моделирования, показавшими необходимость уменьшения ЛНС для обеспечения требуемого радиуса эффективного разрушения.

Результаты опытных взрывов с преобладанием серых гранитов представлены в таблице 4.8 и на рисунке 4.18.

Таблица 4.8 - Результаты опытных взрывов с преобладанием серых гранитов

№ блока	Методика	ЛНС, м	q, кг/м ³	X ₅₀ , см	X ₈₀ , см	n	Негабарит >100 см (Куз-Рам), %	Негабарит >100 см (КСО), %
1	Базовая	5,0	1,1	35	68	0,89	18,2	18,4
	Предлагаемая	3,4	1,13	22	48	1,12	3,8	4,5
2	Базовая	5,0	1,1	34	72	0,92	19,5	19,8
	Предлагаемая	3,6	1,15	26	52	1,15	4,2	5,0
3	Базовая	5,0	1,1	36	76	0,88	17,8	17,2
	Предлагаемая	3,7	1,18	27	54	1,10	3,8	4,5
4	Базовая	5,0	1,1	30	64	0,95	17,2	18,0
	Предлагаемая	3,3	1,11	22	45	1,18	3,5	4,2

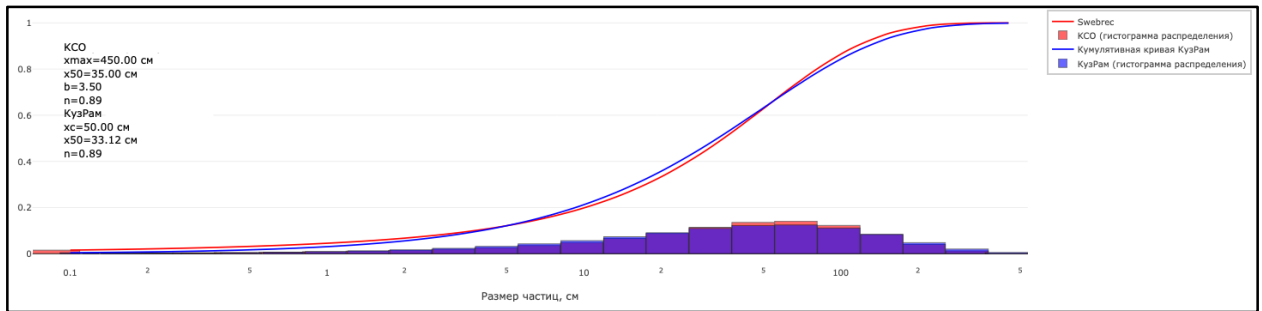


Рисунок 4.17 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 1 при типовых параметрах БВР

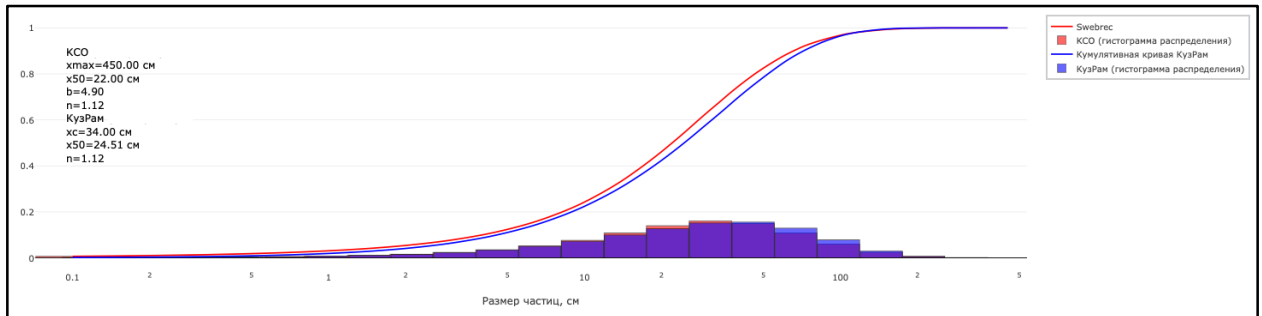


Рисунок 4.18 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 1 при предлагаемых оптимальных параметрах БВР

4.4.3 Характеристика взрывов массивов с преобладанием красно-серого гранита

После взрывов блоков с преобладанием красно-серого гранита (блоки № 5–7) исторически наблюдался повышенный выход мелкой фракции и пыли из-за применения завышенного удельного расходов ВВ (рисунок 4.19).

Для этих блоков применение предложенной методики заключалось в увеличении ЛНС по сравнению с типовым значением (с 5,0 м до 5,0–5,4 м) при одновременном изменении удельного расхода ВВ (с 1,1 кг/м³ до 0,95 кг/м³), что было обосновано низкой прочностью породы и развитой трещиноватостью.

Результаты опытных взрывов с преобладанием красно-серых гранитов представлены в таблице 4.9 и на рисунке 4.20.

Таблица 4.9 - Результаты опытных взрывов с преобладанием красно-серых гранитов

№ блока	Методика	ЛНС, м	q, кг/м ³	X ₅₀ , см	X ₈₀ , см	n	Негабарит >100 см (Куз-Рам), %	Негабарит >100 см (КСО), %
5	Базовая	5,0	1,1	18	45	0,94	8,5	8,9
	Предлагаемая	5,3	0,95	22	50	1,18	2,8	3,5
6	Базовая	5,0	1,1	19	47	0,91	9,8	9,8
	Предлагаемая	5,2	0,95	23	52	1,15	2,2	4,0
9	Базовая	5,0	1,1	17	44	0,89	10,2	11,2
	Предлагаемая	5,4	0,95	21	49	1,12	3,5	4,5

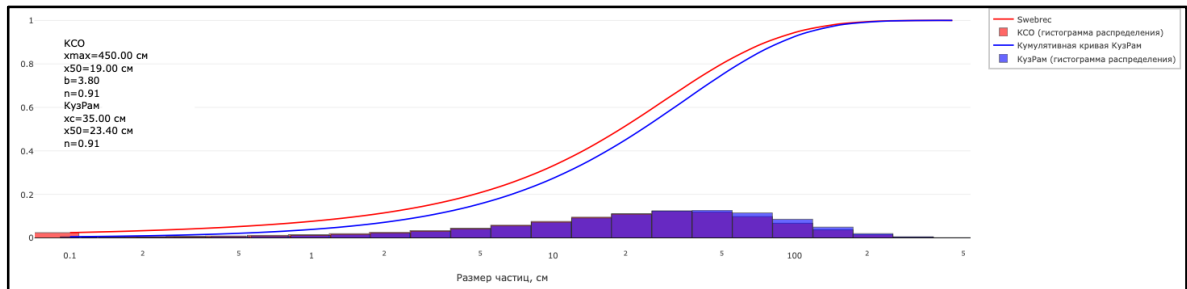


Рисунок 4.19 - Распределение granulometric composition (ВГМ) для блока № 6 при типовых параметрах БВР

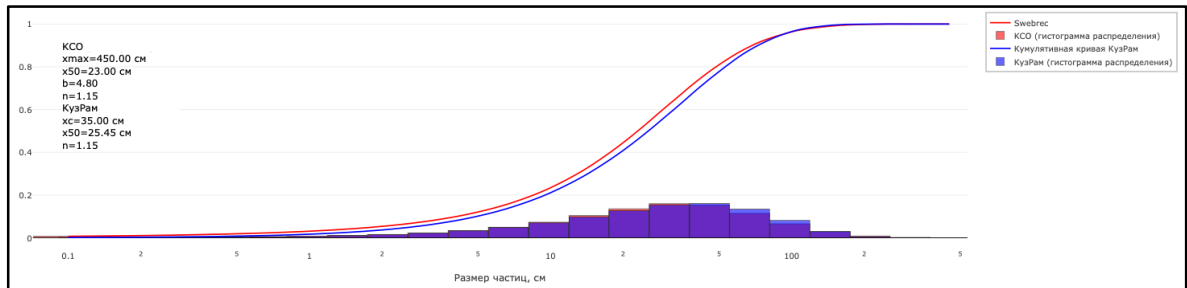


Рисунок 4.20 - Распределение granulometric composition (ВГМ) для блока № 6 при предлагаемых оптимальных параметрах БВР

4.4.4 Характеристика взрывов массивов с высокой неоднородностью

Наиболее сложные условия для проектирования БВР представляют блоки, в пределах которых происходит частая смена типов гранитов по простиранию и глубине, сопровождающаяся изменением характера блочности и трещиноватости (рисунок 4.21).

Блоки № 8–10 характеризовались зональной неоднородностью: в пределах одного взрывного блока встречались участки серого, красного и красно-серого гранита с различными типами блочности. В таких условиях типовые параметры БВР (ЛНС = 5,0 м и $q = 1,1 \text{ кг/м}^3$) исторически приводили к максимальному выходу негабаритной фракции (до 18–22%).

Результаты опытных взрывов блоков с высокой неоднородностью представлены в таблице 4.10 и на рисунке 4.22.

Таблица 4.10 - Результаты опытных взрывов блоков с высокой неоднородностью

№ блока	Методика	ЛНС, м	q , кг/м^3	X_{50} , см	X_{80} , см	n	Негабарит >100 см (Куз-Рам), %	Негабарит >100 см (КСО), %
7	Базовая	5,0	1,1	36	67	0,85	21	21,8
	Предлагаемая	3,4–5,3	1,07	28	52	1,18	5,8	5,0
8	Базовая	5,0	1,1	38	65	0,82	22	21,3
	Предлагаемая	3,4–5,3	1,08	26	50	1,20	5,5	5,6
10	Базовая	5,0	1,1	34	64	0,88	20,8	21,2
	Предлагаемая	3,4–5,3	1,05	25	49	1,22	5,2	5,5

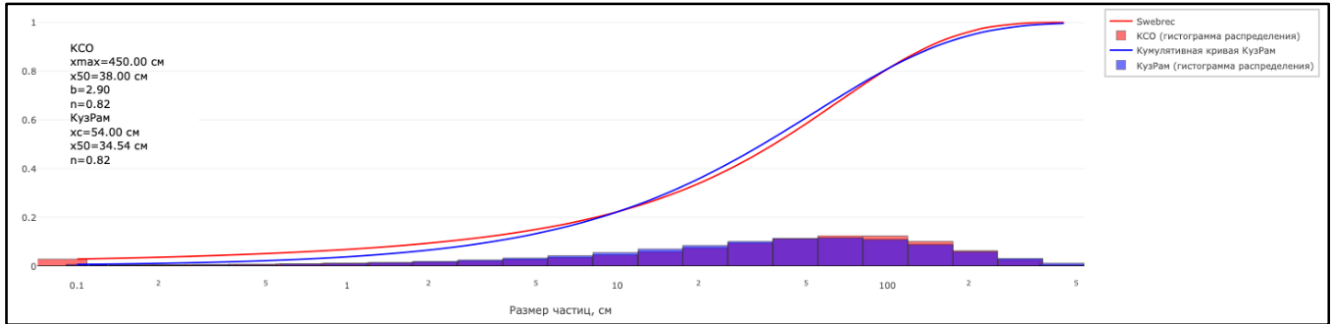


Рисунок 4.21 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 8 при типовых параметрах БВР

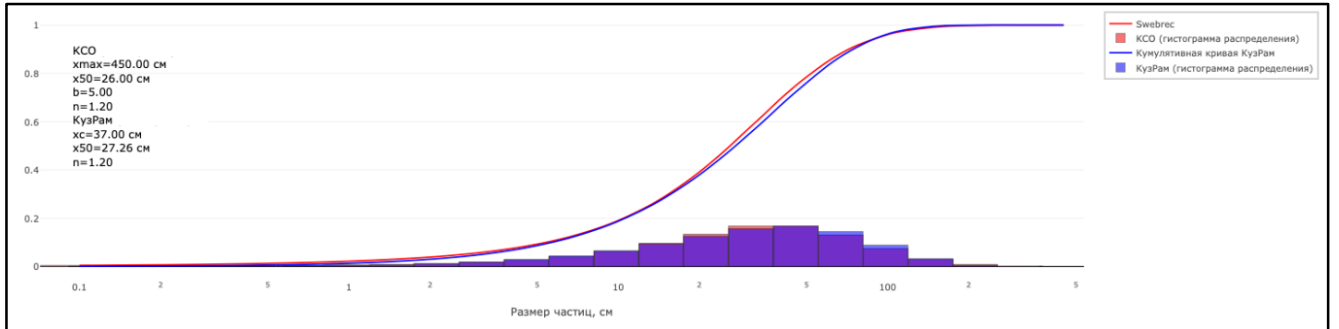


Рисунок 4.22 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 8 при предлагаемых оптимальных параметрах БВР

4.4.5 Сводный анализ результатов по всем 10 опытным взрывам

После завершения опытно-промышленных испытаний на десяти взрывных блоках была выполнена статистическая обработка всех полученных данных с целью определения усредненных эффектов применения разработанной методики и оценки статистической значимости различий между базовыми вариантами и предложенной методиками.

Результаты взрывов по 10 опытным блокам представлены в таблице 4.11.

Таблица 4.11 - Сводная таблица результатов по 10 блокам

Показатель	Базовая	Предлагаемая	Изменение
Средняя ЛНС, м	5,0	3,3-5,4	8-34%
Средний q , кг/м ³	1,1	0,95-1,15	5-14%
X_{50} , см	17-38	21-28	-24-26%
X_{80} , см	44-72	45-54	-2-25%
Показатель n	0,82-0,95	1,10-1,22	+28-34%
Негабарит >100см (Куз-Рам), %	8,5-22,0	2,2-5,8	-74%
Негабарит >100см (КСО), %	8,9-21,8	3,5-5,6	-61-74%

4.5 Сравнение выбранной и типовой методик подбора параметров БВР

4.5.1 Сравнение параметров буровзрывных работ

В первую очередь сравнение между базовыми и предлагаемыми вариантами направлено на рассмотрение проектных параметров БВР - ЛНС и удельного расхода ВВ (таблица 4.12). Эти параметры являются исходными данными для расчета массы заряда в каждой скважине и, как следствие, для прогнозирования качества дробления.

В традиционном подходе, применяемом на месторождении АО «Гавриловское КУ», ЛНС и удельный расход ВВ подбираются один раз для всего блока и остаются постоянными величинами независимо от различной структуры массива в разных частях блока. Такой подход обусловлен простотой проектирования и минимизацией человеческого фактора, однако не учитывает локальные геолого-структурные характеристики массива.

Таблица 4.12 - Сравнение проектных параметров БВР

Показатель	Единица	Базовая методика	Предложенная методика
Минимальная ЛНС	м	4,5	3,3
Максимальная ЛНС	м	5,0	5,4
Минимальный q	кг/м ³	1,1	0,95
Максимальный q	кг/м ³	1,1	1,15

В разработанной методике ЛНС и удельный расход ВВ рассчитываются индивидуально для каждой скважины первого ряда на основе результатов картирования, профилировки и численного моделирования. Распределение ЛНС имеет физическое обоснование - минимальные значения используются для высокопрочных пород (серый гранит), максимальные - для низкопрочных пород (красно-серый гранит).

4.5.2 Оценка технико-экономического эффекта

На основе полученных изменений параметров качества дробления и удельного расхода ВВ может быть оценен технико-экономический эффект от внедрения предложенной методики за счет снижения объема вторичного дробления, экономии взрывчатого вещества.

В производственном цикле карьера АО «Гавриловское КУ» вторичное дробление производится для кусков >100 см. При базовой методике выход таких кусков составляет 8,5-22,0%, при предложенной - 2,2-5,8%.

Расчет сокращения объема вторичного дробления:

Для производительности карьера $V = 1\ 000\ 000$ м³/год:

При базовой методике: объем, требующий вторичного дробления = $(8,5-22,0\%) * 1\ 000\ 000 = 85\ 000 - 220\ 000$ м³/год.

При предложенной методике: объем, требующий вторичного дробления = $(2,2-5,8\%) * 1\ 000\ 000 = 22\ 000 - 58\ 000$ м³/год.

Сокращение объема вторичного дробления:

$$\Delta V_{\text{вт}} = \text{от } 63\,000 \text{ до } 162\,000 \text{ м}^3/\text{год.}$$

Оценка снижения затрат на вторичное дробление:

Стоимость вторичного дробления в условиях месторождения составляет $C_{\text{вт}} = 90\text{-}100$ руб/м³. Принимая $C_{\text{вт}} = 100$ руб/м³:

$$\Delta C_{\text{вт}} = (63\,000 - 162\,000 \text{ м}^3) * 100 \text{ руб/м}^3 = 6\,300\,000 - 16\,200\,000 \text{ руб}$$

Оценка затрат на взрывчатое вещество. При применении предложенной методики средний удельный расход ВВ изменяется с 1,1 кг/м³ до 0,95-1,15 кг/м³.

Расчет расхода ВВ:

При базовой методике: расход ВВ = $1\,000\,000 * 1,1 = 1\,100\,000$ кг = 1 100 т.

При предложенной методике:

Для расчетов принят средний удельный расход по 10 опытным взрывным блокам равный 1,062 кг/м³.

Расход ВВ = $1\,000\,000 * 1,062 = 1\,062\,000$ кг = 1 062 т.

Изменения расхода ВВ:

$$\Delta M_{\text{вв}} = 1\,100 - 1\,062 = 38 \text{ т/год (снижение на } 3,5\%).$$

Оценка экономии на затратах на ВВ:

Стоимость Нитронит Э-100 принимается равной $C_{\text{вв}} = 23\,500$ руб/т:

$$\Delta C_{\text{вв}} = 38 \text{ т} \times 23\,500 \text{ руб/т} = 893\,000 \text{ руб/год.}$$

Более однородный гранулометрический состав и снижение выхода крупной негабаритной фракции приводят к улучшению условий работы ДСК.

Помимо прямых денежных эффектов, следует учитывать косвенные выгоды, в частности повышение качества товарной продукции (более однородный щебень).

Технико-экономический эффект по проекту сведен в таблицу 4.13.

Таблица 4.13- Технико-экономический эффект

Сокращение объема вторичного дробления	от 63 000 до 162 000 м ³ /год
Сокращение затрат на вторичное дробление	от 6 300 000 до 16 200 000 руб
Сокращение расхода ВВ	38 т/год
Сокращение затрат на ВВ	893 000 руб/год

4.6 Выводы по главе 4

На основе результатов 10 опытно-промышленных взрывов показано значительное улучшение качества дробления при применении предлагаемой методики. Выход негабаритной фракции снижается 8,5-22,0% до 2,2-5,8%; медианный размер куска X_{50} снижается с 17-38 см до 21-28 см.

Установлено, что наибольший эффект от применения методики достигается в условиях сложной неоднородности массива, когда в пределах одного взрывного блока присутствуют два или три типа гранитов с резко различающимися прочностными характеристиками и степенью трещиноватости. Для таких блоков выход негабаритной фракции снизился с 20,8-22,0% до 5,2-5,6%. Напротив, для относительно однородных блоков с преобладанием одного типа гранита эффект был менее выраженным, при этом все равно значимым – выход негабаритной фракции снизился с 8,5-11,2% до 2,2-4,5%.

На основе анализа результатов опытных взрывов выполнена оценка технико-экономического эффекта от внедрения методики на месторождении АО «Гавриловское КУ», которая показала сокращение затрат на вторичное дробление до 16 200 000 рублей в год и сокращение затрат на ВВ на 893 000 рублей в год.

Полученные результаты и разработанная методика могут быть распространены на другие месторождения со сложноструктурным строением массива. При этом методика требует адаптации специфических коэффициентов для расчета ЛНС и удельного расхода ВВ к местным условиям, при этом общая структура остается универсальной.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационная работа посвящена решению актуальной научно-практической задачи – повышению качества дробления ВГМ на карьерах строительных материалов со сложноструктурным строением массива. В результате проведенных исследований разработана методика пространственной оптимизации расположения скважин первого ряда, основанная на цифровом картировании геолого-структурных характеристик массива и численном моделировании процессов взрывного разрушения.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Установлено, что существующие методы проектирования БВР основаны на усредненных параметрах для всего взрываемого блока и не учитывают локальные геолого-структурные характеристики массива, что приводит к неравномерному дроблению, повышению выхода негабаритной фракции до 18-22% и значительным затратам на вторичное дробление. Это определило необходимость разработки методики индивидуального расчета параметров БВР для каждой скважины первого ряда на основе оперативного определения геолого-структурных характеристик локальных участков блока.

2. Разработаны и описаны методики исследования сложноструктурных массивов горных пород и картирования откосов, позволяющие выделять зоны неоднородности и определять количественные характеристики трещиноватости и блочности массива.

3. Предложены формулы для расчета ЛНС, учитывающие характер трещиноватости, блочность и изменение свойств массива по всей глубине скважин первого ряда. Введен калибровочный коэффициент K_c , учитывающий контрастность неоднородности взрываемого массива, позволяющий скорректировать значение расчетной ЛНС с целью обеспечения качественного дробления.

4. Разработана методика профилировки скважин первого ряда на основе данных, полученных при помощи фотограмметрии, позволяющая обеспечить обоснованное назначение координат устьев и углов наклона скважин первого ряда с учетом геометрии уступа и локальных геолого-структурных характеристик массива, что приводит к повышению равномерности дробления во всем объеме взрываемого блока.

5. Выполнено численное моделирование процессов взрывного разрушения в программном комплексе ANSYS Autodyn с использованием модели Риделя-Хиермайера-Тома для гранитов и уравнения состояния Джонса-Уилкинса-Ли для взрывчатого вещества. На основе серии экспериментов определены радиусы эффективного разрушения для различных типов гранитов (серый, красный, красно-серый).

6. Проведены опытно-промышленные испытания разработанной методики на 10 блоках месторождения строительных материалов АО «Гавриловское КУ». Результаты испытаний показали:

- Снижение выхода негабаритной фракции (>100 см) с 8,5-22% до 2,2-5,8%;
- Снижение среднего размера куска с 17-38 см до 21-28 см;
- Оптимизацию удельного расхода ВВ с 1,1 кг/м³ до 0,95-1,15 кг/м³.

Установлено, что наибольший эффект достигается в условиях высокой неоднородности массива, когда один взрываемый блок сложен несколькими типами гранитов с различающимися геолого-структурными характеристиками.

7. Выполнена оценка технико-экономического эффекта от внедрения методики на месторождении АО «Гавриловское КУ». Сокращение затрат на вторичное дробление составляет 16 200 000 рублей, экономия на взрывчатых веществах составляет 893 000 рублей. Общий экономический эффект подтверждает целесообразность внедрения методики в производственную практику.

Разработанная методика пространственного расположения первого ряда скважин на основе учета геолого-структурной информации по откосу для условий карьеров со сложноструктурным строением массива использована в деятельности компании ООО «ГЕОМИКС» при разработке системы автоматизированного проектирования БВР в части методов анализа структурных особенностей массива по первому ряду скважин и обнаженной поверхности откоса взрываемого уступа, а также в деятельности компании АО «Гавриловское КУ» при разработке методики оптимизации параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин (акты внедрения от 26.05.2025 г. и 11.03.2026 г. соответственно).

Перспективы дальнейших исследований связаны с расширением области применения разработанной методики на карьеры с иными типами сложноструктурных массивов.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

АНФО – взрывчатое вещество, сыпучая смесь гранулированной аммиачной селитры и дизельного топлива;

БВР – буровзрывные работы;

БПЛА – беспилотное воздушное судно;

ВВ – взрывчатое вещество;

ВГМ – взорванная горная масса;

ДСК – дробильно-сортировочный комплекс;

ДШ – детонирующий шнур;

КЗВ – короткозамедленное взрывание;

КСО – модель прогнозирования гранулометрического состава;

Куз-Рам – модель прогнозирования гранулометрического состава Кузнецова–Раммлера;

ЛНС – линия наименьшего сопротивления;

ПО – программное обеспечение;

ЭВМ – электронно-вычислительная машина;

ЭСИ – электронные системы инициирования;

3D – трёхмерный (three-dimensional);

JWL – уравнение состояния Джонса–Уилкинса–Ли (Jones–Wilkins–Lee);

RHT – модель повреждаемости Риделя–Хирмайера–Тома (Riedel–Hiermaier–Thoma);

СПИСОК ТЕРМИНОВ

Сложноструктурный массив – массив горных пород, характеризующийся пространственной неоднородностью физико-механических свойств, наличием нескольких литологических разностей, переменной трещиноватостью и блочностью в пределах одного взрываемого блока.

Трещиноватость – совокупность трещин различного генезиса, размера и ориентации, присутствующих в массиве горных пород. Характеризуется интенсивностью, раскрытием и ориентацией систем трещин.

Блочность массива – структурная характеристика массива, определяемая размерами естественных отдельностей (блоков), ограниченных системами трещин.

Граница контакта пород – граница раздела между породами различного литологического состава или различных физико-механических свойств в пределах взрываемого массива.

Зона неоднородности – участок массива с резким изменением физико-механических геолого-структурных свойств по сравнению с окружающими участками.

Развал взорванной горной массы – объем раздробленной породы, образовавшейся после взрыва и расположенной в определенных границах перед уступом.

Гранулометрический состав – распределение кусков взорванной горной массы по размерам (фракциям). Характеризуется кумулятивной кривой распределения и набором статических параметров.

Вторичное дробление – дополнительная операция измельчения негабаритной фракции взорванной горной массы с использованием повторного взрывания или различной техники.

Переизмельчение – образование избыточного количества мелкой фракции в результате взрыва.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Баум, Ф.А. Физика взрыва. / Ф.А. Баум, Л.П. Орленко, К.П. Станюкович, В.П. Чельшев, Б.И. Шехтер – Москва: Главная редакция физико-математической литературы Издательства «Наука». – 1975. – 704 с.
2. Беляев, А.Ф. Горение, детонация и работа взрыва. / А.Ф. Беляев – Москва: Издательства «Наука». – 1968. – 254 с.
3. Бейсебаев, А.М. Метод определения параметров буровзрывных работ, обеспечивающих повышенный выход горной массы на подземных рудниках при скважинной отбойке / А.М. Бейсебаев, А.С. Долгов, А.Б. Узаков, Б.А. Чеботарев // Взрывное дело. — 1984. — №86/43. — С. 182-198.
4. Билоконь, В.П. Эффективность отбойки горных пород системой сосредоточенных зарядов / В.П. Билоконь, В.И. Ильин, М.П. Белоконь // Metallургическая и горнорудная промышленность. — 1974. — №2 — С. 59-60.
5. Боровиков, В.А. К расчету параметров волн напряжений при взрыве удлиненного заряда в горных породах / В.А. Боровиков, И. Ф. Ванягин // Взрывное дело. — 1976. — № 76/33. — С. 39—43.
6. Боровиков, В.А. Волны напряжений в обводнённом трещиноватом массиве / В.А. Боровиков, И. Ф. Ванягин, М. Г. Менжулин, С. В. Цирель — Ленинград: Ленинградский горный институт. – 1989. – 83-85 с.
7. Вербило, П.Э. Изучение анизотропии прочности и масштабного эффекта трещиноватого массива горных пород / П.Э. Вербило, М.А. Вильнер // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2022. — №6-2. — С.47-59. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_47.
8. Вохмин, С.А. Методика расчета параметров буровзрывных работ при проходке горизонтальных и наклонных горных выработок / Г. С Курчин Г, А. К Кирсанов, П.А. Дерягин // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. — 2014. — № 4(48). — С. 5—9.
9. Вохмин, С. А. Прогнозирование гранулометрического состава отбитой горной массы при отработке месторождений открытым способом / С. А. Вохмин, Г. С. Курчин, Е. В. Шевнина, А.К. Кирсанов, С.С. Костылев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2020. – №. 1. – С. 14-24. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-1-14-24.
10. Выпускаемая продукция АО «Гавриловское КУ»: сайт. - URL: https://www.djimsk.ru/catalog/products/mavic/mavic_2/ (дата обращения: 01.02.2023). – Режим доступа: для всех пользователей. – Текст: электронный.

11. Галушко, Ф. И. Управление качеством взрывной подготовки горной массы на основе оптимизации параметров БВР / Ф.И. Галушко, А.О. Комягин, И.Н. Мусатов // Горная промышленность. – 2017. – №. 5 – С. 30-43. DOI:10.18503/1995-2732-2024-22-4-30-43.
12. Гусев, В.Н. Исследование комплекса факторов, оказывающих влияние на погрешность реализации маркшейдерской съемки горных объектов с применением геодезического квадрокоптера / А.А. Блищенко, А.П. Санникова // Записки Горного института. – 2022. – Т. 254. – С. 173-179. DOI: 10.31897/PMI.2022.35.
13. Демидюк, Г.П. Взрывные работы. Элементы расчета и техника взрывания зарядов. / Г.П. Демидюк - Москва-Ленинград: Объединенное научно-техническое издательство. – 1937. – Ч.1. – 256 с.
14. Должиков, В.В. Влияние интервалов замедления на амплитуды волн напряжений при изучении модели взрыва системы скважинных зарядов / В.В. Должиков, Д.Э. Рядинский, А.А. Яковлев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. – №. 6-2. – С. 18-32. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_62_0_18.
15. Ерофеев, И. Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. / И. Е. Ерофеев - Москва : Недра. — 1988. — С. 46-54.
16. Заиров, Ш. Ш. Повышение качества дробления массива горных пород путем управления параметрами энергии взрыва / Ш.Ш. Заиров, М. Мехмонов // Universum: технические науки. – 2022. – №. 3-3 (96). – С. 26-29.
17. Ишейский, В. А. Повышение качества дробления горных пород взрывом за счет учета структурных особенностей взрываеваемого массива / В.А. Ишейский, Д.Э Рядинский, Г.С Магомедов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 9-1. – С. 79–95. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_91_0_79.
18. Ишейский, В.А. Повышение качества фрагментации взорванной горной массы за счет учета структурных особенностей массива в расчете линии наименьшего сопротивления скважинных зарядов / В.А. Ишейский, Д.Э Рядинский, Р.А. Рахманов // Научно-технический сборник «Взрывное дело» – 2024 – № 143-100. – С. 36-62.
19. Ишейский, В. А. Расчет линии наименьшего сопротивления по первому ряду скважин при взрывании сложноструктурных массивов на основе учета радиусов зон трещинообразования / В.А. Ишейский, Д.Э Рядинский, Г.С Магомедов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2025. – №3. – С.64–79. DOI: 10.25018/0236_1493_2025_3_0_64.
20. Ишейский, В.А. Оптимизация линии наименьшего сопротивления для скважин первого ряда на основе данных цифрового моделирования структуры взрываеваемого массива / В.А.

Ишейский, Д.Э. **Рядинский**, Р.А. Рахманов, И.А. Аленичев, Г.С. Магомедов // Научно-технический сборник «Взрывное дело» – 2025 – № 148-105. – С. 77-101.

21. Кабетенов, Т. Определение рациональных параметров скважинной отбойки с учетом времени действия взрывного импульса / Т. Кабетенов, Х.А. Юсупов, С.Т. Рустемов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2015. — №2. — С. 75—81.

22. Казаков, Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. / Н.Н. Казаков - Москва: Недра. — 1975. — 185 с.

23. Казьмина, А. Ю. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении скальных пород скважинными зарядами конечной длины (на примере ЗАО "Гавриловское карьероуправление"): Автореферат диссертации, кандидата технических Наук / А.Ю. Казьмина – Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет — 2013. – 20 с.

24. Камера Stereolabs ZED 2 Stereo camera: сайт. - URL: <https://unitsolutions.ru/3d-kamery/3630-zed-2-stereo-camera.html> (дата обращения: 01.03.2025). – Режим доступа: для всех пользователей. – Текст: электронный.

25. Катанов, И. Б. Буровзрывные работы на карьерах / И.Б. Катанов, А.А. Сысоев - Кемерово: КузГТУ. – 2019. – 200 с.

26. Квадрокоптер DJI Mavic 2 Pro: сайт. - URL: https://www.djimsk.ru/catalog/products/mavic/mavic_2/ (дата обращения: 01.03.2025). – Режим доступа: для всех пользователей. – Текст: электронный.

27. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 1. Разрушение горных пород взрывом. / Б.Н. Кутузов – Москва.: Изд-во «Горная книга», 2007. – 471 с.

28. Кутузов, Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Часть 2. Взрывные работы в горном деле и промышленности. Учебник / Б.Н. Кутузов. – Москва : Горная книга, 2011. – 84 с.

29. Легостаев, Е.Г. Исследование влияния объемной концентрации энергии заряда ВВ на эффективность прямых врубов в крепких породах: Автореф. диссертации, кандидата технических наук / Е.Г. Легостаев - Москва – 1967. – 19 с.

30. Ляшенко, В.И. Управление качеством дробления горной массы при взрывных работах в карьерах / В.И. Ляшенко, В.И. Голик, В.И. Комащенко, А.А. Гурин // Взрывное дело. – 2021. – №. 132-89 – С. 108-132.

31. Менжулин, М.Г. Исследование последствий фазовых переходов в углях различных стадий метаморфизма с помощью растровой электронной микроскопии / М.Г. Менжулин, Г.И. Коршунов, В.В. Кирюков, В.Н. Новикова, А.В. Монтиков // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2011. – №. 5. – С. 102-107.

32. Менжулин, М. Г. Модель фазовых переходов на поверхностях трещин при разрушении горных пород / М.Г. Менжулин. // Физическая мезомеханика. – 2008. – Т. 11. – №. 4. – С. 75-80.
33. Мосинец, В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. / В.Н. Мосинец. – Москва: Недра, 1976. – 271 с.
34. Мосинец, В.Н. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. / В.Н. Мосинец, А.В. Абрамов – Москва: Недра – 1982. 248 с.
35. Норов, Ю. Д. Управление эффективными параметрами буровзрывных работ по критерию качества взорванной горной массы / Ю.Д. Норов , И.П. Бирик, Ш.Ш. Заиров // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2017. – №. 1. – С. 87-93.
36. Орынбаев, Б.А. Повышение эффективности отбойки с созданием предварительного напряжения в массиве / Б.А. Орынбаев. // Журнал передовых исследований в области естествознания. - 2021. - С. 36–45.
37. Покровский, Г.И. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. / Г.И. Покровский, И.С. Федоров – Москва: Стройиздат – 1957г. – 276 с.
38. Ракишев, Б.Р. Гранулометрический состав взорванных пород при различных условиях взрывания / Б.Р. Ракишев, А.А. Орынбай, А.М. Ауэзова, Куттыбаев А.Е // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2019. – № 8. – С. 83–94. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-08-0-83-94.
39. Рыльникова, М.В. Система оптимизации параметров буровзрывных работ и механической подготовки горных работ к выемке на основе непрерывного анализа данных и современных ГГИС / М.В. Рыльникова, Д.А. Клебанов, С.Г. Кабелко, Е.А. Стороженко. // Уголь. – 2025. – Т. 1189. – №. 1. – С. 75-81.
40. Саадун, А. Анализ дробления с использованием цифровой обработки изображений и эмпирической модели (KuzRam): сравнительное исследование / А. Саадун, М. Фредж, Р. Букарм, Р. Хаджи // Записки Горного института. – 2022. – Т. 257. – С. 822-832. DOI: 10.31897/PMI.2022.84.
41. Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ № 2023683160 Российская Федерация. Моделирование 3D поверхности взрывного блока со сложноструктурным строением массива по облаку точек, полученному при съемке с БПЛА : № 2023681512 : заявл. 19.10.2023 : опубл. 02.11.2023 / В. А. Ишейский, Д. Э. Рядинский ; заявитель федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Санкт-Петербургский горный университет».
42. Суханов, А.Ф. Разрушение горных пород взрывом. / А.Ф. Суханов, Б.Н. Кутузов – Москва : Изд-во МГИ, 1992. – 516 с.

43. Тюпин, В.Н. Взрывные и геомеханические процессы в трещиноватых напряженных горных массивах. / В.Н. Тюпин – Белгород: ИД «Белгород» НИУ «БелГУ», 2017. – 192 с.
44. Тюпин В.Н. Зависимость геомеханического состояния трещиноватого массива от интервала замедления в зоне сейсмического действия массовых взрывов / В.Н. Тюпин, В.В. Хаустов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 2. – С. 45–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.
45. Тюпин, В.Н. Интервалы замедления для качественного дробления трещиноватых массивов взрывом в карьерах / В.Н. Тюпин. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 12. – С. 70–78. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_12_0_70.
46. Тюпин, В.Н. Прогнозирование параметров гранулометрического состава взорванной горной массы после разрушения трещиноватых массивов взрывом на карьерах / В.Н. Тюпин. // Взрывное дело. - 2025. - №147/104. - С.23-43.
47. Умаров, Ф. Я. Исследование влияния трещиноватости массивов горных пород на степень взрывного дробления / Ф.Я. Умаров, З.К. Ишанходжаев, Р.К. Игизбаев, Ф.Ю. Заирова, Н.Х. Эргашев. // Universum: технические науки. – 2024. – Т. 2. – №. 7 (124). – С. 53-61.
48. Ханукаев, А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом / А.Н. Ханукаев - Москва: Недра, 1974. – 224 с.
49. Шевкун, Е.Б. Взрывное рыхление пород на карьерах с большими замедлениями / Е.Б. Шевкун, А.В. Лещинский, Ю.А. Лысак, А.Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – № 10. – С. 29–41. DOI: 10.25018/0236-1493-2020-10-0-29-41.
50. Abbaspour, H. Unraveling the Capability of Artificial Intelligence for Prediction of Rock Fragmentation / H. Abbaspour, B.A. Kansake. - 2019. - pp. 1–28.
51. Adjiski, V. Application of photogrammetry for determination of volumetric joint count as a measure for improved rock quality designation (RQD) index / V. Adjiski, Z. Panov, R. Popovski, R. Stefanovska. // Sustainable Extraction and Processing of Raw Materials Journal. – 2021. - Vol. 2. - № 1. - pp. 12—20. DOI: 10.5281/zenodo.5594940.
52. Albarelli, D.S. Identification of potential rockfall sources using UAV-derived point cloud / D.S. Albarelli, O.C.Mavrouli, P. Nyktas // Bulletin of Engineering Geology and the Environment. - 2021. - Vol. 80. - № 8. - pp. 6539–6561. DOI: 10.1007/s10064-021-02306-2.
53. Badroddin, M. Prediction of Fragment Size Distribution From Blasting : Artificial Neural Networks Approach / M. Badroddin. // 36th APCOM symposium applications of computers and operations research in the mineral industry. - 2013. - pp. 1–8.

54. Ballantyne, G.R. The impact of grade engineering on SAG milling / G.R. Ballantyne, B. Foggiatto, C. Carrasco, M. Hilden, M.S. Powell. // International conference on semi-autogenous and high pressure grinding technology, SAG Conference. - 2015. – pp. 169-183.
55. Bamford, T. Continuous monitoring and improvement of the blasting process in open pit mines using unmanned aerial vehicle techniques / T. Bamford, F. Medinac, K. Esmaeili // Remote Sensing. – 2020. – T. 12. – №. 17. – pp. 1-34. DOI: 10.3390/rs12172801.
56. Bar, N. Rapid and robust slope failure appraisal using aerial photogrammetry and 3D slope stability models / N. Bar. // International Journal of Mining Science and Technology. - 2020. - Vol. 30. - № 5. - pp. 651–658. DOI: 10.1016/j.ijmst.2020.05.013.
57. Battulwar, R. A state-of-the-art review of automated extraction of rock mass discontinuity characteristics using three-dimensional surface models / R. Battulwar, M. Zare-Naghadehi, E. Emami, J. Sattarvand. // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. – 2021. - T. 13. - № 4. - pp. 920–936. DOI: 10.1016/j.jrmge.2021.01.008.
58. Beregovoi, D.V. Monitoring of Quarry Slope Deformations with the Use of Satellite Positioning Technology and Unmanned Aerial Vehicles / D.V. Beregovoi, J.A. Younes, M.G. Mustafin. // Procedia Engineering. - 2017. - Vol. 189. - pp. 737–743. DOI: 10.1016/j.proeng.2017.05.116.
59. Boos, I.Y. Structural analysis of pit wall rock mass on 3D slope model constructed using a multicopter / I.Y. Boos. // Mining informational and analytical bulletin. - 2021. - № 12. - pp. 19–30.
60. Buyer, A. Applying photogrammetry and semi-automated joint mapping for rock mass characterization / A. Buyer, S. Aichinger, W. Schubert. // Engineering Geology. – 2020. – T. 264. DOI: 10.1016/j.enggeo.2019.105332.
61. Carabassa, V. Unmanned aerial system protocol for quarry restoration and mineral extraction monitoring / V. Carabassa. // Journal of Environmental Management. - 2020. - Vol. 270. – pp. 1-11. DOI: 10.1016/j.jenvman.2020.110717.
62. Chen, J. Towards semi-automatic discontinuity characterization in rock tunnel faces using 3D point clouds / J. Chen. // Engineering Geology. - 2021. - Vol. 291. DOI: 10.1016/j.jrmge.2021.10.012.
63. Chi, L.Y. Measurement of shock pressure and shock-wave attenuation near a blast hole in rock / L.Y. Chi. // International Journal of Impact Engineering. – 2019. – T. 125. – pp. 27-38. DOI: 10.1016/j.ijimpeng.2018.11.002.
64. Cho, S.H. Influence of the applied pressure waveform on the dynamic fracture processes in rock / S.H. Cho, H. Kaneko. // International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. – 2004. – T. 41. – №. 5. – pp. 771-784. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2004.02.006.

65. Cutugno, M. Structure-from-motion 3d reconstruction of the historical overpass ponte della cerra: A comparison between Micmac open-source software and Metashape / M. Cutugno, U. Robustelli, G. Pugliano. // *Drones*. – 2022. – T. 6. – №. 9.
66. Dehghani, H. Blast-Induced Rock Fragmentation in Wet Holes / H. Dehghani. // *Mining, Metall. Explor. Mining, Metallurgy & Exploration*. - 2020. - Vol. 37, - № 2. - pp. 743–752. DOI: 10.1007/s42461-019-00163-y.
67. Deliormanli, A.H. Using terrestrial 3D laser scanning and optical methods to determine orientations of discontinuities at a granite quarry / A.H. Deliormanli, N.H. Maerz, J. Otoo // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. - 2014. - Vol. 66. - pp. 41–48. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2013.12.007.
68. Engin, I.C. Practical measurement of size distribution of blasted rocks using LiDAR scan data / I.C. Engin // *Rock Mechanics and Rock Engineering*. – 2020. – T. 53. – №. 10. – pp. 4653-4671.
69. Engin, I.C. Size distribution analysis of aggregates using LiDAR scan data and an alternate algorithm / I.C. Engin, N.H. Maerz. // *Measurement*. – 2019. – T. 143. – pp. 136-143.
70. Engin, I.C. Comparison of the different mathematical methods performed in determining the size distribution of aggregates using LiDAR point cloud data and suggested algorithm/ I.C. Engin. // *Earth Science Informatics*. – 2019. – T. 12. – №. 3. – pp. 365-380.
71. Gallo, I.G. An Integration of UAV-Based Photogrammetry and 3D Modelling for Rockfall Hazard Assessment: The Cárcavos Case in 2018 (Spain) / I.G. Gallo. // *Remote Sensing*. - 2021. - Vol. 13. - № 17. - pp. 34-50. DOI: 10.3390/rs13173450.
72. Gaich, A. Blast optimization including automatic borehole placement and automatic rock mass characterization/ A. Gaich, M. Poetsch. - Bergdagarna. Stockholm, 2020.
73. Gaich, A. Acquisition and assessment of geometric rock mass features by true 3D images / A. Gaich, M. Poetsch, W. Schubert // *The 41st U.S. Symposium on Rock Mechanics (USRMS): 50 Years of Rock Mechanics - Landmarks and Future Challenges*. - 2006.
74. Gorbunova, N. Comparative Analysis Rock Mass after Explosions in the Quarry Lihobong / N. Gorbunova, I. Kapitonova, O. Mirkushov. // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. - 2021. – T. 720. – №. 1.
75. Gustafsson, R. Swedish blasting technique and mining SPI / R. Gustafsson. - Gothenburg, Sweden, 1973. – pp. 47-58.
76. Han, Z. Experimental study of stress wave propagation and energy characteristics across rock specimens containing cemented mortar joint with various thicknesses / Z. Han. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2020. – T. 131. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2020.104352.

77. Hajibagherpour, A.R. Numerical modeling of the fractured zones around a blasthole / A.R. Hajibagherpour, H. Mansouri, M. Bahaaddini. // *Computers and Geotechnics*. – 2020. – T. 123. DOI: 10.1016/j.compgeo.2020.103535.
78. Hu, G. A Drawing System for Pole Diagram and Rose Diagram of Rock Mass Structural Surface / G. Hu. // *Mobile Information Systems*. – 2021. – T. 2021. – pp. 1-11. DOI: 10.1155/2021/9652623.
79. Jayasinghe, L.B. Numerical investigation into the blasting-induced damage characteristics of rocks considering the role of in-situ stresses and discontinuity persistence / L.B. Jayasinghe. // *Computers and Geotechnics*. – 2019. – T. 116. – pp. 1-26. DOI: 10.1016/j.compgeo.2019.103207.
80. Kanchibotla, S.S. Modelling Fines in Blast Fragmentation and Its Impact on Crushing and Grinding / S.S. Kanchibotla, W. Valery, S. Morrell. // *Explo 99*. - 1999. - pp. 137–144.
81. Kawalec, W. The analysis and assessment of grain size distribution on the example of a chosen granite mine / W. Kawalec, R. Krol, N. Suchorab, M. Szymanski. // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. – 2019. – T. 362. – №. 1. – pp. 1-8. DOI: 10.1088/1755-1315/362/1/012113.
82. Kong, D. In-Situ Block Characterization of Jointed Rock Exposures Based on a 3D Point Cloud Model / D. Kong. // *Remote Sensing*. - 2021. - Vol. 13. - № 13. – pp. 1-25. DOI: 10.1016/j.enggeo.2019.105442.
83. Kong, D. Automatic identification and characterization of discontinuities in rock masses from 3D point clouds / D. Kong, F. Wu, C. Saroglou. // *Engineering Geology*. – 2020. – T. 265. DOI: 10.1016/j.enggeo.2019.105442.
84. Kong, D. Development and application of UAV-SfM photogrammetry for quantitative characterization of rock mass discontinuities / D. Kong, C. Saroglou, F. Wu, P. Sha, B. Li // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2021. – T. 141. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104729.
85. Kononenko, M. Method for calculation of drilling- and-blasting operations parameters for emulsion explosives / M. Kononenko, O. Khomenko, M. Savchenko, I. Kovalenko // *Mining of Mineral Deposits*. – 2019. - Vol. 13. № 3. - pp. 22—30. DOI: 10.33271/mining13.03.022.
86. Li, M. High precision slope deformation monitoring by UAV with industrial photogrammetry / M. Li // *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. - 2021. - Vol. 636. – pp. 1-11. DOI: 10.1088/1755-1315/636/1/012015.
87. Liu, R. Study of rock dynamic fracture toughness and crack propagation parameters of four brittle materials under blasting / R. Liu. // *Engineering Fracture Mechanics*. – 2020. – T. 225. – pp. 2969-2981. DOI: 10.1016/j.engfracmech.2019.04.034.

88. Loiotine, L. Comparison of Remote Sensing Techniques for Geostructural Analysis and Cliff Monitoring in Coastal Areas of High Tourist Attraction: The Case Study of Polignano a Mare (Southern Italy) / L. Loiotine. // *Remote Sensing*. - 2021. - Vol. 13. - № 24. DOI: 10.3390/rs13245086.
89. Loiotine, L. QDC-2D: A Semi-Automatic Tool for 2D Analysis of Discontinuities for Rock Mass Characterization / L. Loiotine. // *Remote Sensing*. - 2021. - Vol. 13. - № 24. – pp. 1-28. DOI: 10.3390/rs13245045.
90. Manzoor, S. Establishing relationships between structural data from close-range terrestrial digital photogrammetry and measurement while drilling data / S. Manzoor. // *Engineering Geology*. - 2020. - Vol. 267. – pp. 1-10. DOI: 10.1016/j.enggeo.2020.105480.
91. Mehrdanesh, A. Evaluation of effect of rock mass properties on fragmentation using robust techniques / A. Mehrdanesh, M. Monjezi, A.R. Sayadi // *Engineering with Computers*. – 2018. – T. 34. – №. 2. – pp. 253-260.
92. Menegoni, N. Detection and geometric characterization of rock mass discontinuities using a 3D high-resolution digital outcrop model generated from RPAS imagery – Ormea rock slope, Italy / N. Menegoni, D. Giordan, C. Perotti, D. Tannant // *Engineering Geology*. – 2019. – T. 252. – pp. 145-163. DOI: 10.1016/j.enggeo.2019.02.028.
93. Moomivand, H. A new approach to improve the assessment of rock mass discontinuity spacing using image analysis technique / H. Moomivand, S. Seadati, H. Allahverdzadeh // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2021. – T. 143. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104760.
94. Mojtahedi, S.F. Proposing a novel hybrid intelligent model for the simulation of particle size distribution resulting from blasting / S.F. Mojtahedi. // *Eng. Comput. Springer London*. - 2019. - Vol. 35. - № 1. - pp. 47–56. DOI: 10.1007/s00366-018-0582-x.
95. Mozafari, A. Use of a mixed integer programming model to achieve an optimum size of blast block in open-pit mining with regard to size of mineable block using fuzzy logic approach Keywords / A. Mozafari. // *Journal of Mining and Environment (JME)*. - 2019. - Vol. 10, - № 4. - pp. 1095–1104. DOI: 10.22044/jme.2019.8786.1763.
96. Mugnai, F. Exploiting a Semi-Automatic Point Cloud Segmentation Method to Improve the Quality of Rock-Mass Characterization. The Cima Grappa Conservative Restoration Case Study / F. Mugnai, P. Farina, G.Tucci. // *ISPRS International Journal of Geo-Information*. - 2021. - Vol. 10. - № 5. - pp. 276. DOI: 10.3390/ijgi10050276.
97. Munaretti, E. Blasting Optimization using 3D Photogrammetry in a South Brazilian Quarry / E. Munaretti, R.A. McClure, C.S. Mendonca, J. Kloeckner, M.P. Scussiatto, L.O. Souza, J.F. Gewher, - 2013.

98. Murr, D. Blasting influence on comminution / D. Murr, L. Workman, J. Eloranta, P. Katsabanis. // International conference on semi-autogenous and high pressure grinding technology, SAG Conference. - 2015.
99. Lyana, N. Effect of Geological Condition on Degree of Fragmentation in a Simpang Pulai Marble Quarry / N. Lyana, H. Zabidi, K.S. Ariffin, K. Hashim. // Procedia Chemistry. - 2016. - T. 19. - pp. 694–701. DOI: 10.1016/j.proche.2016.03.072.
100. Ouchterlony, F. A review of development of better prediction equations for blast fragmentation / F. Ouchterlony, J.A. Sanchidrián // Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. - 2019. - Vol. 11. - № 5. pp. 1094–1109. DOI: 10.1016/j.jrmge.2019.03.001.
101. Over, J.R. Processing coastal imagery with Agisoft Metashape Professional Edition, version 1.6—Structure from motion workflow documentation. / J.R. Over, A.C. Ritchie, C.J. Kranenburg, J.A. Brown, D. Buscombe, T. Noble, C.R. Sherwood, J.A. Warrick, P.A. Wernette – Reston, VA: US Geological Survey, 2021. - 46 p.
102. Ozdoba, M. Grain Size Distribution of Copper Ore as Means for Qualitative Evaluation of Its Lithological Composition / M. Ozdoba, R. Krol. // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science. - 2019. – T. 221. – №. 1. – pp. 1-9.
103. Palmstrom, A. Measurement and characterizations of rock mass jointing. / A. Palmstrom // In-Situ Characterization of Rocks. – 2001. – pp. 1-40.
104. Pells, P. Rock quality designation (RQD): time to rest in peace / P. Pells, Z.T. Bieniawski, S. Hencher, S. Pells. // Canadian Geotechnical Journal. – 2017. – T. 54. – №. 6. – pp. 825-834. DOI: 10.1139/cgj-2016-0012.
105. Pyra, J. Possible ways of optimizing blasting operations using O-Pitblast software / J. Pyra, K. Gadek // Materiały Wysokoenergetyczne. – 2020. – T. 12. – pp. 124-138. DOI: 10.22211/matwys/0194.
106. Riquelme, A.J. Discontinuity spacing analysis in rock masses using 3D point clouds / A.J. Riquelme, A. Abellan, R. Tomas // Engineering Geology. - 2015. - Vol. 195. - pp. 185–195. DOI: 10.1016/j.enggeo.2015.06.009.
107. Rosin, P. The Laws Governing the Fineness of powdered coal / P. Rosin, E. Rammler // Journal of the Institute of Fuel. – 1933. - №7. pp. 29-36.
108. Rosa, D.L. Blast fragmentation impacts on downstream processing at goldfields Cerro Corona / D.L. Rosa, K. Caron, W. Valery, R. Diaz, H. Mamani // 11th international symposium on rock fragmentation by blasting. – 2015. pp. 333-341.
109. Roy, P.P. Rock blasting: effects and operations. / P.P. Roy – Dhanbad, India: CRC Press, 2005. – 380 p.

110. Said, K.O. On the application of drones: a progress report in mining operations / K.O. Said, J. Githiria, J. Abdulsalam, M. Bodunrin, B. Genc, O. Johnson, J.M. Akande. // *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*. – 2021. - Vol. 35. - № 4, - pp. 235–267. DOI: 10.1080/17480930.2020.1804653.
111. Saldana, M. Applications of Kuz–Ram Models in Mine-to-Mill Integration and Optimization - A Review / M. Saldana, S. Gallegos, D. Arias, I. Salazar, J. Castillo, E. Salinas-Rodriguez, A. Navarra, N. Toro. // *Minerals*. – 2024. – T. 14. – №. 11. – pp. 1-35. DOI: 10.3390/min14111162.
112. Sellers, E. K. What broke the burden? Improving our understanding of burden breakout / E.K. Sellers, M. Kotze, S. Etchells. // *39th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. - Fort Worth, Texas, USA. – 2013.
113. Singh, B. K. Application of digital image analysis for monitoring the behavior of factors that control the rock fragmentation in opencast bench blasting: a case study conducted over four opencast coal mines of the Talcher Coalfields, India / B. K. Singh, D. Mondal, M. Shahid, A. Saxena, P. Roy. // *Journal of Sustainable Mining*. – 2019. – №. 4. – pp. 247-256. DOI: 10.1016/j.jsm.2019.08.003.
114. Singh, S. K. Automated rock mass discontinuity set characterisation using amplitude and phase decomposition of point cloud data / S.K. Singh, S. Raval. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2022. - № 152. – pp. 1-29. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2022.105072.
115. Tang, Y. A novel approach for fracture skeleton extraction from rock surface images / Y. Tang, L. He, W. Lu, X. Huang, H. Xiao. // *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*. – 2021. Vol. 142. DOI: 10.1016/j.ijrmms.2021.104732.
116. Torbica, S. Rock breakage by explosives / S. Torbica, V. Lapcevic. // *European International Journal of Science and Technology*. – 2014. Vol. 3. - № 2. - pp. 96—104.

СПИСОК ИЛЛЮСТРАТИВНОГО МАТЕРИАЛА

РИСУНКИ:

Рисунок 1.1 – Схема зон разрушения горной породы вокруг скважинного заряда: I – зона действия детонации; II – зона дробления (смятия); III – зона интенсивного трещинообразования (радиальных трещин); IV – зона упругих деформаций (сейсмического воздействия).

Рисунок 1.2 - Типы трещиноватых массивов

Рисунок 1.3 - Схема пространственного размещения скважин в массиве относительно напластований: 1 - откос уступа; 2 - напластования породы; 3 - направление бурения

Рисунок 1.4 - Изменение размера куска на поверхности развала в зависимости от угла встречи скважинного заряда с напластованиями массива

Рисунок 1.5 - Зоны дробления взрывом трещиноватого заряда

Рисунок 1.6 - Блок-схема взаимосвязи параметров БВР, влияющих на дробление горных пород взрывом

Рисунок 1.7 - Потенциальная зона непроработки массива (отмечена красными кривыми)

Рисунок 1.8 – Схема расположения скважинного заряда

Рисунок 1.9 - 3D модель места взрыва

Рисунок 1.10 - Профилировка скважин

Рисунок 1.11 - Диаграмма минимальной нагрузки для скважин. Разные цвета обозначают разные расстояния до свободной поверхности

Рисунок 2.1 - Концептуальная схема сбора и обработки данных при анализе геолого-структурных характеристик взрываемого массива

Рисунок 2.2 - а - схема перекрытия; б - траектория полета для картирования уступов карьера

Рисунок 2.3 – 3D модель взрывного блока №4, построенная по данным обработки изображений

Рисунок 2.4 – 3D модель откоса взрывного блока №4, построенная по данным обработки изображений: I -серый гранит; II -красно-серый гранит; III – красный гранит

Рисунок 2.5 – Пример выделенных поверхностей трещин для блока №4

Рисунок 2.6 – Пример векторного слоя трещин для блока №4

Рисунок 2.7 - Пример картирования откоса уступа блока №4

Рисунок 2.8 - График зависимости ЛНС от интенсивности трещиноватости массива

Рисунок 2.9 – Пример подбора ЛНС для гранитов с рисунка 2.4

Рисунок 2.10 - Распределение ЛНС по высоте заряда ВВ

Рисунок 2.11 - Профилировка скважин первого ряда с учетом структурных особенностей блока №4

Рисунок 2.12 - Пример съемки развала взорванной горной массы: а- вид из кабины машиниста, б – масштабирование кусков относительно ковша

Рисунок 2.13 - Анализ распределения гранулометрического состава взорванной горной массы: красная кривая - до оптимизации; зеленая кривая – после оптимизации

Рисунок 3.1 – Концептуальная схема реализации численного моделирования

Рисунок 3.2 – Общая геометрия модели

Рисунок 3.3 – Распределение расчетной сетки модели

Рисунок 3.4 – Таблица параметров расчетной сетки модели

Рисунок 3.5 – Распространение фронта повреждений в сером граните: а – на расстоянии 5 м от заряда, б – на расстоянии 3,5 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

Рисунок 3.6 – Распространение фронта повреждений в красном граните: а – на расстоянии 4,5 м от заряда, б – на расстоянии 3 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

Рисунок 3.7 – Распространение фронта повреждений в красно-сером граните: а – на расстоянии 5,5 м от заряда, б – на расстоянии 3,5 м от заряда, в – на расстоянии 1,5 м от заряда

Рисунок 3.8 – Зависимость нормального напряжения в направлении оси заряда (X) от времени

Рисунок 3.9 – Зависимость нормального напряжения в направлении оси Y от времени

Рисунок 3.10 – Зависимость касательного (сдвигового) напряжения от времени

Рисунок 3.11 – Итоговая модель

Рисунок 3.12 – Итоговая модель распространения фронта повреждений в сложноструктурном массиве, сложенном из разных типов гранитов: а – горизонтальный срез на уровне перебура, б – горизонтальный срез по центру колонки заряда, в – горизонтальный срез на границе заряда с забойкой

Рисунок 3.13 - Итоговая 3D модель распространения фронта поврежденности: а – в начальный момент времени 0 мс, б – 1 мс после инициирования, в - 2 мс после инициирования, г - 3 мс после инициирования

Рисунок 4.1 -Выпускаемая продукция АО «Гавриловское КУ»

Рисунок 4.2 - Типовой откос взрываемого блока со сложноструктурным строением массива: 1 – серый; 2 – красный; красно-серый; 3 – красно-серый

Рисунок 4.3 - Съемка откоса уступа при помощи БПЛА DJI Mavic Pro 2

Рисунок 4.4 - 3D-модель откоса одного буровзрывного блока №4

Рисунок 4.5 – План типового расположения скважин первого ряда буровзрывного блока №4

Рисунок 4.6 – План оптимизированного расположения скважин первого ряда буровзрывного блока №4

Рисунок 4.7 - Полярная диаграмма трещин

Рисунок 4.9 - Калибровочные кривые распределения грансостава

Рисунок 4.10 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для первого ряда скважин с типовыми параметрами БВР

Рисунок 4.11 – Доменная модель распределения гранулометрического состава ВГМ для скважин первого ряда

Рисунок 4.12 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для первого ряда скважин блока №4 с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

Рисунок 4.13 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для всего объема блока №4, кроме первого ряда скважин, с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

Рисунок 4.14 – Совокупный гранулометрический состав ВГМ по блоку №4 с предлагаемыми оптимальными параметрами БВР

Рисунок 4.15 - Расположение скважин блока №7

Рисунок 4.16 – Предлагаемое оптимальное расположение скважин первого ряда для блока №7

Рисунок 4.17 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 1 при типовых параметрах БВР

Рисунок 4.19 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 6 при типовых параметрах БВР

Рисунок 4.20 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 6 при предлагаемых оптимальных параметрах БВР

Рисунок 4.21 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 8 при типовых параметрах БВР

Рисунок 4.22 - Распределение гранулометрического состава ВГМ для блока № 8 при предлагаемых оптимальных параметрах БВР

ТАБЛИЦЫ:

Таблица 1.1 - Характеристика зон взрывного разрушения в соответствии с волновой теорией

Таблица 1.2 - Классификация горных пород по акустической жесткости (по А.Н. Ханукаеву)

Таблица 1.3 - Влияние величины ЛНС (W) на результаты взрыва

Таблица 1.4 – Качество взрыва в условиях трещиноватых массивов

Таблица 1.5 - Процентный вклад параметров БВР в дробление горных пород взрывом [18]

Таблица 1.6 - Обзор методик расчета линии наименьшего сопротивления

Таблица 2.1- Результаты оценки трещиноватости откоса уступа, подлежащего взрыву

- Таблица 2.2 – Характеристики гранитов АО «Гавриловское КУ»
- Таблица 2.3 - ЛНС для разных типов гранитов и блочности
- Таблица 3.1- Физико-механические свойства гранитов в модели
- Таблица 3.2 - Свойства эмульсионного взрывчатого вещества в модели ANSYS
- Таблица 3.3 – Эффективные радиусы разрушения
- Таблица 3.4 - Физико-механические свойства гранитов
- Таблица 3.5 – Итоговые значения компонент напряжений
- Таблица 3.6 – Сравнение итоговых значений компонент напряжений
- Таблица 4.1 - Сравнение типовых параметров БВР и параметров БВР с учетом оптимизации расположения первого ряда скважин для блока №4
- Таблица 4.2 - Признаки выделения основных типов гранитов и типов блочности по результатам цифрового картирования
- Таблица 4.3 - Рекомендуемые ЛНС для скважин первого ряда блока №4
- Таблица 4.4 - Рекомендуемые диапазоны удельного расхода ВВ
- Таблица 4.5 - Технические характеристики DJI Mavic Pro 2
- Таблица 4.6 - Технические характеристики камеры ZED 2
- Таблица 4.7 - Общие параметры опытно-промышленных взрывов
- Таблица 4.8 - Результаты опытных взрывов с преобладанием серых гранитов
- Таблица 4.9 - Результаты опытных взрывов с преобладанием красно-серых гранитов
- Таблица 4.10 - Результаты опытных взрывов блоков с высокой неоднородностью
- Таблица 4.11 - Сводная таблица результатов по 10 блокам
- Таблица 4.12 - Сравнение проектных параметров БВР
- Таблица 4.13- Техничко-экономический эффект

ПРИЛОЖЕНИЕ А**Акты внедрения результатов диссертационных исследований****Акт внедрения результатов диссертационных исследований в ООО «ГЕОМИКС»**

Утверждаю

Генеральный директор
Гимиран Германович Утенов
Дата «26» мая 2025 г.

АКТ

о внедрении результатов
кандидатской диссертации
Рядинского Даниила Эдуардовича
по научной специальности 2.8.6. «Геомеханика, разрушение горных пород,
рудничная аэрогазодинамика и горная теплофизика»

Комиссия в составе:

Председатель Гимиран Германович Утенов – генеральный директор ООО «ГЕОМИКС»

Члены комиссии:

Александр Валерьевич Саренков – директор по разработке ООО «ГЕОМИКС»

Александр Николаевич Овсянников – руководитель продукта ООО «ГЕОМИКС»

составили настоящий акт о том, что результаты диссертации на тему «Управление качеством взрывного дробления сложноструктурных массивов на карьерах строительных материалов», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использованы в деятельности ООО «ГЕОМИКС» при разработке системы автоматизированного проектирования буровзрывных работ в виде:

- методов анализа структурных особенностей массива по первому ряду скважин и обнажённой поверхности откоса;
- методики оптимизации параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин;
- математического аппарата и прототипа для расчета оптимальных параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин.

Использование указанных результатов позволяет: определить оптимальные параметры БВР первого ряда скважин для условий карьеров со сложноструктурным строением массива, обеспечивающих снижение выхода негабаритных фракций после взрыва.


Результаты внедрялись при выполнении НИР по темам:

1. «Разработка методики оптимизации параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин», 2024 г.

2. «Разработка прототипа для расчета оптимальных параметров БВР с учетом структурных особенностей массива по первому ряду скважин, 2025 г.

Председатель комиссии

Генеральный директор ООО «ГЕОМИКС»


 Г.Г. Утенов

Члены комиссии:

Директор по разработке ООО «ГЕОМИКС»

 А.В. Саренков

Руководитель продукта ООО «ГЕОМИКС»

 А.Н. Овсянников



Акт внедрения результатов диссертационных исследований в АО «Гавриловское КУ»



АКЦИОНЕРНОЕ ОБЩЕСТВО «ГАВРИЛОВСКОЕ КАРЬЕРОУПРАВЛЕНИЕ»

188870, Ленинградская область, Выборгский район,
Гавриловская территория, проезд Карьерный, дом 1
ИНН 4704009631, КПП 470401001, ОКПО 23360770, ОКВЭД 08.11
тел: 8(81378) 78534, 8(81378) 78516, тел/факс (81378) 78533. E-mail: aogku@yandex.ru
р/с 40702810955390000090, к/с 30101810500000000653
БИК 044030653 Северо-Западный банк ЦАО "Сбербанк России" г.С-Петербург

Утверждаю:
Генеральный директор
АО «Гавриловское карьероуправление»
Г.С. Магомедов
«11» марта 2026 г.

АКТ

о внедрении результатов кандидатской диссертации

Рядинского Даниила Эдуардовича

по научной специальности 2.8.6. «Геомеханика, разрушение горных пород, рудничная
аэрогазодинамика и горная теплофизика»

Комиссия в составе:

Председатель комиссии: Кобелев Сергей Николаевич – главный инженер

Члены комиссии:

Тюлькин Сергей Александрович – заместитель главного инженера по БВР

Тихомиров Игорь Александрович – начальник горного участка

Шацкая Ирина Андреевна – маркшейдер

Составили настоящий акт о том, что результаты диссертации на тему «Управление качеством взрывного дробления сложноструктурных массивов на карьерах строительных материалов», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, внедрены в деятельность АО «Гавриловское карьероуправление» в виде:

- методики цифрового картирования откосов буровзрывных блоков для определения геолого-структурных характеристик локальных участков массива;
- методики расчета рациональной линии наименьшего сопротивления с учетом геолого-структурных характеристик локальных участков массива для пространственной оптимизации скважин первого ряда;
- методики оценки фактического гранулометрического состава взорванной горной массы при помощи камер, установленных в кабину машиниста экскаватора;
- методики прогнозирования гранулометрического состава взорванной горной массы.

Использование указанных результатов позволяет повысить качество дробления взорванной горной массы и снизить выход негабаритной фракции после взрыва.

Результаты внедрялись при проведении 10 опытно-промышленных взрывов.

Председатель комиссии: главный инженер _____ С.Н. Кобелев

Члены комиссии:

Заместитель главного инженера по БВР _____ С.А. Тюлькин

Начальник горного участка _____ И.А. Тихомиров

Маркшейдер _____ И.А. Шацкая

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

Свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ



СВИДЕТЕЛЬСТВО

о государственной регистрации программы для ЭВМ

№ 2023683160

**Моделирование 3D поверхности взрывного блока со
сложноструктурным строением массива по облаку
точек, полученному при съемке с БПЛА**

Правообладатель: *федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет» (RU)*

Авторы: *Ишейский Валентин Александрович (RU),
Рядинский Даниил Эдуардович (RU)*

Заявка № 2023681512

Дата поступления 19 октября 2023 г.

Дата государственной регистрации

в Реестре программ для ЭВМ 02 ноября 2023 г.



Руководитель Федеральной службы
по интеллектуальной собственности

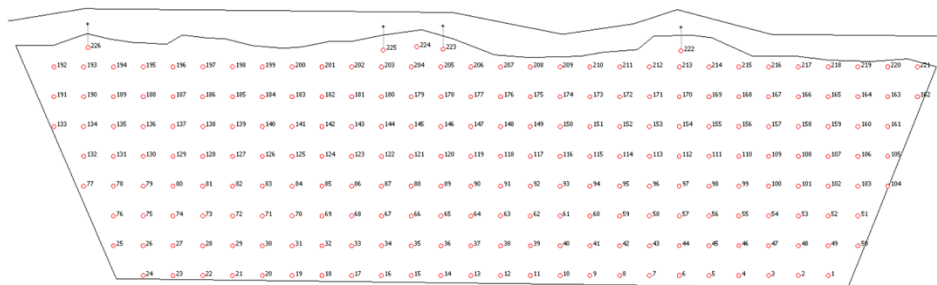
Ю.С. Зубов

ПРИЛОЖЕНИЕ В

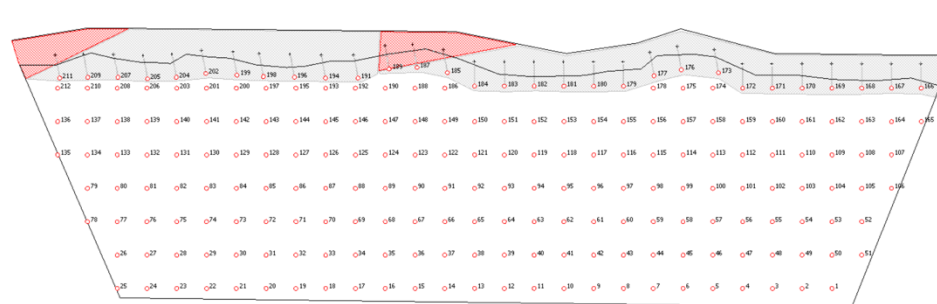
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для опытных блоков

План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №1 при типовых и предлагаемых параметрах

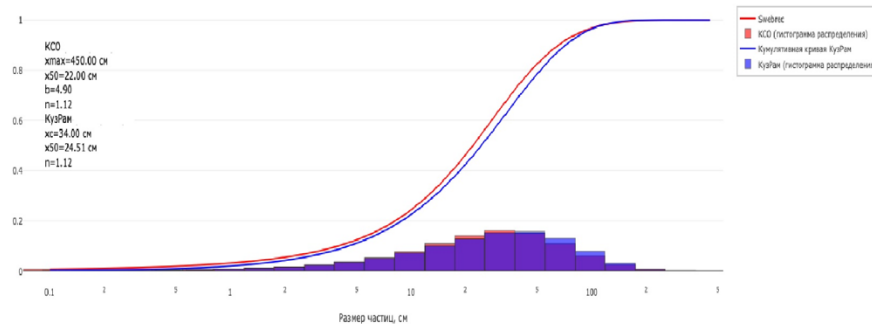
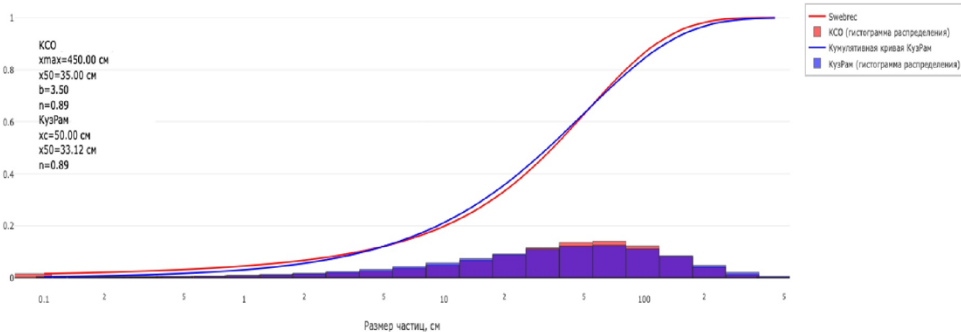
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

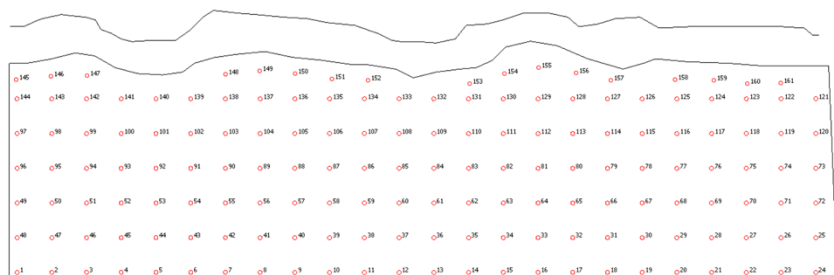


Красно-серый гранит
 Красный гранит
 Серый гранит

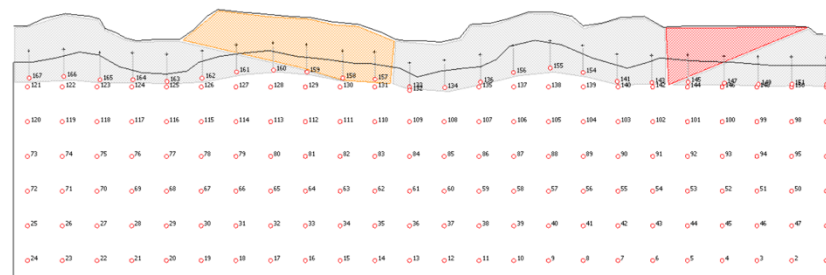


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №2 при типовых и предлагаемых параметрах

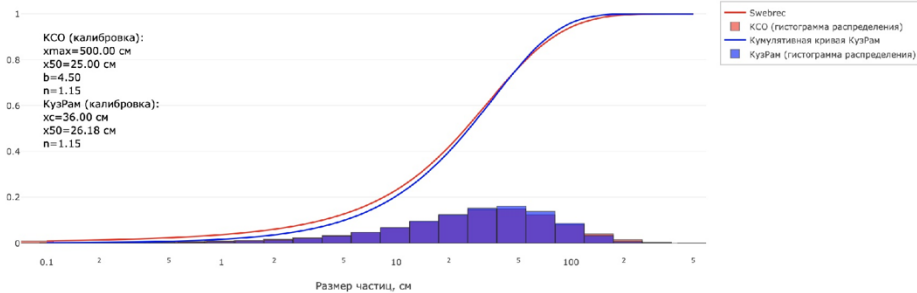
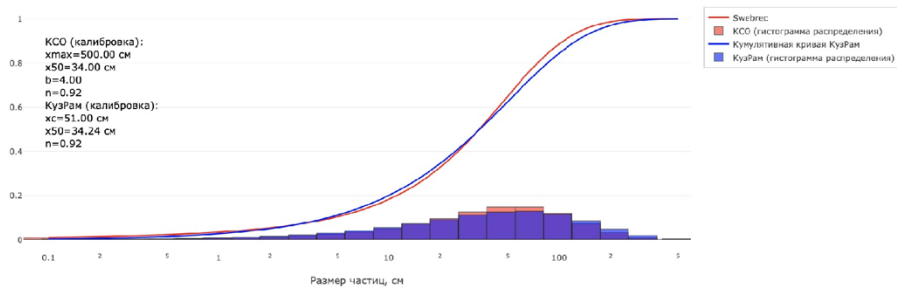
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

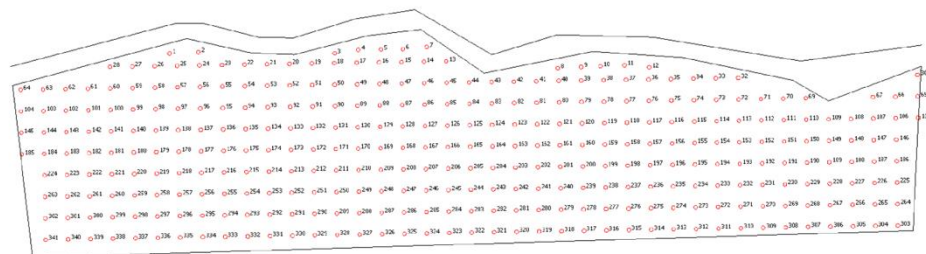


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

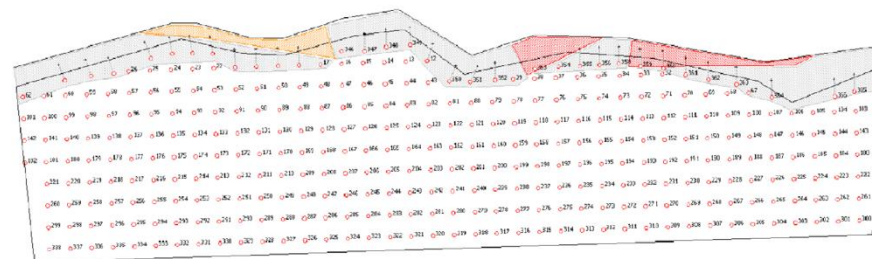


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №3 при типовых и предлагаемых параметрах

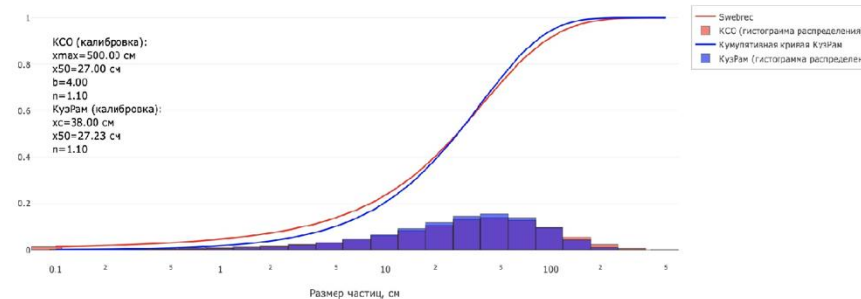
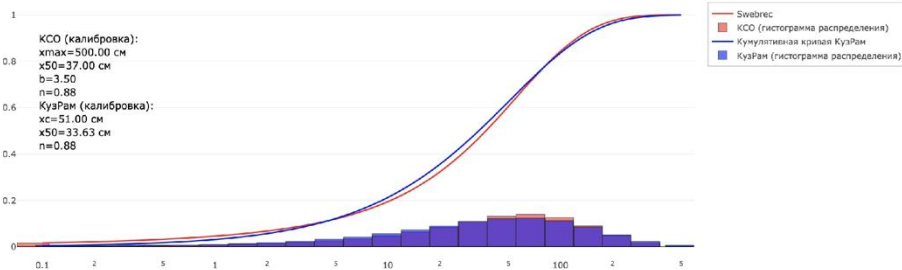
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

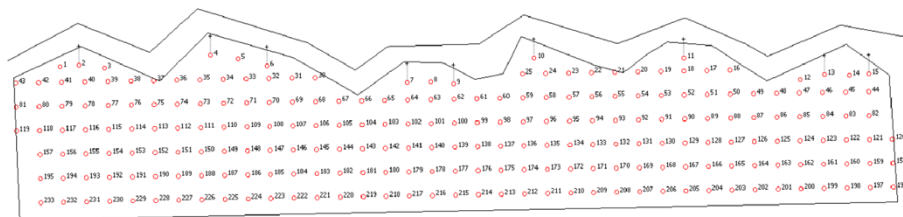


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

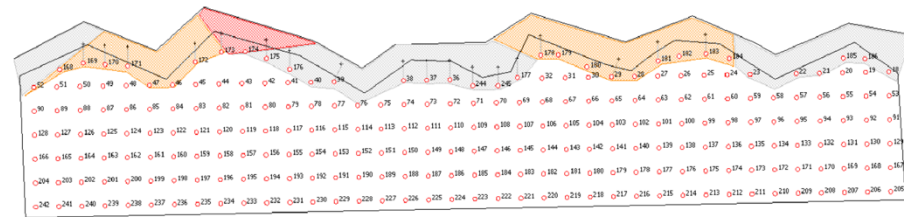


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №4 при типовых и предлагаемых параметрах

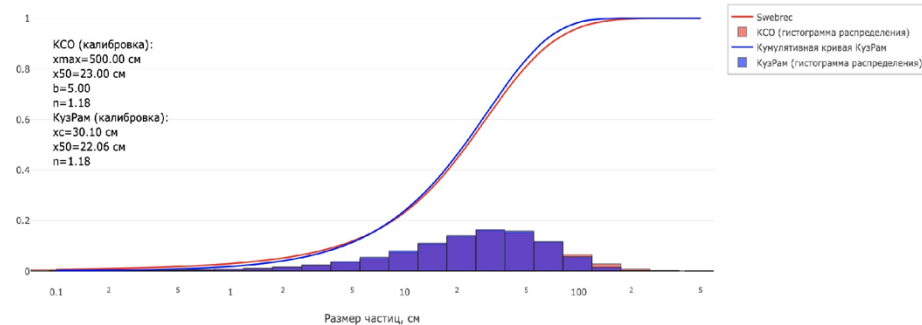
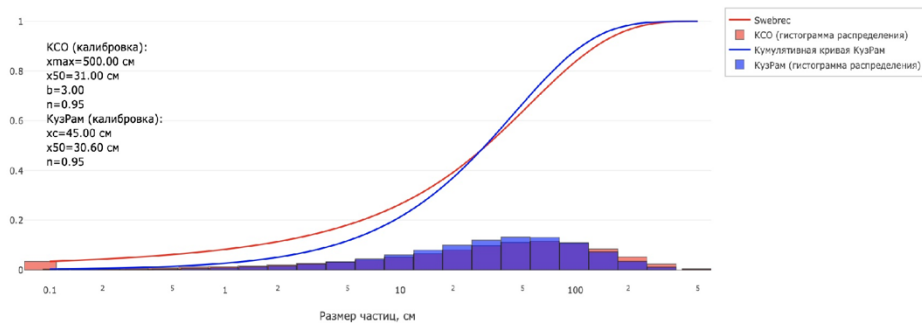
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

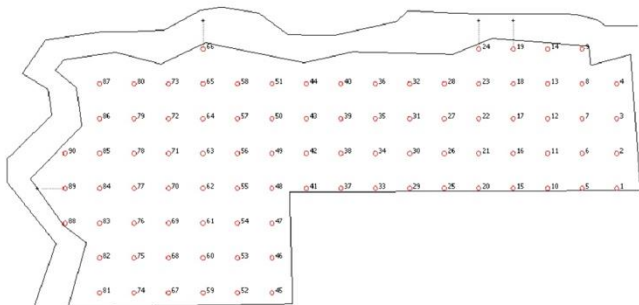


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

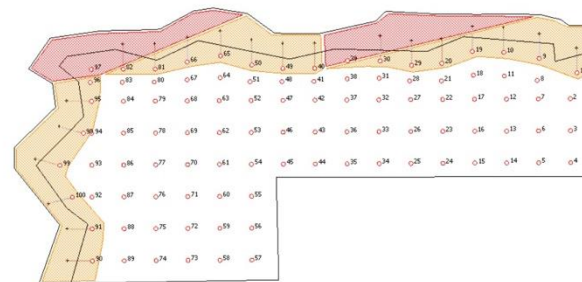


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №5 при типовых и предлагаемых параметрах

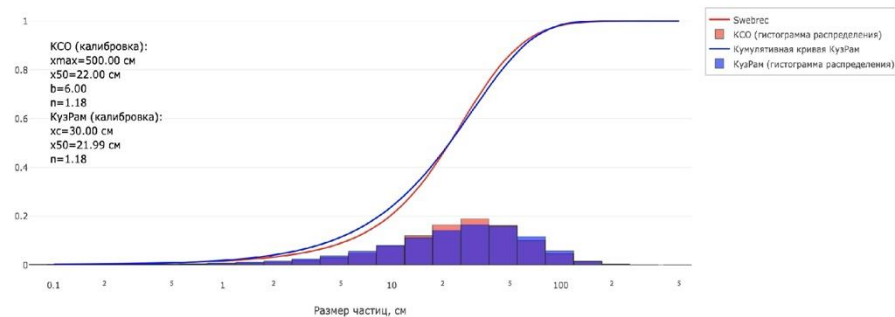
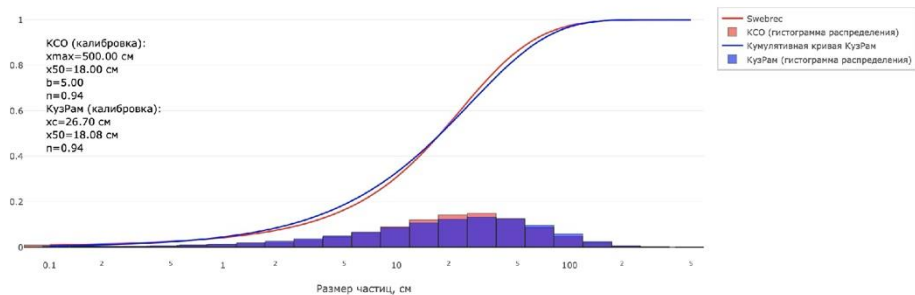
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

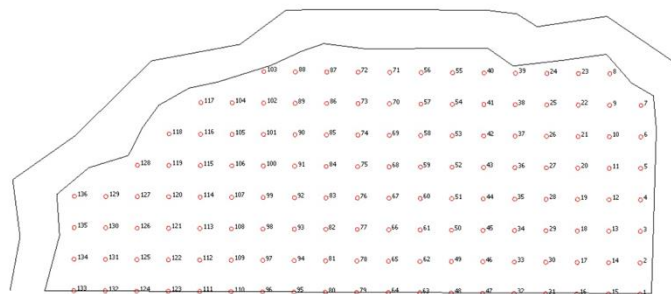


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

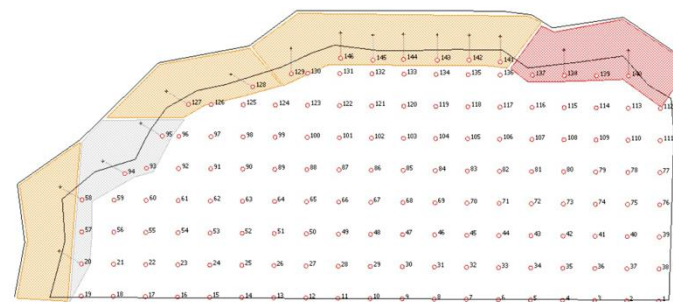


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №6 при типовых и предлагаемых параметрах

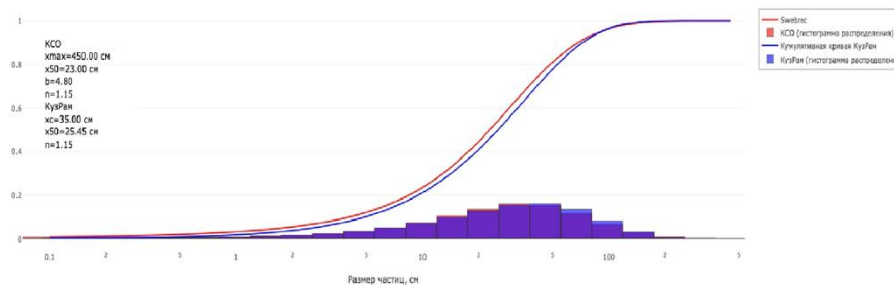
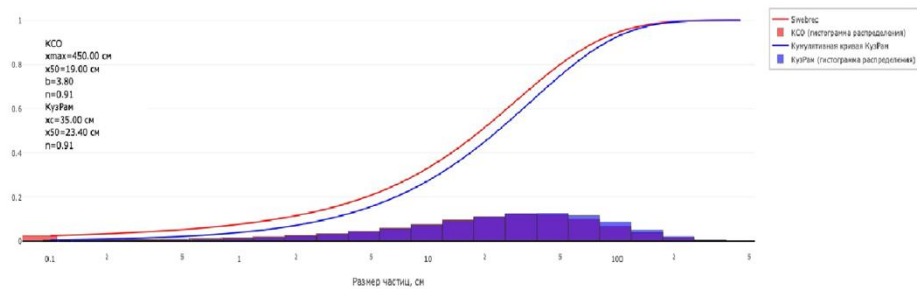
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

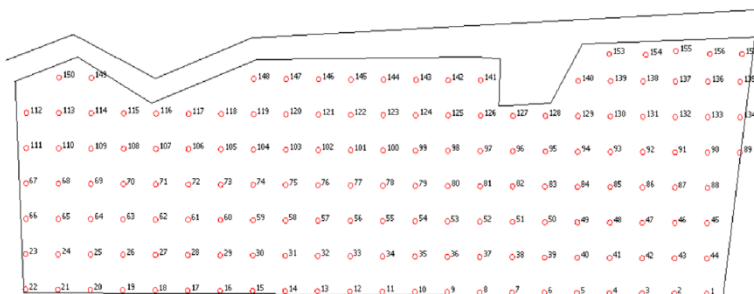


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

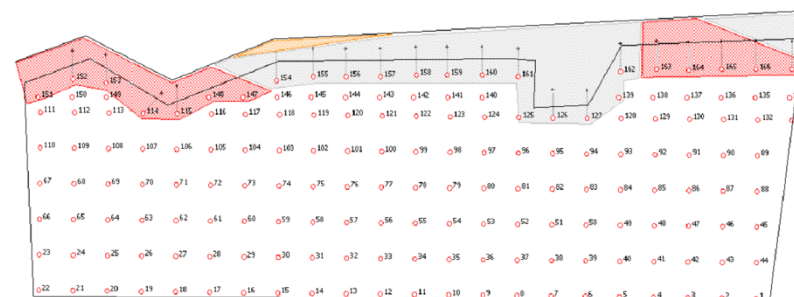


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №7 при типовых и предлагаемых параметрах

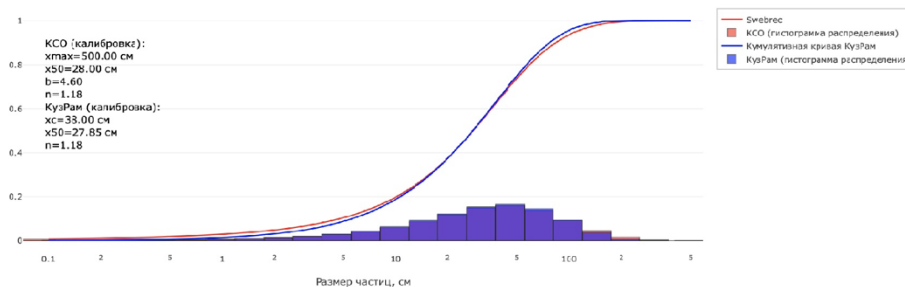
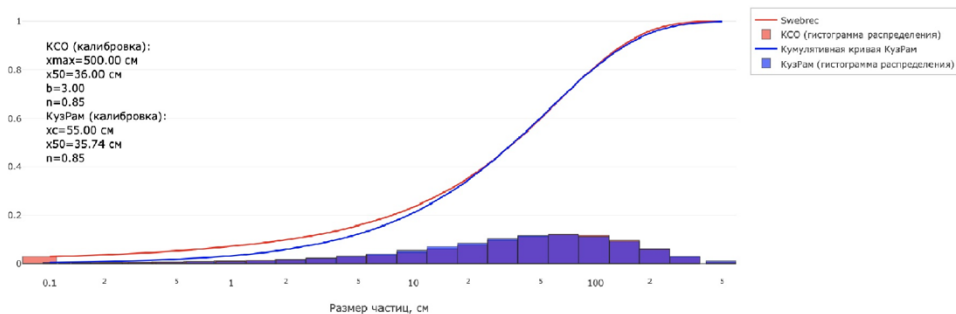
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

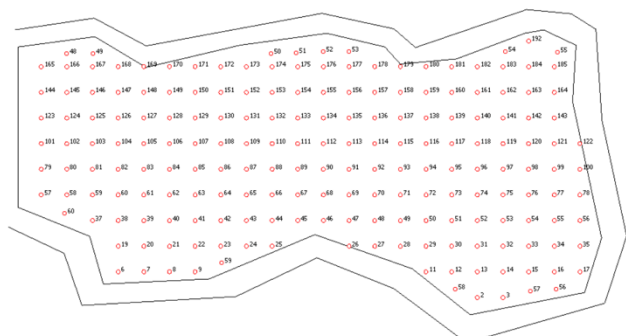


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

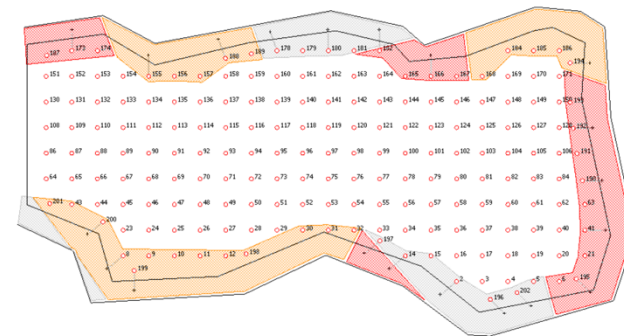


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №8 при типовых и предлагаемых параметрах

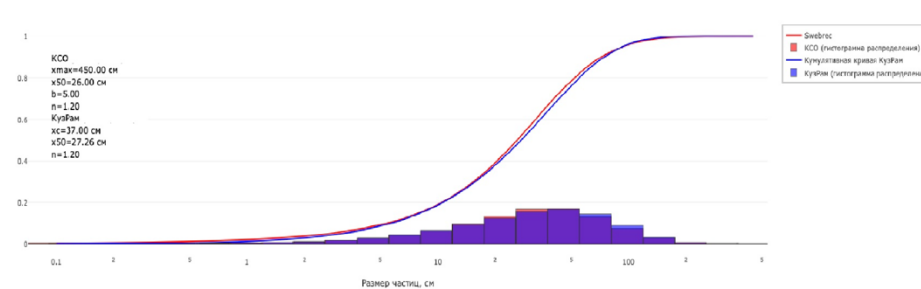
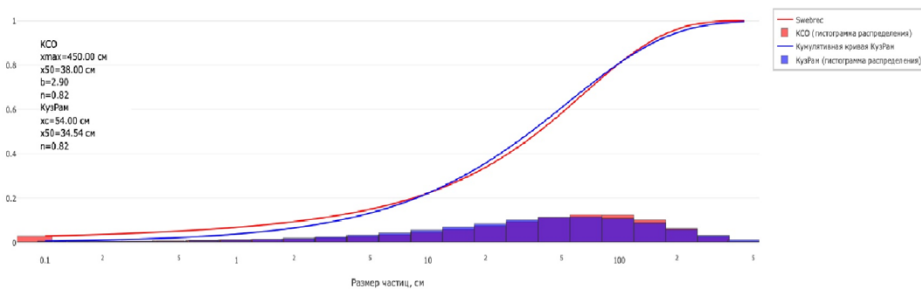
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

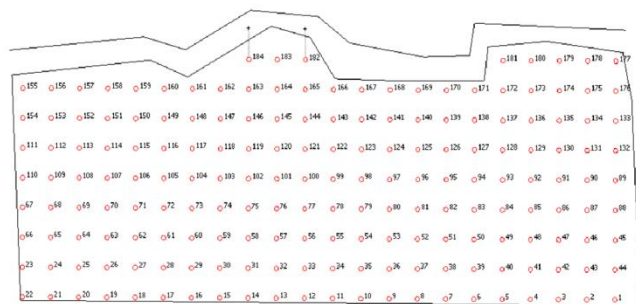


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

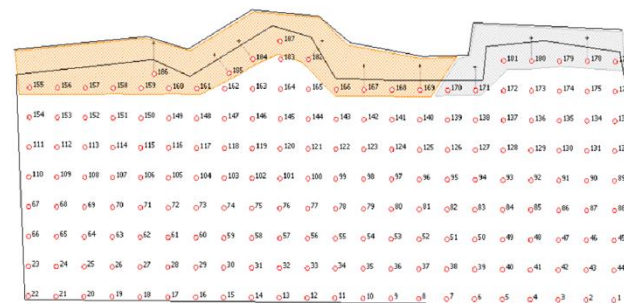


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №9 при типовых и предлагаемых параметрах

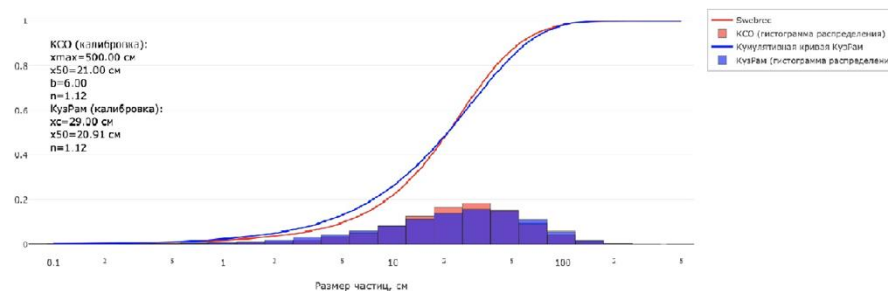
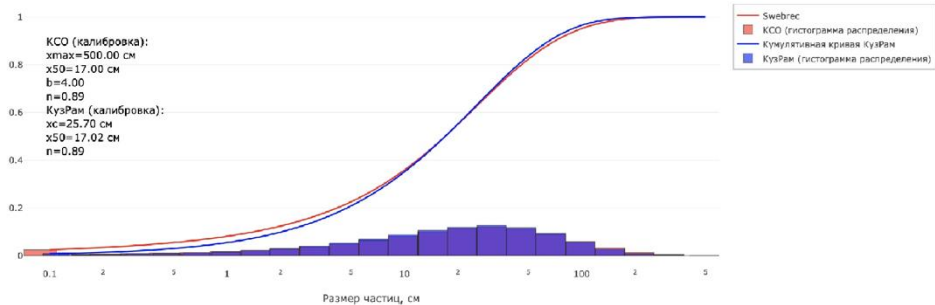
План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами

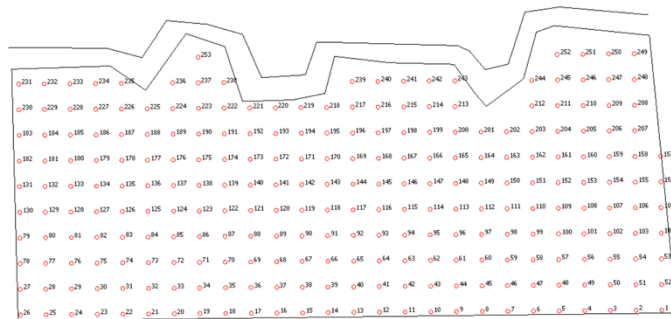


Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

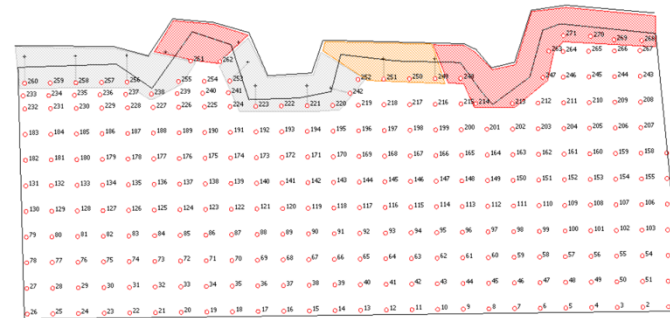


План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ блока №10 при типовых и предлагаемых параметрах

План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с типовыми параметрами



План расположения скважин и гранулометрический состав ВГМ для блока с предлагаемыми параметрами



Красно-серый гранит Красный гранит Серый гранит

