

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего образования
«Тихоокеанский государственный университет»



На правах рукописи

Плотников Андрей Юрьевич

**РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ВЗРЫВНОГО РЫХЛЕНИЯ
СКАЛЬНЫХ ПОРОД С МИНИМАЛЬНЫМ ПЕРЕМЕШИВАНИЕМ
ГОРНОЙ МАССЫ**

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

ДИССЕРТАЦИЯ
на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
Шевкун Евгений Борисович,
доктор технических наук, профессор

Хабаровск – 2022

Оглавление

ВВЕДЕНИЕ	4
Глава 1. Состояние и проблемы подготовки горных пород к выемке на рудных карьерах	9
1.1. Современное состояние проблемы потерь и разубоживания ценных руд	9
1.2. Взрывное рыхление с сохранением естественной геологической структуры рудных тел	15
1.3. Роль интервалов замедления в оптимизации параметров взрывных работ	20
1.4. Влияние предразрушения на качество взрывного рыхления горного массива.....	25
1.5. Цель и задачи исследования	29
Глава 2. Методика проведения исследований	32
2.1. Постановка проблемы	32
2.2. Оценка фактической величины смещения взорванной горной массы с использованием маяков	33
2.3. Оценка динамики развития массовых взрывов и их результатов	45
2.4. Моделирование процессов развития массовых взрывов	53
2.5. Выводы	57
Глава 3. Взрывное рыхление пород с минимальным перемешиванием горной массы	58
3.1. Постановка проблемы	58
3.2. Увеличение интервалов замедления как направление совершенствования взрывного рыхления на рудных карьерах	62
3.3. Управление взрывным рыхлением горного массива через зону предразрушения	69
3.4. Повышение эффективности формирования зоны предразрушения применением встречных врубов	107
3.5. Выводы.....	116
Глава 4. Взрывное рыхление пород с повышенным использованием энергии взрыва	119
4.1. Постановка проблемы.....	119
4.2. Экранирование волн напряжения как фактор регулирования параметров смещения взорванной горной массы	121
4.2.1. Сущность и теоретические предпосылки создания технологии с экранированием волн напряжения от каждого заряда	121

4.2.2. Взрывные работы с экранированием волн напряжения	127
4.3. Проведение экспериментальных массовых взрывов	134
4.4. Выводы	146
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	147
Библиографические ссылки	149
Приложение	162

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования

Основополагающее место в общем развитии технократической цивилизации занимает минерально-сырьевой комплекс, поскольку получение полезных ископаемых является сегодня и в обозримом будущем безальтернативной необходимостью для самого факта существования человека. Минерально-промышленный комплекс РФ – это один из приоритетных секторов экономики, который обеспечивает возрастающие потребности государства, вносит наибольший вклад в наполнение государственного бюджета страны и способствует сохранению её национальной безопасности. В этой связи становится очевидной и весьма актуальной проблема рационального освоения месторождений полезных ископаемых.

Рациональное природопользование есть некое обеспечение паритета между потребностью общества и бережным отношением к богатствам природы. Это в полной мере относится и к месторождениям полезных ископаемых – природным богатствам недр. Одним из главных показателей рациональности отработки любого месторождения является полнота извлечения запасов из недр. Для России решение задач рационального недропользования имеет исключительное значение в виду того, что использование минерально-сырьевой базы ведется в особо крупных масштабах, а горнопромышленный комплекс по существу является базовой отраслью для поддержания и развития экономики страны.

Кроме количественных потерь при добыче часто происходят качественные потери – снижение качества добытого полезного ископаемого как следствие примешивания к нему вмещающих пород (разубоживания). Ущерб выражается: в непроизводительных затратах на транспортирование примешанной породы и переработку её на обогатительной фабрике или металлургическом заводе; в увеличении потерь полезного компонента при переработке разубоженной руды; в снижении производственной мощности перерабатывающих руду предприятий по конечной продукции (концентрату, металлу) и нередко – в ухудшении качества этой продукции. В итоге качественные потери при добыче приводят к недополучению предприятием прибыли, часто в очень больших размерах.

Ухудшение качества полезного компонента в скальных породах формируется как на стадии подготовки руды к выемке – при смещении и перемешивании горной массы в процессе взрывного рыхления, так и на стадии выемки горной массы, когда сложно отделить руды от пустых пород. Поэтому самым эффективным путем снижения разубоживания является минимальное смешивание руды с пустой породой в раздробленной горной массе.

Существуют различные способы снижения разубоживания как в процессе взрывного рыхления, так и выемочно-погрузочных работ.

Цель диссертационной работы заключается в выборе и обосновании способов взрывного рыхления, позволяющих минимизировать примешивание пустых пород к рудной массе.

Идея работы состоит в том, что увеличение интервалов замедления в системе многорядного короткозамедленного взрывания (МКЗВ) в сочетании с взрыванием в «жестком» зажиме уменьшает смещение горных пород в процессе развития взрыва, способствуя максимальному пространственному сохранению первичных контактов руд и пустых пород в развале горной массы при одновременном улучшении качества дробления.

Объект исследования – система МКЗВ при различных интервалах замедления.

Предмет исследования – схемы взрывания и их влияние на параметры развала взорванной горной массы.

Для реализации идеи и достижения поставленной цели были поставлены и решены следующие **задачи**:

- выполнить анализ патентных и литературных материалов по проблеме снижения примешивания горной массы при взрывном рыхлении скальных пород;
- разработать и испытать схемы взрывания с увеличенными интервалами замедления по схеме «одна скважина – одно замедление»;
- разработать технические решения по минимизации смещения пород в развале горной массы после взрыва;
- провести опытно-промышленную проверку эффективности предложенных технических решений по обеспечению минимального разубоживания ценных руд.

Методы исследования. Использован комплекс методов исследования: научный анализ и обобщение литературных, патентных материалов и производственных данных по технологиям взрывного рыхления пород с минимальным смещением развала горной массы; моделирование процесса развития взрыва во времени и пространстве; опытно-промышленные испытания новых технических решений с применением видеосъемки массовых взрывов; технико-экономическая оценка результатов испытаний.

Научные положения, выносимые на защиту:

1. Многорядное короткозамедленное взрывание является этапным процессом, разделенным во времени: трещина в породе прорастает с постоянной скоростью только на этапе растяжения в волне напряжения и только на величину разности напряжений в волне и окружающем массиве. Поэтому необходимо обеспечить время на спад напряжения в массиве от

предшествующего взрыва скважинного заряда увеличением интервала между ступенями замедления в схеме взрывания «один заряд – одна ступень замедления». Необходимые качество дробления горных пород и параметры развала горной массы целесообразно достигать взаимодействием волн напряжения в зоне предразрушения при увеличенных интервалах замедления.

2. Схемы взрывания со стартом в тыльной части блока и фактическими замедлениями между взрывами отдельных скважинных зарядов более 100 мс позволяют увеличить КПД взрыва суммированием эффектов от взаимодействия волн напряжения в зоне предразрушения с отражением части энергии волн напряжения от ранее взорванной породы, увеличивающей долю энергии взрыва в разрушаемом объёме пород. Это позволяет минимизировать смещение развала горной массы с сохранением первичных контактов «руда–порода» в развале горной массы, который остаётся в контурах блока.

Обоснованность и достоверность научных положений, выводов и практических рекомендаций обеспечивается использованием современных методик теоретических и экспериментальных исследований, большим объемом экспериментальных исследований на массовых взрывах с видеосъемкой, достаточным совпадением модельных и экспериментальных данных, внедрением результатов работы на предприятии, апробацией результатов на международных конференциях, симпозиумах, признанием новизны и защитой приоритета работ патентами Российской Федерации.

Научная новизна выполненных исследований заключается в следующем:

- впервые предложены схемы управления развитием массового взрыва, базирующиеся на процессах, происходящих в зоне предразрушения при развитии массового взрыва;
- доказано положительное влияние интервалов замедления, увеличенных до 100 и более мс, на качество взрывного дробления и параметры развала взорванной горной массы созданием экранирующей поверхности, отражающей часть энергии волны напряжения в разрушаемый объём массива пород;
- соотношение интервалов замедления во врубовых и отбойных рядах, кратное двум, увеличивает долю волны напряжения, преломленной в горную массу от взрыва предшествующих зарядов. Активизируется дробление породы во врубовом ряду, возникает защитный экран для откоса вышележащего уступа, способствующий созданию крутых устойчивых откосов бортов карьера.

Личный вклад автора включает в себя:

- разработку технологии взрывного рыхления горных пород с увеличенными интервалами замедления и апробацию ее на ряде горных предприятий Дальнего Востока;

- определение цели и задач, организацию, проведение и обработку результатов экспериментальных массовых взрывов;
- разработку технических решений по оценке величины смещения первичных контуров «руда-порода»;
- разработку способа отработки участков локального оруденения;
- разработку способа повышения взрывной нагрузки на рудные участки встречными врубами по краям блока.

Практическая ценность результатов работы заключается во внедрении схемы взрывания с замедлениями 400x200 мс и врубовым рядом в тыльной части блока, что позволило снизить удельный расход ВВ на 20 %; величина смещения контактов «руда-пустая порода» во взорванной горной массе уменьшена до 0,8–1,3 м, обеспечено взрывание без развала горной массы – она не выходит за пределы взрываемого блока.

Реализация результатов работы. Рекомендации, представленные в диссертации, использованы при совершенствовании параметров взрывных работ на предприятиях ГК ПЕТРОПАВЛОВСК, где ООО «АВТ-Амур» проводит взрывное рыхление скальных горных пород. По итогам 2020 г. на одном из рудников получено снижение потерь полезного ископаемого на 22 % за счет снижения разубоживания на 1,2 % (в сравнении с интервалами замедления 150x200 мс)..

Апробация результатов работы. Результаты исследований докладывались и получили одобрение на Международных симпозиумах «Неделя горняка – 2015», «Неделя горняка – 2017» (г. Москва), III Международной научно-практической конференции «Фундаментальная и прикладная наука: состояние и тенденции развития», 2020 г (г. Петрозаводск), VIII Международной научной конференции «Проблемы комплексного освоения Георесурсов» (ПХДГ-2020), VI Всероссийской научно-практической конференции «Геомеханические и геотехнологические проблемы эффективного освоения месторождений твердых полезных ископаемых северных и северо-восточных регионов России» в г. Якутске 2021 г.; Международных научных конференциях «Far East Con» 2020 и 2021 г (г. Владивосток).

Публикации. Автор имеет 21 опубликованную работу. Основные научные результаты по теме диссертации изложены в 19 печатных работах, в том числе в 7 статьях, индексируемых базами Web of Science и Scopus, 4 статьях, опубликованной изданиями, включенными в Перечень рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, 4 статьях в прочих изданиях и 4 патентах РФ на изобретения.

Структура и объём работы. Диссертация включает в себя введение, 4 раздела основного текста, заключение, библиографические ссылки из 140 наименований, содержит 167 страниц машинописного текста, 12 таблиц, 102 рисунка и приложение.

Автор выражает глубокую благодарность за ценные советы и научно-методическую помощь в процессе работы над диссертацией научному руководителю д-ру техн. наук проф. Шевкуну Е. Б. и д-ру техн. наук Лещинскому А. В., а также искреннюю признательность руководителям и специалистам ООО «АВТ-Амур» за содействие и помощь в проведении промышленных экспериментальных взрывов и использование результатов исследований в практике работ по взрывной подготовке горных пород к селективной выемке.

1. СОСТОЯНИЕ И ПРОБЛЕМЫ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ПОРОД К ВЫЕМКЕ НА РУДНЫХ КАРЬЕРАХ

1.1. Современное состояние проблемы потерь и разубоживания ценных руд

Минерально-промышленный комплекс РФ (МПК) – это один из приоритетных секторов экономики, обеспечивающий возрастающие потребности государства. МПК вносит наибольший вклад в наполнение государственного бюджета страны и способствует сохранению её национальной безопасности. В этой связи становится очевидной и весьма актуальной проблема рационального освоения месторождений полезных ископаемых – рациональное природопользование. Рациональное природопользование есть некое обеспечение паритета между потребностью общества и бережным отношением к богатствам природы. Это в полной мере относится и к месторождениям полезных ископаемых – природным богатствам недр. Одним из главных показателей рациональности отработки любого месторождения является полнота извлечения запасов из недр [1].

Разработка месторождений полезных ископаемых сопровождается потерями полезных компонентов в силу ряда технологических (взрывное рыхление руд и пустых пород с перемешиванием в развале горной массы) и экономических (колебания цен на конечный продукт) причин, поэтому расход запасов недр превышает потребление, причем во многих случаях – весьма существенно. В то же время новые источники сырья становятся все более труднодоступными. Разработка месторождений требует привлечения значительных трудовых, материально-технических, энергетических и других видов ресурсов, расход которых так же имеет тенденцию к росту. Поэтому необходимо бережно расходовать ресурсы недр [2]. Для России решение задач рационального недропользования имеет исключительное значение в виду того, что использование минерально-сырьевой базы ведется в особо крупных масштабах, а горнопромышленный комплекс по существу является базовой отраслью для поддержания и развития экономики страны [3].

Проблема разубоживания (обеднения, снижения качества) получила в горном деле наибольшее распространение [4]. «Разубоживание полезных ископаемых – это потери качества полезных ископаемых в процессе добычи. Выражается в снижении содержания полезного компонента или составляющей в добытых полезных ископаемых по сравнению с содержанием их в массиве минеральных ресурсов вследствие примешивания к ним пустых пород или некондиционного минерального сырья, а также вследствие потерь части полезного

компонента или полезной составляющей» [5]. В работе [6] предложен комплексный показатель, определение и учет которого позволит обеспечить эффективное использование георесурса на основе снижения объемов добычи и переработки пустых пород и некондиционных руд, что существенно для практики горнорудной промышленности. Общее разубоживание включает в себя три составляющие: горно-технологическое, конструктивное и геолого-экономическое разубоживание. Горно-технологическое разубоживание определяется, как правило, сопоставлением содержания полезного компонента в погашенных балансовых запасах и в добытой рудной массе, а конструктивное разубоживание – главным образом морфологическим строением залежей полезных ископаемых, применяемой системой разработки и параметрами отбойки руды. Необходимость учета конструктивного разубоживания наряду с горно-технологическим подтверждается следующим обстоятельством: рудные залежи, в зависимости от сложности строения, содержат в контурах до 30 – 35 % и более породных и некондиционных включений. При этом валовая выемка подобных залежей сопровождается высоким конструктивным разубоживанием: как правило, оно может составлять до 30 %. Геолого-экономическое разубоживания сводится к тому, что для месторождений практически всех типов при характерном им кластерном строении, кондиционные участки составляют всего 20 – 40 % объема рудного тела, заключая в себе 70–90 % запасов полезного компонента. Остальную долю в рудной массе представляют собой объемы пустых пород и некондиционных руд.

Помимо количественных потерь, при разработке месторождений часто происходит качественные потери за счет разубоживание полезного ископаемого примешиванием бедных руд или пустых вмещающих пород. Общая сумма разубоживающей горной массы обуславливается засорением кондиционных полезных ископаемых некондиционными сортами или пустой породой, а также смешением ценных сортов руд с менее ценными при ведении буровзрывных и выемочно-погрузочных работ, а также в результате местных обрушений уступов. Разубоживание ведет не только к снижению содержания полезных компонентов в добытом полезном ископаемом, но и к ухудшению показателей извлечения на обогатительных фабриках и металлургических заводах [7]. Экспериментальными данными показано, что увеличение разубоживания в руде, поставляемой на обогатительную фабрику, приводит не только к ухудшению технологических показателей обогащения, но и вызывает отклонения в принятых технологических режимах работы обогатительного оборудования. Выявленные колебания показателей обогащения и технологических режимов могут привести к снижению экономической эффективности работы всего горно-обогатительного производства. Полученные результаты свидетельствуют о значительных возможностях повышения эффективности ис-

пользования запасов многих месторождений за счет выбора рациональных вариантов обработки и мероприятий по борьбе с разубоживанием путем исследования возможных решений на всех стадиях разработки и реализации проекта освоения месторождений, а также за счет установления научно-обоснованных нормативов потерь и разубоживания. При этом в расчетах необходимо учитывать влияние разубоживания руды при добыче на технологические показатели обогащения [8]. По результатам промышленных испытаний технологических проб, полученных на одном из месторождений свинцово-цинковых руд России, выявлена линейная зависимость извлечения металла от содержания его в поставляемой руде. Это объясняется тем, что пустые породы при переработке обогащаются за счет полезного компонента до среднего содержания его в хвостах [9].

Для оценки степени влияния снижения содержания полезного компонента в руде на извлечение при обогащении был проведен анализ опыта работ обогатительных фабрик мира [10–12], который показал, что снижение содержания полезного компонента в руде на 0,5 % уменьшает извлечение металла в концентрат на 2 – 10%. На всех предприятиях, занимающихся производством золота и меди, четко прослеживается зависимость извлечения металла от содержания его в поставляемой руде. Козловым А.П. [13] установлено, что извлечение платины в гравитационный концентрат находится в прямой зависимости от ее содержания в пробах. Величины потерь и разубоживания, соответствующие контуру отработки с максимальным значением прибыли, принимаются как нормативные. При этом коэффициент извлечения при обогащении всегда принимается по данным практики как средняя величина, не учитывающая влияния разубоживания. Такой подход не отражает реального влияния разубоживания на величину прибыли при добыче, поскольку извлечение полезного компонента при обогащении существенно изменяется при снижении его содержания в руде, поступающей на фабрику, т.е. при увеличении разубоживания при добыче.

Необходимо учитывать, что увеличение разубоживания приводит росту себестоимости товарной продукции, а это снижает прибыль от её реализации. Необходимость получения планируемого количества продукции (металла) вынуждает предприятие увеличивать объемы добычи руды, что, в свою очередь, приводит к сокращению сроков отработки месторождения и необходимости вовлечения в эксплуатацию новых месторождений, залегающих, как правило, в более сложных условиях и труднодоступных местах. Еще одним негативным последствием разубоживания является необходимость постоянного увеличения площадей, занимаемых под отходы обогатительного передела – хвостохранилища.

Возрастает техногенная нагрузка на район действия горно-перерабатывающих предприятий, что неизбежно ведет к росту платежей за экологию, а значит и существенному уве-

личению себестоимости и, следовательно, снижению налоговых платежей. Во всех вышеперечисленных случаях предприятие-недропользователь недополучает прибыль, а государство – налоговые отчисления. На государственном уровне следует решать вопрос о необходимости утверждать в проектной документации горных предприятий при прохождении экспертизы в ЦКР Роснедра не только показатели потерь, но и разубоживания. Причем данные показатели не должны сохраняться на едином уровне весь срок существования горного предприятия, а регулярно пересматриваться при существенном изменении горно-геологических условий отработки, внедрении новых вариантов техники и технологии добычи, совершенствовании технологии обогащения, либо при значительном изменении конъюнктуры рынка данных полезных ископаемых [14].

Следовательно, минимальное разубоживание добываемых ценных руд позволяет решить сразу несколько экономических и социальных проблем. Прежде всего – повысить извлечение полезного компонента и, тем самым, продлить срок работы предприятия и отдалить во времени переход к отработке новых месторождений, залегающих, как правило, в более сложных условиях и труднодоступных местах. Уменьшить площади, занимаемые хвостохранилищами, снизить техногенную нагрузку в районе горно-перерабатывающих предприятий и платежи за экологию, а значит и существенно снизить себестоимость продукции.

Ещё в прошлом веке в работе [15] подчёркивалось, что снижение потерь и разубоживания при разработке месторождений полезных ископаемых является одной из основных экономических проблем горной промышленности. Неоправданные потери и разубоживание руд наносят народному хозяйству непоправимый ущерб. В целом решение проблемы снижения потерь и разубоживания по экономической эффективности превосходит даже решение проблемы повышения производительности общественного труда: если снижение каждого процента потерь дает снижение стоимости готовой продукции на 5 %, а каждого процента разубоживания – на 2 %, то повышение производительности труда на 1 % дает снижение стоимости конечного продукта всего лишь на 0,2 %. В связи с этим разрушение сложных рудных тел с сохранением естественной геологической структуры без их перемешивания с пустыми вмещающими породами может оказаться одним из важнейших элементов в решении общей экономической проблемы снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых.

В настоящее время при оценке полноты использования запасов недр в первую очередь (а не редко исключительно) акценты расставляются на показателе потерь полезных ископаемых. Разубоживание полезных ископаемых при добыче учитывается по остаточному принципу и становится внутренним показателем работы предприятия-недропользователя. При

этом пределы изменения горно-технологического разубоживания на рудных месторождениях разных видов и типов колеблются в диапазонах от 2 – 3% до 50 – 60% и более [14]. На карьерах снижают потери полезного ископаемого путем смещения забоя экскаватора в сторону породного массива, что резко повышает разубоживание. Переработка рудной массы с пониженным содержанием полезного компонента приводит к росту себестоимости концентрата и снижению его выхода. Прибыль фабрики, как налогооблагаемая база, снижается, а вместе с нею снижаются и платежи в бюджет. Этому способствует законодательная база: установлены платежи за сверхнормативные потери полезного ископаемого, а за сверхнормативное разубоживание таких платежей не предусмотрено [16].

Такой подход к вопросам рационального недропользования является явно устаревшим, ибо приводит к существенному недополучению недропользователем прибыли, а государством – налогов. Это связано с тем, что увеличение коэффициентов разубоживания при других неизменных факторах ведет к снижению прибыли, ибо попадание в добытое полезное ископаемое пустых пород приводит к ухудшению качества руды, а, следовательно, снижается извлечение полезного компонента в концентрат при обогащении.

Проблемой минимизации потерь и разубоживания при отработке рудных месторождений исследователи занимаются на протяжении многих десятилетий, особенно настойчиво – со середины 20 века [17–21]. Этими и другими исследованиями установлено, что проблема является одной из наиболее многогранных и сложных в горной науке и практике. Многие положения и достижения тех исследований не только не утратили, а, наоборот, приобрели ещё большую актуальность в настоящее время. В работе [20] подчёркивается, что степень перемешивания массива горных пород при взрыве (следовательно и степень деформации рудных тел) определяется величиной коэффициента разрыхления K_p и снижение его величины означает и снижение величин потерь и разубоживания руды при погрузке. Именно многорядное короткозамедленное взрывание (МКЗВ) может обеспечить практически полное сохранение первичной геологической структуры массива в развале горной массы. Прогрессивные методы взрывного рыхления могут существенно снизить величину K_p (взрывание на «буфер» из горной массы – до 1,12, а на подобранный забой с оконтуриванием – до 1,05). Раздельное взрывание целесообразно применяться, когда возможно осуществить разновременное или выборочное взрывание рудных тел и пород. При валовом взрывании все три размера взрываемого блока (длина, ширина и высота) или некоторые из них устанавливаются по технологическим соображениям независимо от положения контактов разнотипных пород. Многорядное короткозамедленное валовое взрывание блока может быть осуществлено на

подобранный забой, с подпорной стенкой из неубранной горной массы или в зажатой среде нетронутого массива горных пород.

Достоинством МКЗВ на открытый фронт при порядном инициировании зарядов является обеспечение возможности регулирования качества дробления пород, а недостатком – существенная деформация и даже нарушение естественных параметров залегания рудных тел. Сложная структура оруденения предъявляет повышенные требования к организации всех технологических процессов горных работ. Раздельная выемка в развале взорванных пород может быть простой или сложной. При этом добыча ценных руд должна осуществляться при следующих основных условиях [7]:

- взрывание породы и руды производится преимущественно валовым способом;
- положение контакта «руда - порода» и сортов руд определяется геологической службой с выставлением реперов на развале взорванной горной массы;
- экскавация горной массы в сложном забое всегда осуществляется в направлении от висячего бока рудного тела к лежащему, с обеспечением наименьших потерь и разубоживания руд. Отработка рудных тел от лежащего бока залежи к висячему нецелесообразна;
- в зависимости от условий залегания, должна предусматриваться разработка добычного уступа в два подступа по 5 м и с разбиением подступа высотой 5 м. Для повышения уровня селективной выемки при разработке маломощных рудных тел 5–ти метровый подступ может быть отработан выемочными слоями по 2,5 м;
- в соответствии с принятой технологией валового взрывания, все три размера взрываемого блока (ширина, длина и высота) или некоторые из них устанавливают независимо от положения контактов и числа рудных тел на основе требуемого объёма готовой взорванной горной массы;
- первоначально отгружается часть развала по кровле уступа, с проходкой первой заходки по породе со стороны висячего бока рудного тела.

Взрывное рыхление крепких горных пород на карьерах, разрабатывающих рудные месторождения при значительных удельных расходах ВВ, влечёт за собой проблему оценки качества полезного ископаемого в образованном после взрыва развале горной массы. Установленное по данным опробования буровзрывных скважин распределение в целике ценной руды, регламентирующее качество, при сложном строении рудных тел не представляется возможным с высокой степенью достоверности распространить на развал разрушенных взрывом пород. Следствием этого являются потери и разубоживание полезного ископаемого, погрешности оперативного планирования добычи руд и их внутрикарьерного усреднения [21]. Поэтому в работе [22] первым и важнейшим пунктом в комплексе технических меро-

приятый по добыче руды, обеспечивающим управление полнотой и качеством отработки запасов балансовых руд, предложено считать взрывание уступов с максимальным сохранением природной геологической структуры массива горных пород.

Известны способы отработки ценных руд с использованием взрывного рыхления горных пород специальными методами, снижающими перемешивание горной массы в развале после взрыва. Наибольшее распространение на карьерах получило буферное взрывание на ранее взорванную горную массу или взрывание в абсолютно зажатой среде (на монолитный массив) [23]. Такое взрывание обеспечивает управление параметрами развала горной массы и возможность последующей селективной выемки. Однако буферное взрывание на ранее взорванную горную массу требует больших размеров рабочих площадок и его целесообразно применять только на рудных участках. В практике разработки ценных руд имеют место случаи, когда валовым опробованием взрывных скважин во вскрышных породах на флангах месторождения выявляются локальные участки оруденения значительных размеров, позволяющие вовлечь их в отработку. Поэтому для таких случаев целесообразно использовать в этих местах буферное взрывание в абсолютно зажатой среде.

Итак, разубоживание руд является весьма сложной и актуальной проблемой с многоплановыми последствиями как в технологическом, так и в экологическом плане. Одним из основных факторов, влияющих на разубоживание, является взрывное рыхление скальных пород, поэтому при взрывной отбойке следует стремиться к максимальному сохранению естественного положения контакта между рудной и породной частями забоя, не допуская значительной его трансформации и взаимного проникновения рудной и породной массы, например взрыванием в зажатой среде [24].

1.2. Взрывное рыхление с сохранением естественной геологической структуры рудных тел

Учитывая важность проблемы разрушения сложных рудных тел с сохранением естественной геологической структуры, без их перемешивания с пустыми вмещающими породами в решении общей экономической проблемы снижения потерь и разубоживания полезных ископаемых, в работе [15] проведена широкая опытно-промышленная проверка такой технологии. Учитывая несовершенство средств взрывания тех времён, в основу были положены следующие методические положения.

1. Из условий обеспечения наиболее эффективного группового действия заряды дробления взрывают при многорядном их расположении: не менее семи в ряду и шести – по глубине массива.

2. Для экранирования энергии волн напряжения заряды по внутреннему контуру разрушаемого рудного массива взрывают мгновенно, чтобы было обеспечено формирование экранирующей преграды, а последующие заряды взрывают через 75, 100, 125 мс и т. д.

3. Для изменения граничных условий по внешнему контуру разрушения взрывание производят на неубранную горную массу, мощность которой рассчитывают по эмпирическим зависимостям.

4. Удельный расход ВВ в зарядах мгновенно взрываемого слоя, предназначенного для формирования экранирующего слоя, повышают на 15–20 % против обычного, а в остальных снижают на 10–15 %.

5. Для сохранения структуры массива по кровле уступа заряд должен быть рассредоточен на две части (в нижней 80 % общей массы заряда и в верхней – 20 %), размещаемые через воздушный промежуток длиной около $1/3$ нижнего заряда.

6. Критерием сохранности массива служит коэффициент разрыхления, устанавливаемый на основе маркшейдерской съёмки навала взорванной горной массы после взрыва: он не должен превышать 1,06–1,16; дальнейшее снижение коэффициента разрыхления ограничено условиями достижения заданной степени дробления.

Экспериментально было установлено, что взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет снизить удельный расход ВВ на 20–25 %; коэффициент разрыхления на 20–25 %; себестоимость БВР на 15–25%; потери полезных ископаемых в среднем на 20 %; разубоживание полезных ископаемых на 30 %; повысить выход взорванной рудной массы с 1 м скважины на 10–12 %. Особенно эффективен этот метод управления энергией взрыва в том случае, когда взрываемый уступ в 2–3 раза превышает по высоте разрабатываемые подступы. Благодаря низкому коэффициенту разрыхления работа экскаваторов, располагаемых на взорванной горной массе, в этих условиях не осложняется потерей устойчивости горных пород, что позволяет осуществлять с высокой производительностью горизонтальную и вертикальную селективную выемку рудных тел, сохранивших геологическую структуру [15, с.187]. Таким образом, сохранение естественных контактов «руда-порода» в развале горной массы позволяет снизить разубоживание и потери полезного ископаемого со значительными экономическими преимуществами. Однако, как подчеркивалось выше, это эффективно при взрывании уступов в 2–3 раза выше разрабатываемых технологических уступов, а на ценных рудах они, в основном, не превышают 5-ти метров. Для повы-

шения уровня селективной выемки при разработке маломощных рудных тел 5–ти метровый уступ может быть отработан выемочными слоями по 2,5 м [7].

Оперативное планирование добычи руд в карьерах базируется непосредственно на данных опробования взрывных скважин. Однако фактически объектом отработки являются не буровзрывные блоки, как части массива горных пород, а образованные как результат их взрыва развалы кусковатой горной массы, которые по своей форме и распределению в них компонентов, определяющих качество добываемой сырой руды, существенно отличаются от первичных взрывных блоков. Следствием этого являются сбои во внутрикарьерном усреднении подаваемого на обогатительную фабрику минерального сырья [25].

Одним из путей прогнозирования распределения полезных компонентов в развале по данным опробования взрывных скважин является компьютерное моделирование процесса взрывного разрушения горных пород на карьерах, которому посвящено значительное количество работ [26–35]. При этом часто принимаются заведомо неверные или устаревшие подходы в оценке параметров взрыва. В работе [35] одним из условий моделирования принято время до вылета забойки из скважины по данным работы [36] в 5–8 мс, в то время как известен целый ряд работ по применению забоек с высокой запирающей способностью, где это время в десятки раз больше [37–42]. Так, в работе [40] приводится время задержки от момента взрыва до начала вылета забойки от 160 до 320 мс при использовании современных НСИ для поскважинного замедления и оригинальных конструкций каменно-засыпных забоек.

Задачей изобретения [43] является создание оперативного и достоверного способа определения содержания полезного компонента во взорванной горной массе при ее выемке на карьерах. Техническими результатами, которые могут быть получены при реализации заявляемого способа, являются: повышение достоверности и детальности информации о распределении содержания полезного компонента в развале взорванного блока; сокращение времени, необходимого для получения достоверной информации; возможность разработки оперативных планов выемки руды из развала в режиме реального времени.

Решение указанной задачи и достижение вышеперечисленных результатов стало возможным благодаря тому, что при бурении скважин в соответствии с проектом массового взрыва проводят опробование скважин геолого-геофизическими методами, определение распределения содержания полезного компонента в объеме буровзрывного блока методами геостатистики, а перед экскавацией взорванной горной массы осуществляют маркшейдерскую съемку поверхности развала, вводят данные в компьютер, на основе математической модели рассчитывают развал блока, распределение содержания полезного компонента в развале, вычисляют распределение среднего по высоте развала содержания этого компонента в плане,

являющееся достоверной информационной основой для разработки оперативных планов выемки взорванной горной массы из развала в режиме реального времени. Для моделирования развала буровзрывной блок разбивают взаимно перпендикулярными плоскостями на элементарные ячейки, а сам процесс моделирования осуществляют последовательно для каждого ряда буровзрывных скважин с выделением трех этапов: 1) деформирование массива; 2) дезинтеграция; 3) формирование развала. В разрушенной части массива происходит преимущественное передвижение среды в сторону открытых поверхностей, сопровождающееся перераспределением объемов твердой фазы разрыхленной части буровзрывного блока и поля скоростей. За меру разрыхления массива принимают коэффициент разрыхления. На третьем этапе происходит баллистическое движение среды из элементарных ячеек после дезинтеграции. Таким образом, ставится задача не минимизировать смещение пород в развале, а рассчитать возможные траектории смещения пород при формировании развала, что сопряжено с неизбежными ошибками.

В работе [44] проведена верификация этого способа сравнением прогнозируемых (по данным моделирования взрывного разрушения блока) и фактических позиций в развале фрагментов маркеров (зафиксированных электронным тахеометром в процессе круглосуточного мониторинга экскавации взорванной горной массы) – заложенных в скважины, пробуренные дополнительно к взрывным, деревянных брусков размером $10 \times 10 \times 100\text{--}300$ см, покрашенных в различные цвета светоотражающей краской. В каждую скважину закладывалось по 5 маркеров снизу вверх через равные промежутки. Установленная средняя разница прогнозных и фактических смещений маркеров составляет всего 6 м, т.е. в 3,3 раза меньше ширины контура экскавации. Поскольку содержание полезного компонента в блочной модели развала взорванной горной массы усредняется на высоту развала, и его экскаваторная отработка исключает селективную выемку этой массы по вертикали, указанные расхождения не влияют на решение задач оперативного планирования добычи руды. В то же самое время, для условий селективной выемки такое расхождение абсолютно неприемлемо.

Аналогичная идея разделения руды и породы в смещающемся развале маркерами предложена в работе [45] для разработки месторождений Нижнеякобитского рудного поля. С учетом горно-геологических и горнотехнических условий месторождения проектом предусмотрено применение совместной отбойки руды и вмещающих пород с сохранением естественной структуры (геометрии) рудных тел, что связано с чрезвычайно сложной морфологией рудных тел и наличием включений в рудных залежах безрудных прослоев (внутренней вскрыши). Выделение зон селективной выемки на месторождении осложняется отсутствием видимых контактов и литологического различия между рудой и вмещающими породами.

При ведении взрывных работ на эксплуатационном блоке применяется диагональная схема взрывания с порядным замедлением в сторону забоя, что вызывает определенное смещение массива блока в сторону и расширение по площади развала горной массы в зависимости от принятой схемы взрывания. Поскольку кондиционная руда и пустые породы включений визуально не различаются ни по цвету и ни по характеру включений, погрешность установления истинных контуров может привести к неконтролируемому разубоживанию руды и значительному снижению качества отгружаемой руды.

Улучшение качества руды и снижение возможных потерь может быть достигнуто путем повышения качества селективности выемки кондиционной руды за счет более точного определения контуров обогащенных участков в развале использованием естественных или искусственных отличительных контрастных маркеров. Суть идеи цветовой дифференциации контура кондиционных руд для визуального контроля заключается в следующем. По результатам данных эксплуатационной разведки устанавливаются в плане оконтуривающие скважины. Эти скважины с учетом конструкции заряда снаряжаются специальными маркирующими элементами, которые после выполнения взрывной отбойки сформируют визуально различимые участки-зоны в отбитой руде. Контрастные отличительные маркеры могут быть заложены в конструкции заряда как дополнительные элементы или цветовая дифференциация может быть обеспечена путем выбора типа ВВ, которое после произведенного взрыва окрасит околоскважинный массив контрастной пудрой, сажей или пылью. Использование маркеров позволит после взрыва на развале горной массы с предельной точностью определить расположение балансовых и забалансовых руд. Размещение маркеров возможно и в забойке скважины для оконтуривания зон в плане выемочного блока. В этом варианте просматривается идея маркировки места фактического положения контактов руд и пород в развале.

Исследования ВМТ на протяжении более 13 лет установили варьирование смещения пород после взрыва [26]. На основании измерения десятков тысяч взрывов обнаружено, что фактическое смещение пород после взрыва варьируется от 0,5 до 30 м и более; горизонтальное смещение пород после взрыва обычно составляет $\pm 50\%$ от среднего значения; смещение варьируется как в пределах высоты уступа, так и в разных зонах и границах взрыва. Сравнение моделирования смещения горной массы после взрыва с измерением фактического смещения было выполнено на Канадском золотом руднике. Модель была разработана инженерами с использованием таких исходных данных, как тип инициации, характеристики горных пород, параметры проектирования взрыва и смещение пород после взрыва (измеренное с помощью устройств по отслеживанию смещения пород после взрыва (ВММ) в предыдущих взрывах). Сравнение проводили для четырех взрывов (пять ВММ на взрыв) и после взрыва

измерялось смещение пород. В отделе по проектированию моделировали магнитуду (расстояние) смещения взрыва и его направление для каждого участка. В ходе проверки модели сопоставляли рассчитанные векторы модели с фактическими измерениями ВММ: средняя погрешность между смоделированной и измеренной магнитудой вектора составляла 50%, а по направлению вектора – 9%.

Таким образом, применение различных методов моделирования не может решить проблему снижения потерь и разубоживания, с одной стороны, а с другой – оценка фактических смещений по каждому взрыву с использованием дорогостоящей аппаратуры или цветных маркеров не является оптимальным решением проблемы. Необходимы методы взрывного рыхления с надежным минимальным фактическим смещением контактов «руда-порода» после взрыва в развале горной массы. Одним из таких примеров является способ взрывной подготовки к селективной выемке рудного тела и покрывающих вскрышных пород [46]. Техническим результатом патента является увеличение качества и полноты извлечения при последующей экскаваторной отработке, снижение потерь и разубоживания руд на контакте «руда-порода» за счет первичного взрывания покрывающих рудное тело вскрышных пород и последующего взрывания рудного тела в зажатой среде с сохранением структуры и положения его в массиве. Для этого взрывные скважины обуривают на проектную глубину по чередующимся слоям покрывающих пород и рудного тела с размещением зарядов с промежуточными детонаторами, снаряженными электрическими детонаторами с электронным программируемым замедлением в заряде по рудному телу и неэлектрической системой инициирования в заряде по покрывающим породам. Заряды рассредоточивают забоечным материалом до контакта рудного тела с покрывающими породами, а электрические детонаторы с электронным программируемым замедлением программируют таким образом, чтобы инициирование рассредоточенной части зарядов по рудному телу шло после инициирования части зарядов по покрывающим породам. Но здесь заложен самый общий подход, не учитывающий особенности развития массового взрыва во времени и пространстве при проектировании самого взрыва. Именно в управлении развитием массового взрыва следует искать решение проблемы минимального смещения контактов руд с породами.

1.3. Роль интервалов замедления в оптимизации параметров взрывных работ

По большинству положительных эффектов от применения МКЗВ при взрывных работах сформировались достаточно четкие общепринятые представления, установленные по ре-

зультатам проведения большого количества лабораторных, опытно-промышленных и промышленных исследований, выполненных в разных организациях СССР и за рубежом. Вместе с тем, по одному вопросу – о влиянии МКЗВ на процесс разрушения горных пород при последовательном взрывании комплектов зарядов – высказываются самые разнообразные мнения, порой прямо противоположные. Поэтому в работе [47] изложена точка зрения на процессы разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании шпуровых и скважинных зарядов, чтобы открыть научно-практическую дискуссию по выяснению сущности влияния МКЗВ зарядов промышленных ВВ на процесс взрывного разрушения (рыхления) ими горных пород. В этой работе предлагается считать главным из всех параметров для процессов взрывного рыхления горных пород b_0 – радиус зоны радиального трещинообразования – регулируемого дробления с образованием клиновидных секторов, м. Время развития соответствующих радиальных трещин τ_1 равно:

$$\tau_1 = b_0/0,4 C_1, \quad (1.1)$$

где C_1 – скорость распространения продольных волн в горных породах, м/с.

В то же время скорость развития трещин в скальных породах в зарубежной литературе ориентировочно может быть принята равной 10-13 % скорости распространения волны сжатия [48], ибо экспериментально установлена скорость развития трещин в доломитах 550 м/с при скорости распространения волны сжатия 4500 м/с.

Тогда, приняв условно радиус зоны регулируемого дробления $b_0 = 2,65$ м, а $C_1 = 4,5$ км/с, получим значения $\tau_1 = b_0/0,4C_1 = 1,48 \cdot 10^{-3}$ с и $\tau_1 = b_0/0,13C_1 = 5,9 \cdot 10^{-3}$ с, т. е. практически с четырехкратным различием. Уже этот пример показывает сложность выбора рациональных интервалов замедления.

Далее в работе показано, что под действием взрыва удлинённого заряда в породе за зоной регулируемого дробления ($r > b_0$) образуется зона предразрушения формированием в породе микро- и макротрещин, где экспериментально установлено снижение прочности пород на одноосное растяжение (не менее чем на 15 %) при $b_0 < r \leq (1,25 - 1,35)b_0$.

Если инициирование двух зарядов осуществляется с замедлением $\tau_{3M1} > \tau_1$, заряд, инициируемый первым, разрушает породу между ними как при взрыве одиночного заряда. Второй же заряд, инициируемый с замедлением τ_{3M1} относительно первого, осуществляет разрушение породы между ними более интенсивно, чем при одиночном взрыве и значительно интенсивнее, чем при одновременном взрыве обоих зарядов. И обусловлено это тем, что часть породы, не разрушенная взрывом первого заряда, тем не менее, будет ослаблена его действием. Поэтому целесообразно осуществлять инициирование каждого заряда в одной ступени замедления с $\tau_{3M1} > (2 - 3)\tau_1$. Причём наибольшее разрушение (дробление) породы будет все-

гда осуществляться зарядом, инициируемым последним в данном комплекте. Таким образом, было обращено внимание на формирование зон ослабления в районе расположения зарядов действием волн напряжения от взрывов предшествующих зарядов, т. е. формирование зон предварительного разрушения (предразрушения).

Применяемые параметры МКЗВ обычно имеют величину $\tau_{зми}$ не менее 25 мс; за это время волны напряжений от взрыва зарядов в данной ступени замедления уйдут от места взрыва на расстоянии 100–120 м. Соседние же заряды в очередной ступени замедления находятся от этого места на расстоянии $\sim 6-7$ м. Следовательно, суперпозиции (наложения волновых и квазистатических полей напряжений, формируемых в породе взрывом соседних зарядов и зарядов в разных ступенях замедления) волн напряжений от последовательно взрывааемых комплектов зарядов происходить не будет.

Следует обратить внимание на следующий тезис в этой работе. Поскольку скорость распространения пламени $D_{пл}$ по волноводам Нонель, Эдилин, СИНВ и других аналогичных систем составляет $(1,8 - 2)10^3$ м/с, инициирование каждого последующего заряда в диагонали будет иметь замедление не менее 2 мс/м, и заряд, инициируемый первым, будет разрушать породу как при взрыве одиночного заряда без влияния на этот процесс взрыва последующих зарядов. А вот все последующие заряды в диагонали будут инициироваться в моменты, когда в породе около них будут формироваться взрывами предыдущих зарядов зоны предразрушения, но напряжения от соответствующих волн будут пренебрежимо малы по сравнению с напряжениями, формируемыми взрывом очередного заряда в своей зоне. Поэтому в рассматриваемом случае эффективность разрушения пород взрывом комплекта удлинённых зарядов в одной диагонали будет выше, чем при взрыве каждым зарядом этого комплекта как одиночного и, тем более выше, чем при электрическом или с помощью ДШ инициирования зарядов. Приблизительно радиус зоны регулируемого дробления при неэлектрическом взрывании $b_{н.э}$ будет больше b_0 , рассчитываемого по (1.1) на 15 – 20 %, т. е.

$$b_{н.э} = (1,15-1,20) b_0 \quad (1.2)$$

В этом тезисе ещё нет широко распространённого в настоящее время подхода «один заряд – одно замедление», по-прежнему рассматривается диагональ зарядов, соединённых инициирующей сетью, но уже указана возможность спада величины волны напряжения от предыдущих зарядов до ничтожно малых величин. Далее эта мысль развивается в работе [49], где подчёркивается, что рост трещины на стадии растяжения в волне напряжения возможен только при условии превышения поступающей в вершину трещины энергии над энергией сжатия в окружающей среде.

Следующий тезис работы [47] касается влияния дополнительных поверхностей обнажения, образованных взрывом предыдущего комплекта зарядов в данной диагонали, – она будет неровной, рассечённой веером радиальных трещин, направленных от каждого взорванного заряда внутрь массива на глубину b_0 . В результате взаимодействия взрывной волны с этими трещинами произойдёт её многократное преломление и отражение на берегах этих трещин с формированием большого количества волн сдвига и поверхностных волн малой амплитуды. Формирование этих процессов зависит ещё и от ширины раскрытия этих трещин. Таким образом, трещиноватый слой породы толщиной $b_0 = 2,65$ м вдоль дополнительной поверхности обнажения практически «погасит» взрывную волну, пришедшую от взрыва очередного комплекта зарядов, и поэтому маловероятно формирование этой волной достаточно интенсивной отражённой волны растяжения от вновь образованной поверхности обнажения, способной вызвать дополнительное разрушение породы и взрывающиеся заряды в очередном комплекте будут разрушать породу в своей зоне как при камуфлетном взрыве без влияния дополнительной поверхности обнажения. Этот тезис хорошо согласуется с исследованиями в работе [15], которыми установлено, что при замедлениях 25 и 50 мс экранирующий слой не образуется, и распространение энергии волн напряжения происходит как и при обычном взрыве. Образование экрана с существенно отличающейся от основной среды жёсткостью происходит в течение 70–75 мс.

Известно, что, как с точки зрения дробления горной массы, так и минимального воздействия на законтурный массив более предпочтительны диагональные схемы МКЗВ с развитием взрыва с торца блока и отбойкой на подобранный забой. Инструментальные наблюдения за сейсмическим действием взрывов показали, что уровень сейсмических колебаний на близлежащих верхних уступах и в законтурном массиве при диагональных схемах взрывания в 1,5-2,5 раза ниже, чем при клиновых. При этом уменьшается зона проявления остаточных деформаций, а, следовательно, обеспечивается и сохранность законтурного массива [50].

За последнее десятилетие практически завершился переход большинства горных предприятий на применение неэлектрических систем инициирования (НСИ) взамен систем «детонирующий шнур с пиротехническими замедлителями» (ДШ + РП). Допущено к применению в России значительное количество НСИ как отечественных производителей – ИСКРА (СИНВ), Коршун – так и иностранных – Primadet, Nonel, Rionel, EXEL и др. [51–52]. Поверхностные капсули-детонаторы обеспечивают создание замедлений от 0 до 285 мс между скважинными зарядами и передачу инициирующего импульса к скважинным детонаторам с собственным замедлением от 100 до 1 000 и более мс. Это главная особенность НСИ – нали-

чие внутрискважинного замедления позволяет без риска подбоя внутрискважинных волноводов проводить взрывные работы с замедлениями в разы большими системы ДШ + РП.

Перспективность НСИ в совершенствовании методов управления энергией взрыва заключается в расширении возможностей изменения продолжительности общего времени действия энергии взрыва на массив, управлении развитием взрыва во времени и пространстве блока, а также в снижении сейсмического действия взрыва и отсутствии выгорания части ВВ в скважинном заряде вдоль волновода [53].

В результате проведенных исследований [54, 55] установлено, что увеличение интервалов замедления в первом ряду скважин с 25 до 100, 109 мс и до 42, 67 мс в последующих рядах приводит к снижению выхода негабарита с 3,0 до 1,8 % и уменьшению ширины развала с 51 до 26 м; максимальная высота развала при этом увеличивается с 11 до 15 – 16 м, т. е. приближается к высоте взрываемого уступа, что благоприятно сказывается на производительности экскаватора. Завышений подошвы уступа после отгрузки горной массы не было отмечено, даже несмотря на то, что величина перебура была уменьшена с 3,0 до 2,5 м. Отказов скважинных зарядов при использовании системы инициирования зарядов «Примадет» не наблюдалось. Величины горизонтальных остаточных смещений в законтурном массиве на расстоянии 15 м от последнего ряда скважин при увеличении интервалов времени замедления в ряду скважин с 42 до 100 мс, а между зарядами смежных рядов с 42 до 67 мс снижаются с 292 до 104 мм, т. е. почти в 3 раза. Снижение воздействия взрывных нагрузок на законтурный массив можно объяснить тем, что с увеличением интервалов времени замедления в скважинах первого ряда уменьшается степень зажима породы и взаимодействия зарядов при взрывах в последующих рядах скважин.

Проведенными лабораторными исследованиями, кинематографическими съемками массовых взрывов и замерах параметров развала установлено [56]:

- с момента детонации заряда ВВ до момента сдвижения проходит некоторое время, в течение которого уступ остается практически неподвижным; в это время происходит основной процесс разрушения массива под действием продуктов взрыва, причем время задержки сдвижения породы сильно зависит от линии сопротивления по подошве;

- максимальная дальность отброса породы наблюдается из части уступа, находящейся в районе верхнего торца заряда, наименьшая – в нижней части уступа, остальные части уступа занимают промежуточное положение;

- дальность выброса породы при взрыве удлиненного заряда в значительной мере зависит от расстояния до свободной боковой поверхности уступа, т. е. при прочих равных

условиях путем изменения расстояния до свободной поверхности уступа можно управлять дальностью выброса породы;

- эти закономерности сдвигения уступа сохраняются при взрывании вертикальных и наклонных скважин, а также и при многорядном взрывании удлиненных зарядов на свободную поверхность и в условиях подпора из ранее взорванной горной массы.

Сравнительные испытания на время срабатывания систем неэлектрического инициирования различных фирм-производителей (СИНВ, Эдилин, Primadet, Nonel,) показали, что поверхностные замедлители всех этих систем имеют близкий интервал разброса в допустимых пределах, которые по техническим условиям не должны превышать 8-9% от номинала. Что касается скважинных замедлителей, то величина разброса в некоторых партиях почти в два раза превышает допустимые по техническим условиям: ИСКРА-С с номиналом 500 мс имеет фактический разброс замедлений от 465 до 582 мс, поэтому время замедления поверхностных систем должно быть не менее 100 мс – переход рудников на интервалы замедлений от 60 до 110 мс позволил значительно улучшить показатели взрывной отбойки [50].

На расстоянии, большем 30 радиусов заряда, волна напряжений не может вызвать разрушений существующих естественных отдельностей, однако поступательное движение горной массы сохраняется, поэтому происходит развал породы по существующей блочности, причём некоторые макротрещины в этой зоне растут и даже сливаются, обеспечивая дополнительное дробление [57]. Многими исследователями и нашими наблюдениями установлено, что подвижка массива с образованием новой свободной поверхности происходит через 140 – 160 мс после взрыва скважинного заряда. Поэтому замедление в 150 мс и более позволяет вести отбойку каждым скважинным зарядом не на раскрытые трещины, как при замедлениях в 40 – 80 мс, а на свободную поверхность, что позволяет сформировать развал горной массы с относительно спокойной поверхностью и уменьшить его высоту при сохранении качества дробления.

1.4. Влияние предразрушения на качество взрывного рыхления горного массива

При технологиях добычи полезных ископаемых буровзрывным способом М.А. Кук [58] классифицировал два основных вида предразрушения горных пород. Первичное предразрушение связано с влиянием экзогенного взрывного процесса на прочность отбитой породы, проявляющуюся при ее экскавации, дроблении и измельчении. Вторичное предраз-

рушение связано с влиянием предшествующих взрывов на относительную прочность еще не отбитой породы.

Начальная стадия разрушения, когда происходит деформация и переориентация отдельных зерен, нарушение связей, развитие микродефектов, изменение прочностных и других свойств и состояния некоторого объема геосреды, характеризуется как состояние предразрушения [59]. Горные породы неоднородны, состоят из отдельных минеральных зерен, имеют структурные особенности и различную плотность микродефектов, что обуславливает формирование специфического поля напряжений с высокими локальными параметрами при внешнем воздействии. В поликристаллических горных породах неравномерные сжимающие напряжения могут приводить к возникновению локальных напряжений растяжений, обуславливающих возможность развития микродефектов.

Если рассматривать развитие взрыва с позиций современных представлений процесса разрушения горных пород при динамическом нагружении, то принимается, что конечная его стадия – потеря сплошности и переход среды в качественно новое состояние (её фрагментация, обусловленная развитием макротрещин) – является лишь заключительным актом, а сам процесс разрушения характеризуется последовательным зарождением и развитием дефектов структуры на различных масштабных уровнях – зарождением и развитием микродефектов на первой стадии и формированием макроразрушения на второй стадии [60]. На развитие макротрещин в зоне предразрушения энергия волн напряжения будет использована при условии достаточности времени на прораствание этих трещин, учитывая малую, а, главное, постоянную скорость роста трещин. В поликристаллических горных породах негидростатические сжимающие напряжения могут приводить к возникновению локальных напряжений растяжения, обеспечивающих возможность развития микродефектов, т.е. предразрушения. Структура области предразрушения породы определяется как кластер – связанные каналы сложной геометрии. На стадии предразрушения он не ведёт к дезинтеграции породы, но может в значительной степени изменить её проницаемость и при последующем нагружении породы зона предразрушения развивается в область дезинтеграции породы с образованием трещин. В силу высокой начальной интенсивности взрывного нагружения и относительно медленного затухания амплитуды в волне напряжений формируется область предразрушения значительной протяжённости – она может превышать радиус взрывной полости в 30 – 100 раз, – т.е. это самая масштабная область по размеру изменений в массиве пород при взрыве.

Проведенные исследования процесса разрушения горных пород под действием растягивающих напряжений выявили, что при растяжении образцов со скоростью нагружения V более 10^{-5} МПа/с наблюдалось изменение типа разрушения от одноочагового разрушения в

области квазистатического нагружения к многоочаговому при импульсном растяжении. Кроме того, опыты показали, что, начиная с некоторой скорости деформирования, в образце оказывается возможным возбуждение не только наиболее опасных дефектов поверхности, но и части спектра дефектов объема твердого тела. При этом по данным работы [61], возможна реализация малоэнергоемкого механизма разрушения вследствие изменения типа разрушения: от одноочагового разрушения в области квазистатического нагружения к многоочаговому при импульсном растяжении. В результате этого формируется ансамбль одновременно растущих и взаимодействующих микротрещин большой концентрации. Закономерности развития микротрещин в ансамбле существенно отличаются от закономерностей развития одиночных трещин, что определяет поведение твердых тел в условиях импульсного растяжения. При этом многократное воздействие взрывных нагрузок с большим интервалом замедления вызывает разупрочнение массива пород за счёт возникающих микронарушений. Воздействие каждого импульса вызывает определённое число нарушений как в результате развития существующих в породе нарушений при воздействии прямой волны сжатия, так и образования новых в местах концентрации напряжений, дислокаций, ослабленной прочности и т. д., при воздействии волны растяжения, сменяющей волну сжатия через определённый промежуток времени [62].

В работе [63] энергетический баланс разрушения горной породы до товарной кондиции в Дж предлагается упрощенно представить в виде выражения:

$$\mathcal{E} = \mathcal{E}_{\text{пред.}} + \mathcal{E}_{\text{перв.}} + \mathcal{E}_{\text{втор.}} + \mathcal{E}_{\text{ДОФ}}, \quad (1.2)$$

где \mathcal{E} – общая суммарная энергия, затрачиваемая на разрушение полезного ископаемого до товарной кондиции;

$\mathcal{E}_{\text{пред.}}$ – энергия, затрачиваемая на процессы предразрушения горной породы;

$\mathcal{E}_{\text{перв.}}$ – энергия, затрачиваемая на первичную отбойку полезного ископаемого;

$\mathcal{E}_{\text{втор.}}$ – энергия, затрачиваемая на вторичное дробление;

$\mathcal{E}_{\text{ДОФ}}$ – энергия, затрачиваемая на дробление на дробильно-обогачительных фабриках.

Увеличение количества энергии, затрачиваемой на первичное дробление $\mathcal{E}_{\text{перв.}}$, снижает затраты энергии на вторичное дробление $\mathcal{E}_{\text{втор.}}$ и на дробильно-обогачительных фабриках $\mathcal{E}_{\text{ДОФ}}$ [64]. Однако увеличение доли энергии (удельный расход ВВ), затрачиваемой на первичное дробление $\mathcal{E}_{\text{перв.}}$, с целью снижения доли энергий $\mathcal{E}_{\text{втор.}}$ и $\mathcal{E}_{\text{ДОФ}}$ ограничивается экономически рациональным пределом, так как резко возрастает себестоимость БВР на данном этапе развития технологий. В современных методиках проектирования параметров БВР процесс предразрушения практически не учитывается. Косвенно процессы предразрушения можно учитывать при определении удельного расхода ВВ на первичную отбойку. Интенси-

фикация процесса предразрушения горных пород до первичной взрывной отбойки является резервом снижения энергоемкости разрушения с обеспечением повышения качества дробления. Оптимизация процессов предразрушения позволит управлять изменениями прочностных свойств горных пород, что наиболее актуально при их взрывном дроблении, механическом разрушении и дезинтеграционных и иных процессах горного производства.

Представляет интерес изыскание способов регулирования энергоемкости процесса разрушения породы взрывом за счет снижения прочности горного массива от многоциклических воздействий массовых взрывов на карьере [65–68].

Как было установлено в работе [66], при производстве массовых взрывов на карьерах осуществляется не только дробление пород на отдельности, но и изменение их прочностных свойств. Лабораторные опыты на образцах горных пород и руд показали, что после однократного взрывного воздействия прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие [67]. В работе [68] также было выявлено, что: предварительное нагружение, повторяемое многократно, даже при небольших затратах энергии по сравнению с энергией дробления способствует прорастанию трещин в массиве, что ведет к улучшению качества взрывного дробления основными зарядами ВВ. В отличие от механического воздействия, разрушение породы при циклическом взрывном нагружении происходит за счет действия напряжений, которые превышают предел статической прочности породы на одноосное сжатие, что влечет за собой снижение прочности породы, которое проявляется непосредственно при первых же циклах нагружения [69].

Значительная дисперсия упругих и прочностных свойств минералов, физико-механических свойств руд с разными структурными параметрами и характеристиками разрушения, может существенным образом проявиться при кумулятивном характере накопления повреждений, т. е. при циклическом нагружении [70, 71]. Особенностью данного типа нагружения является постепенный рост и накопление трещин, движущихся в поле со сложной структурой микронапряжений, складывающийся в руде, содержащей минералы с разной прочностью и разными деформационными характеристиками. Картина и характер разрушения определяется накоплением нарушений от цикла к циклу и формированием множественной структуры разрушения.

В ходе проведения испытаний образцов на сжатие было установлено, что разрушение во многом зависит от характера прилагаемых нагрузок. Так, если образец нагрузить последовательно несколько раз все возрастающей нагрузкой, то наблюдается интенсивное накопление и развитие нарушений (трещин и микротрещин) – накапливаются необратимые

разупрочняющие изменения. Величина разрушающей нагрузки в этих опытах была на 20–30 % ниже, чем при обычном однократном нагружении. Естественно предположить, что в многокомпонентном материале, содержащем частицы с различными упругими и прочностными характеристиками, при многократном приложении нагрузки будет происходить кумулятивное разупрочнение каких-то отдельных фаз. Образцы подвергались циклическим воздействиям со средним циклическим напряжением 160 МПа и амплитудой циклического напряжения 60 МПа. Установлено, что в результате циклического воздействия сжимающей нагрузкой накопление разрушений происходит от цикла к циклу, и особенно активно протекают процессы разупрочнения в последних циклах, когда происходит массовое накопление микроразрушений, образуется множественная сетка микротрещин (резко возрастает интенсивность и суммарная акустическая эмиссия). В результате таких воздействий наблюдается множественное разрушение с образованием поверхности в несколько раз большей, чем при обычном (нециклическом деформировании), при этом энергия, запасённая (или требуемая для разрушения) при циклическом воздействии снижается в 1,3 – 1,4 раза. К таким же выводам приводят многочисленные моделирования динамики развития трещин в горных породах при изменении внешних воздействий [72–76].

Следовательно, необходимо обеспечить многократное циклическое воздействие на массив горных пород волн напряжения от последовательных взрывов скважинных зарядов с увеличенным замедлением между ними, позволяющим завершить все процессы прорастания и слияния дислокаций и микронарушений в трещины, происходящие с невысокой скоростью.

1.5. Цель и задачи исследования

Выполненный анализ современного состояния и проблемы подготовки горных пород к выемке на рудных карьерах показал следующее. В силу ряда технологических (взрывное рыхление рудосодержащих пород с перемешиванием в развале) и экономических (колебания цен на конечный продукт) причин разработка месторождений сопровождается потерями полезного ископаемого, вследствие чего расход запасов недр превышает потребление, причем во многих случаях – весьма существенно. В то же время новые источники сырья становятся все более труднодоступными. Разработка месторождений требует привлечения значительных трудовых, материально-технических, энергетических и других видов ресурсов, расход которых также имеет тенденцию к росту. Поэтому необходимо бережно расходовать ресурсы

недр. Для России решение задач рационального недропользования имеет исключительное значение в виду того, что использование минерально-сырьевой базы ведется в особо крупных масштабах, а горнопромышленный комплекс по существу является базовой отраслью для поддержания и развития экономики страны.

Извлечение полезного компонента при обогащении существенно изменяется при снижении его содержания в руде, поступающей на фабрику за счет увеличения разубоживания при добыче. Проведенный анализ опыта работ обогатительных фабрик мира показал, что снижение содержания полезного компонента в руде на 0,5 % уменьшает извлечение металла в концентрат на 2 – 10 %. На всех предприятиях, занимающихся производством золота и меди, четко прослеживается зависимость извлечения металла от содержания его в поставляемой руде.

Еще одним негативным последствием разубоживания является необходимость постоянного увеличения площадей, занимаемых под отходы горного производства – хвостохранилища. Возрастает техногенная нагрузка на район действия горно-перерабатывающих предприятий, что неизбежно ведет к росту платежей за экологию, а значит и существенному увеличению себестоимости и, следовательно, снижению налоговых платежей. Во всех вышеперечисленных случаях предприятие-недропользователь недополучает прибыль, а государство налоговые отчисления.

Применение взрывного рыхления горных пород при значительных удельных расходах ВВ на карьерах, разрабатывающих рудные месторождения, влечёт за собой проблему оценки качества полезного ископаемого в образованном после взрыва развале горной массы. Установленное по данным опробования буровзрывных скважин распределение в целике ценной руды, регламентирующее качество, при сложном строении рудных тел не представляется возможным с высокой степенью достоверности распространить на развал разрушенных взрывом пород. Следствием этого являются потери и разубоживание полезного ископаемого, погрешности оперативного планирования добычи руд и их внутрикарьерного усреднения.

Экспериментальными исследованиями в прошлом веке было установлено, что взрывание с сохранением геологической структуры рудных тел позволяет снизить удельный расход ВВ на 20 – 25 %; коэффициент разрыхления на 20 – 25 %; себестоимость БВР на 15 – 25%; потери полезных ископаемых в среднем на 20 %; разубоживание полезных ископаемых на 30 %; повысить выход взорванной рудной массы с 1 м скважины на 10 – 12 %. Особенно эффективен этот метод управления энергией взрыва в том случае, когда взрываемый уступ в 2 – 3 раза превышает по высоте разрабатываемый уступ. Благодаря низкому коэффициенту разрыхления работа экскаваторов, располагаемых на взорванной горной массе, в этих усло-

виях не осложняется потерей устойчивости горных пород, что позволяет осуществлять горизонтальную и вертикальную селективную выемку рудных тел, сохранивших геологическую структуру, с высокой производительностью. Однако возможности реализации таких технологий были ограничены несовершенством средств взрывания. Появление новых, неэлектрических, средств взрывания существенно расширяет возможности взрывной подготовки горных пород к выемке с минимальным перемешиванием в развале горной массы определило цель и задачи настоящих исследований.

Цель диссертационной работы заключается в выборе и обосновании способов взрывного рыхления, позволяющих минимизировать примешивание пустых пород к рудной массе.

Для реализации идеи и достижения поставленной цели были поставлены следующие **задачи**:

- выполнить анализ патентных и литературных материалов по проблеме снижения перемешивания горной массы при взрывном рыхлении скальных пород;
- разработать и испытать схемы взрывания с увеличенными интервалами замедления по схеме «один заряд – одно замедление»;
- разработать технические решения по минимизации смешения пород в развале горной массы после взрыва;
- провести опытно-промышленную проверку эффективности предложенных технических решений по обеспечению минимального разубоживания ценных руд.

2. МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1. Постановка проблемы

Выполнение исследований по минимизации смещения взорванной горной массы подразумевает именно фактическое измерение этого параметра, а не моделирование процесса. Существуют и применяются на практике способы оценки смещения взорванной горной массы с помощью маяков, установленных в пробуренные на взрывном блоке специальные скважины, и последующего отслеживания их положения в развале горной массы [25, 26, 77]. В работах [26] и [77] предложено использовать радиомаяки, а в работе [25] – деревянные бруски размером $10 \times 10 \times 100$ – 300 см, окрашенные в различные цвета светоотражающей краской. В каждую скважину закладывалось по 5 маркеров снизу вверх через равные промежутки. Сопоставляли смещения фрагментов маркеров по их координатам в развале, полученным по данным моделирования взрывного разрушения блока и зафиксированным электронным тахеометром в процессе круглосуточного мониторинга экскавации взорванной горной массы. На карьере «Благодатный» объектом исследований был буровзрывной блок № 115, на котором в 6 скважинах глубиной 10 м заложено 24 маркера размером $10 \times 10 \times 200$ см и 6 маркеров размером $10 \times 10 \times 100$ см (по одному в средней по глубине части каждой скважины). На карьере ОАО «Стойленский ГОК» блок № 101 в 10 скважинах глубиной 15 м заложено 50 маркеров размером $10 \times 10 \times 300$ см. Для однозначного определения номера фрагмента маркера в развале взорванной горной массы маркеры каждой скважины были окрашены в свое, отличное от других скважин, сочетание трех цветов, а для каждого маркера одной скважины использовалось сочетание двух из этих трех цветов, причем участки разной окраски четко разделялись горизонтальными или вертикальными границами.

Радиомаркеры AVmarker с уникальным ID (с помощью которого они идентифицируются устройством активации RActiv) фирмы AV GROUP, устанавливаются в специально забуренные скважины по периметру рудного тела на необходимую глубину [77]. В одну специально забуренную скважину можно установить несколько радиомаркеров (для определения смещения горной массы на различной глубине). Радиомаркеры смещаются так же, как смещается руда при взрыве. После проведения массового взрыва с помощью устройства активации радиомаркеры поочередно активируются, а затем их местоположение определяется с помощью устройства обнаружения радиомаркеров RSearch на глубине до 15 м. Полученные координаты и глубина нахождения радиомаркеров заносятся в специализированное про-

граммное обеспечение, в котором определяется контур рудного тела после взрыва в 3D формате.

Аналогично выполняются работы с радиомаяками фирмой Blast Movement Technologies, [26] с той лишь разницей, что Сенсор отслеживания движения руды после взрыва активируется до опускания его в скважину (Рисунок 2.1).



Рис. 2.1. Алгоритм действий оценке фактической зоны разброса руды в развале

Главный смысл всех этих способов заключается в постоянном применении на каждом взрыве. Наша задача видится иначе: оценить для определенной схемы взрывания в конкретных горных породах границы смещения в развале контактов «руда–порода», выявленных по данным опробования взрывных скважин, и создать технологию взрывного рыхления, обеспечивающую именно минимальные смещения в заданном конкретном интервале границ рудного тела. Эти границы затем выносятся на поверхность развала горной массы и служат ориентиром в работе выемочной техники.

2.2. Оценка фактической величины смещения взорванной горной массы с использованием маяков

Согласно мероприятиям по совершенствованию буровзрывных работ, проводимых подрядной организацией ООО «АВТ-Амур» на карьерах ООО «Албынский рудник» с целью снижения разубоживания на рудных блоках, специалистами ЗАО «АВ-Технология» в 2013

году был разработан комплекс мер, способствующих снижению подвижек горной массы в контурах рудо содержащих блоков, а также систем мониторинга смещения горной массы внутри взорванного массива. В их числе: исключить применение порядной схемы инициирования на рудо содержащих блоках переходом на диагональную; произвести экспериментальные массовые взрывы с применением радиомаяков с целью определения целесообразности их применения [78].

Технические решения по установке радиомаяков заключались в следующем. Закладка радиомаяков на взрывных блоках производилась согласно разработанной схеме, с указанием мест их установки на паспорте бурения блока, в специальные (невзрывные) скважины. Проверка передаваемого радиомаяком сигнала производилось путём его установки в дренажной трубе под автомобильной дорогой. При мощности дорожного полотна 0,8 м и экрана в виде металлической трубы, передаваемый сигнал был слабым, поэтому пришлось отказаться от упаковки изделия в металлическую гильзу, вместо этого залить монтажной пеной. Исходя из опыта работы предприятий, использующих данное изделие, маяки устанавливали на глубине 1,5 м от устья скважины с засыпкой буровой мелочью, что гарантировало устойчивый прием сигнала на глубине до 2 м. Места закладки радиомаяков были сняты инструментально маркшейдерской службой ООО «Албынский рудник». С помощью прибора была проведена локация взорванного массива с инструментальным визированием точки местонахождения маяка маркшейдерской службой.

Необходимое количество экспериментальных замеров по смещению радиомаяков, обеспечивающих 90 %-ю надёжность получения результатов с ошибкой не более 10 %, рассчитывали по формуле [79]:

$$N = \frac{t^2 \sigma^2}{\varepsilon^2} \quad (2.1)$$

где N – необходимое количество наблюдений, шт;

$t = 1,65$ – величина коэффициента при надёжности 90 %;

σ^2 – дисперсия признака (величины отклонения, м);

ε – ошибка средней арифметической признака = 10 %.

Дисперсию признака σ^2 определяли из выражения:

$$\sigma^2 = \frac{\sum (\Delta_i - \Delta_{cp})^2}{n-1} \quad (2.2)$$

где Δ_i – замеренная после взрыва величина отклонения маяка от исходного положения, м;

Δ_{cp} – среднее арифметическое значение замеренной после взрыва величины отклонения маяка от исходного положения, м;

n – количество проведённых замеров, шт.

Для определения величины дисперсии σ^2 проводили замеры величины смещения радиомаяков на двух экспериментальных массовых взрывах на Албынском руднике ЗАО «УК ПЕТРОПАВЛОВСК» (Таблица 2.1).

$$\sigma^2 = \frac{\sum(\Delta_i - \Delta_{cp})^2}{n-1} \quad (2.2)$$

где Δ_i – замеренная после взрыва величина отклонения маяка от исходного положения, м;

Δ_{cp} – среднее арифметическое значение замеренной после взрыва величины отклонения маяка от исходного положения, м;

n – количество проведённых замеров, шт.

Для определения величины дисперсии σ^2 проводили замеры величины смещения радиомаяков на двух экспериментальных массовых взрывах на Албынском руднике ЗАО «УК ПЕТРОПАВЛОВСК» (Таблица 2.1).

Таблица 2.1

Параметры экспериментальных рудных блоков

№ п/п	Наименование показателей	Карьер «Северный» гор. +735	Карьер «Восточный» гор. +770
1.	Объём взрываемого блока, тыс. м ³	98,0	50,4
2.	Количество рядов скважин, шт.	70	30
3.	Количество скважин в ряду, шт.	19-27	16-25
4.	Средняя глубина скважин с перебуром, м	5,5	5,5
5.	Расстояние между скважинами в ряду, м	4	4
6.	Расстояние между рядами скважин, м	5	5
7.	Коэффициент крепости пород, <i>f</i>	6 - 7	7 - 8
8.	Коэффициент по буримости	4	4
9.	Коэффициент трещиноватости	3	2-3
10.	Обводнённость скважин от общего числа, %	30	50
11.	Высота столба воды в скважинах, м	1 - 2	2 - 4
12.	Схема монтажа взрывной сети	диагональная с 2-мя врубами	диагональная с 2-мя врубами
13.	Количество радиомаяков на блоке, шт.	10	10

По результатам проведения экспериментального массового взрыва составляли «Акт-заключение о проведении экспериментального массового взрыва» комиссией из представителей рудника, ООО «АВТ-Амур», ЗАО «УК ПЕТРОПАВЛОВСК». В акте отражали порядок и соответствие выполненных работ требованиям Технического задания; фактические параметры блока экспериментального массового взрыва; таблицу параметров скважинных зарядов; координаты радиомаяков и их горизонтальное смещение после взрыва; описание визу-

альных результатов взрыва и фотоматериалы. Результаты массовых взрывов на экспериментальных блоках приведены ниже.

Карьер «Северный» гор. +735:

Взрываемый блок имеет форму прямоугольника, с севера и востока границы блока выходят на выработанное пространство, с запада и юга проходят по породному массиву. Первичным осмотром взорванного массива видимых отказов скважинных зарядов не обнаружено, развал взорванной горной массы без резких отклонений по высоте, на поверхности куски фракции, превышающей 500 мм, единичны. Основной объём горной массы лежит в контуре взорванного блока, развал в стороны выработанного пространства в пределах нормы и выположен до 20-25° относительно горизонта. Приборной локацией взорванного массива с инструментальным визированием точек обнаружения маяков маркшейдерской службой было обнаружено 9 из 10 установленных радиомаяков.

Параметры смещения для расчёта количества экспериментов приведены в таблице 2.2.

Таблица 2.2

Параметры смещения радиомаяков по карьере «Северный»

Номер радиомаяка	Угол смещения, град.	Величина смещения Δ_i , м	Отклонение смещения от средней величины $(\Delta_i - \Delta_{cp})$, м	Величина $(\Delta_i - \Delta_{cp})^2$, м
№ 1	48	3,8	1,1	1,90
№ 2	36	3,7	1,0	1,64
№ 3	115	0,54	-2,16	3,53
№ 4	70	3,8	1,1	1,90
№ 5	62	2,4	-0,3	0
№ 6	27	4,8	2,2	5,66
№ 7	105	2,1	-0,6	0,10
№ 8	55	3,1	0,4	0,46
№ 10	0	0	0	0
Среднее		2,7		1,69

Произведен расчет необходимого количества экспериментальных замеров по смещению радиомаяков на основе данных таблицы 2.2 по формуле (2.1):

$$N = \frac{t^2 \sigma^2}{\varepsilon^2} = \frac{2,72 \cdot 2,88}{0,144} = 54, \text{ шт.}$$

С учётом близких параметров экспериментальных блоков рассмотрим сводные данные по радиомаякам (Таблица 2.4).

Сводная таблица смещения радиомаяков

Номер радиомаяка	Угол смещения, град.	Величина смещения Δ_i , м	Отклонение смещения от средней величины $(\Delta_i - \Delta_{cp})$, м	Величина $(\Delta_i - \Delta_{cp})^2$, м
№ 1	48	3,8	1,1	1,90
№ 2	36	3,7	1,0	1,64
№ 3	115	0,54	-2,16	3,53
№ 4	70	3,8	1,1	1,90
№ 5	62	2,4	-0,3	0
№ 6	27	4,8	2,2	5,66
№ 7	105	2,1	-0,6	0,10
№ 8	55	3,1	0,4	0,46
№ 9(1)	45	2,1	-1,7	2,89
№ 10(2)	45	5,1	1,3	1,69
№ 11(3)	51	4,9	1,1	1,21
№ 12(4)	77	2,4	-1,4	1,96
№ 13(5)	79	2,5	-1,5	2,25
№ 14(6)	79	5,9	2,1	4,41
Среднее		3,37		1,86

Расчет необходимого количества экспериментальных замеров смещения радиомаяков по данным таблицы 2.4:

$$N = \frac{t^2 \sigma^2}{\varepsilon^2} = \frac{2,72 \cdot 1,86}{0,114} = 44, \text{ шт.}$$

Произведенный анализ по результатам опытно-промышленных взрывов карьерах «Северный» и «Восточный» ООО «Албынский рудник» с применением системы радиомониторинга показал, что во время взрыва радиомаяки, находящиеся под воздействием одной взрывной диагонали, в блоке смещаются в горизонтальном пространстве примерно по одному вектору направления и на одинаковое расстояние. Использование наработанной схемы монтажа взрывной сети с одним врубовым рядом за пределами контуров рудных тел с однотипными интервалами замедлений даёт возможность прогнозировать направление и величину смещения горной массы при взрывном разрушении массива.

Экспериментальные исследования

В течение полугода было взорвано 18 экспериментальных блоков общим объёмом свыше 700 тыс. м³ с установкой 98 радиомаяков. Общее число замеренных смещений маяков составило 83 шт., 15 маяков после взрыва обнаружить не удалось. Тем не менее, это количество существенно превышает необходимый минимум для обеспечения заданных параметров

точности экспериментальных измерений. По результатам этих экспериментов построен тренд, показывающий, что с увеличением интервала замедления в схемах взрывания существенно снижается величина смещений радиомаяков (Рисунок 2.2).

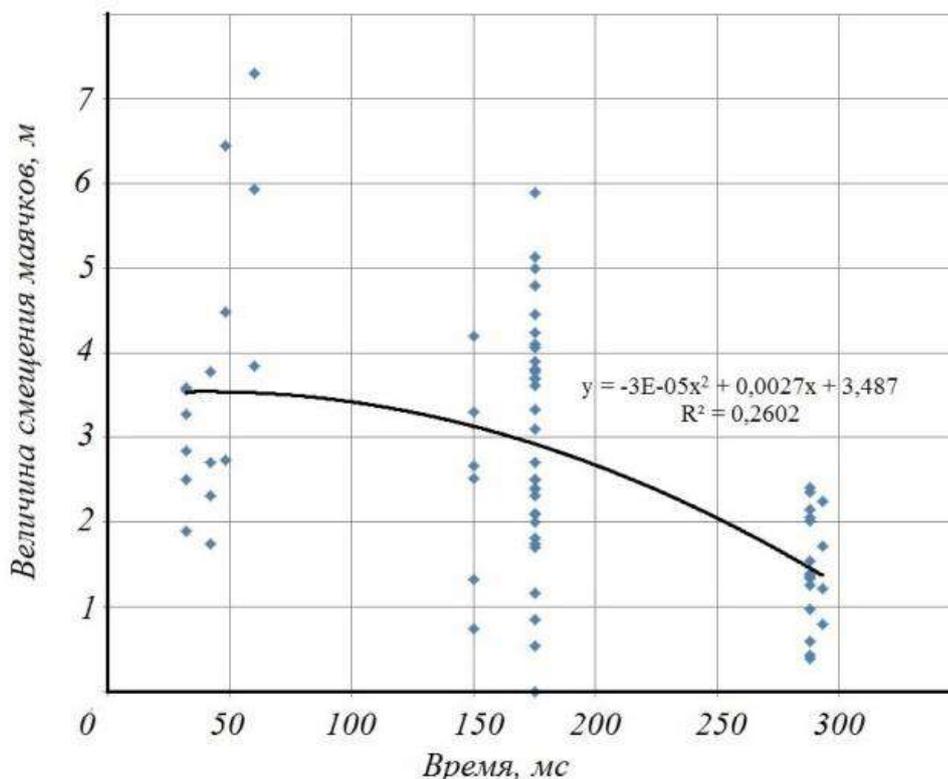


Рис. 2.2. Взаимосвязь интервалов замедлений с величиной смещения маяков

При увеличении интервалов замедления выше 150-200 мс существенно меняется механизм развития взрыва в массиве горных пород. Увеличенное время между взрывами отдельных скважинных зарядов, необходимое для возникновения зоны растягивающих напряжений, позволяет усилить эффективность прездразрушения, длительное распирающее воздействие продуктов детонации в трещинах предыдущих взрывов позволяет удлинять и расширять их. К. Хино [80] утверждает, что при короткозамедленном взрывании в результате взрыва зарядов предыдущей очереди образуются дополнительные поверхности обнажения, в которых распирающее действие газов взрыва последующей очереди продолжается от 10 до 100 мс. Поэтому при больших интервалах замедления появляется время, необходимое для прорастания трещин на полную глубину, соответствующую квазистатической стадии разрушения под действием распирающего действия продуктов взрыва последующих зарядов.

Увеличенные интервалы замедления при взрывании позволяют практически на порядок увеличить общее время действия на массив горных пород многократных знакопеременных нагрузок, включая растягивающие напряжения. Замедление более 150 мс позволяет вести отбойку каждым скважинным зарядом (можно применить термин поскважинная отбойка) не на раскрытые трещины, как при замедлениях до 100 мс, а на свободную поверхность. Экспериментальный массовый взрыв с замедлением 150 мс по врубовому направлению между рядами скважин и 200 мс в перпендикулярном направлении – по рядам скважин – со стартом от середины блока с участком без забойки показал, что каждый скважинный заряд взрывается обособленно [81]. Только первый врубовый заряд срабатывает в условиях «жесткого зажима» нетронутым массивом горных пород и деформация пород возможна, преимущественно, в сторону открытой поверхности площадки уступа. Последующие два врубовых скважинных заряда ряда взрываются через 150 мс в ситуации, когда массив горных пород уже имеет существенные отличия от нетронутого: сформирована зона дробления от взрыва первого заряда, играющая роль свободной поверхности, в сторону которой тоже возможна подвижка разрушаемых пород. Кроме того, оба эти заряда расположены в зоне сильного воздействия волн напряжения первого заряда, вызвавшей увеличение нарушенности массива горных пород. Эта нарушенность, в виде раскрытых на определенную величину трещин, позволяет части сильно сжатых продуктов взрыва зарядов второй очереди проникать в эти трещины и развивать их рост активным расклинивающим действием. Следовательно, эта часть газов уже не работают в сторону верхней площадки уступа, а используется исключительно на разрушение массива и увеличение зоны предразрушения как по интенсивности ее нарушенности, так и размера в пространстве. Через 50 мс после взрыва пары врубовых зарядов срабатывают заряды по ряду скважин. И здесь картина изменилась еще больше: соседние скважины имеют трехкратное воздействие волн напряжения и, следовательно, более развитую нарушенность, в которую проникнет еще большее количество продуктов взрыва и усилит эту нарушенность. И так с каждой следующей парой скважинных зарядов возрастает нарушенность зоны предразрушения и увеличивается, соответственно, возможность активной фазы расклинивания трещин продуктами взрыва. В ходе выполненных экспериментальных массовых взрывов с радиомаяками установлено, что на замедлениях до 100 мс средние величины смещения взорванной горной массы составляют от 2,6 до 6,5 м (Рисунок 2.3), поверхность развала неравномерная, с большими перепадами высотных отметок, основное поле взрыва имеет рельеф с резкими перепадами взорванной горной массы по высоте относительно поверхности бурового блока – от -2 до +4 м (Рисунок 2.4).

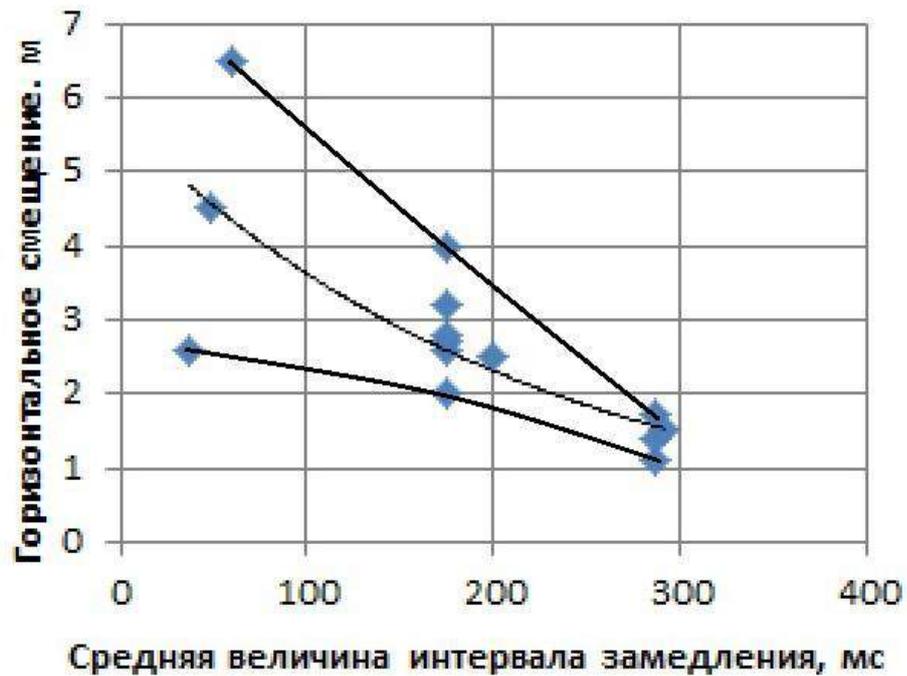


Рис. 2.3. Снижение смещения горной массы с увеличением интервала замедления



Замедление 16x48 мс.

Перепады высот развала относительно поверхности уступа составляют от - 2 до + 4 м.

Рис. 2.4. Поверхность развала горной массы при схеме взрывания 16×48 мс

При использовании замедлений от 150 до 200 мс средние величины смещения взорванной горной массы находятся в пределах от 2,0 до 4,0 м, а поверхность развала становится более спокойной (Рисунок 2.5).



Замедление 150x200 мс
Поверхность развала имеет перепады высот от -1,5 до + 2,0 м

Рис. 2.5. Поверхность развала горной массы при схеме взрывания 150×200 мс

С увеличением замедлений до 275–300 мс средние величины смещения взорванной горной массы снизились до 1,1–1,8 м и поверхность развала равномерная, отсутствуют резкие перепады высотных отметок, минимальная линия отрыва по границе взорванного блока и целика (Рисунок 2.6).



Рис. 2.6. Поверхность развала горной массы при схеме взрывания 275×300 мс

В 2020–21 гг. были проведены эксперименты с заменой дорогостоящих радиомаяков на гибкие элементы из конвейерной ленты, пластика в виде полос шириной меньше диаметра скважины. В процессе (или после) бурения взрывных скважин проводят их опробование на наличие ценного компонента и по его результатам отстраивают на плане эксплуатационного блока положение рудного участка в пространстве с выделением положения контактов «руда-порода» в массиве горных пород. На наиболее важных участках контактов «руда-порода» бурят специальные скважины необходимой глубины для размещения маяков. Далее готовят маяки для каждой специальной скважины с маркерами. Маркеры могут быть самыми различными (Рисунок 2.7), например увеличение длины маяка с глубиной (скважина 1), изменение его ширины (скважина 2), его окраска, отверстия в определённом месте маяка (скважина 3, 4 на рисунке 2.7 и рисунок 2.8,а), и т. п.

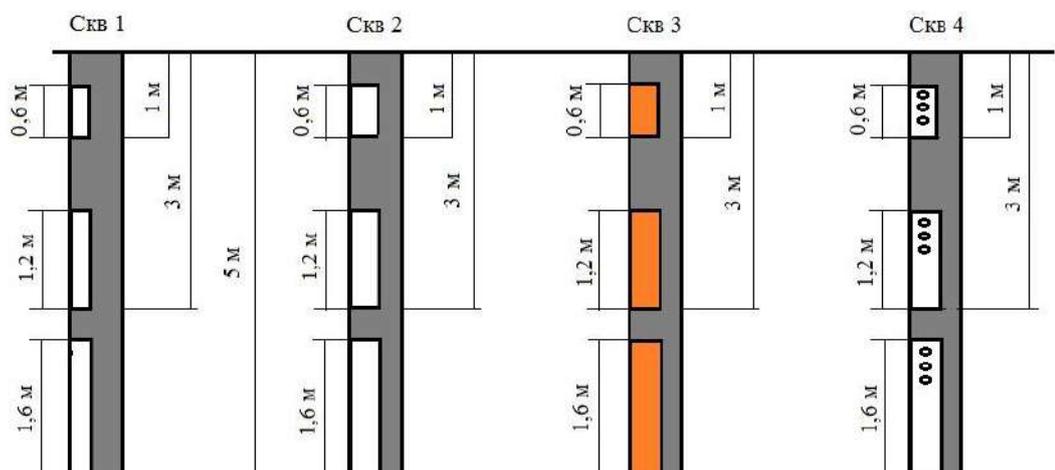


Рис. 2.7. Схема размещения маяков в специальных скважинах с указанием размеров

Маяки опускают, например, на шнурах, в скважину на заданную глубину, и засыпают буровым шламом (Рисунок 2.8). После этого проводят маркшейдерскую съёмку специальных скважин, наносят их на план блока и строят схему размещения маркеров по каждой скважине. Затем проводят зарядку блока и его взрывание по заданной схеме. В процессе выемки горной массы машинист экскаватора, ознакомленный с планом размещения специальных скважин, при подходе к этим скважинам извещает маркшейдера о необходимости съёмки маяков. Обнаружив маяк, он останавливает работу и обеспечивает возможность фиксации его положения и извлечения для идентификации. Замеренные координаты нахождения маяков маркшейдерская служба наносит на план взорванного блока и обозначает новое положение контактов «руда-порода» в развале горной массы.



Рис. 2.8. Размещение маяка из пластика в специальной скважине

Примеры замера величины смещений маяков при интервалах замедления 200x400 мс приведены в таблицах 2.5 – 2.7.

Таблица 2.5

Таблица смещения ленточных маяков

Карьер Маломыр, блок № 4, гор. + 519			
Номер маяка, горизонт	Величина смещения Δ_i , м	Отклонение смещения от средней величины $(\Delta_i - \Delta_{cp})$, м	Величина $(\Delta_i - \Delta_{cp})^2$, м
№ 1, +519	0,5	-0,27	0,073
№ 2, +517	0,5	-0,27	0,073
№ 3, +515	0,8	0,03	0
№ 4, +519	0,5	-0,27	0,073
№ 5, +517	0,6	-0,17	0,03
№ 6, +515	1,3	0,53	0,28
№ 7, +519	0,7	-0,07	0
№ 8, +517	0,4	-0,37	0,14
№ 9, +515	0,8	0,03	0
№ 10, +519	1,7	0,93	0,87
№ 11, +517	0,7	-0,07	0
№ 12, +515	0,8	0,03	0
Среднее	0,77		1,54

Таблица 2.6

Таблица смещения ленточных маяков

Карьер Маломыр, блок № 14, гор. + 515			
Номер маяка, горизонт	Величина смещения Δ_i , м	Отклонение смещения от средней величины $(\Delta_i - \Delta_{cp})$, м	Величина $(\Delta_i - \Delta_{cp})^2$, м
№ 1, +515	0,76	-0,55	0,30
№ 2, +512	1,59	0,28	0,08
№ 3, +510	1,16	-0,15	0,02
№ 4, +515	0,67	-0,64	0,41
№ 5, +512	0,96	-0,35	0,12
№ 6, +510	1,31	0	0
№ 7, +515	0,84	-0,47	0,22
№ 8, +512	0,88	-0,43	0,18
№ 9, +510	1,07	-0,24	0,06
№ 10, +515	1,51	0,20	0,04
№ 11, +512	1,93	0,62	0,38
№ 12, +510	2,56	1,25	1,56
Среднее	1,31	5,18	3,37

Таблица 2.7

Таблица смещения ленточных маяков

Карьер Маломыр, блок № 5, гор. + 495			
Номер маяка	Величина смещения Δ_i , м	Отклонение смещения от средней величины $(\Delta_i - \Delta_{cp})$, м	Величина $(\Delta_i - \Delta_{cp})^2$, м
1-1	0,37	0,12	0,01
2-1	0,50	0,19	0,04
3-1	0,42	0,07	0,02
4-1	0,65	0,16	0,41
Среднее	0,49		0,16

По сумме трех таблиц имеем:

$$\sigma^2 = \frac{\Sigma(\Delta_i - \Delta_{cp})^2}{n-1} = \frac{5,07}{27} = 0,19$$

$$N = \frac{t^2 \sigma^2}{\varepsilon^2} = \frac{1,65^2 \cdot 0,19^2}{0,257^2} = \frac{2,725 \cdot 0,04}{0,07} = 1,7$$

Следовательно, для получения приемлемых результатов оценки фактической величины смещения горной массы достаточно комплекта из 4-5 специальных скважин на блоке. После проведения нескольких опытных взрывов с предлагаемой схемой взрывания в кон-

кретных горных породах определяется средняя величина смещения контакта, по которой и выносятся на поверхность взорванной горной массы положение контактов «руда-порода» в ней. Так, в способе отработки локальных участков оруденения в крепких горных породах при обурировании вскрышных блоков проводят валовое опробование всех взрывных скважин, выявленные локальные участки оруденения промышленного характера выделяют на плане взрываемого блока и проводят взрывание вскрышного блока с интервалами замедлением выше 300 мс, с увеличением размера контура границ локального участка оруденения на поверхности развала горной массы на 1-2 м. При использовании неэлектрических волноводных систем инициирования устанавливают скважинные замедлители величиной 3000-5000 мс [82].

2.3. Оценка динамики развития массовых взрывов и их результатов

Динамика развития массовых взрывов и параметры развала горной массы – один из важнейших, если не самый важный, вопрос исследования качественных параметров буровзрывных работ, которым занимаются теоретики и практики взрывного дела на протяжении многих лет. Наиболее известным и простым способом инструментальной регистрации процесса взрыва является метод скоростной киносъёмки с последующим измерением по каждому стоп-кадру перемещений реперных точек. Так, в работе [83] для изучения влияния воздушных промежутков на скорость вылета забойки из скважины и на временные характеристики взрывного импульса в скважину на заряд ВВ помещали полутораймовую трубу, часть которой, выступающую над скважиной, раскрашивали «под зебру» чёрными и белыми полосами для облегчения наблюдения за нею при взрыве. Процесс движения трубы, который будет характеризовать процесс вылета забойки, фиксировали с помощью скоростной киносъёмочной камеры СКС-1М с частотой съёмки около 2 000 кадр./с. Ввиду высокой стоимости скоростных киносъёмочных камер, такие исследования могли проводиться только крупными исследовательскими организациями. Однако, в настоящее время, с переходом на видеосъёмку, технические возможности цифровых камер существенно возросли, а стоимость их позволяет широко применять их как на бытовом уровне, так и на промышленных предприятиях. С переходом на ведение взрывных работ подрядными организациями практически на всех горных предприятиях ведётся видеосъёмка каждого массового взрыва для исключения разногласий при оценке как самого процесса взрывания, так и его результатов и последствий.

При взрывании 18 экспериментальных блоков общим объёмом свыше 700 тыс. м³ с установкой 98 радиомаяков, на некоторых из них менеджером по новым проектам ЗАО «Азот-Взрыв» М. С. Гончаруком была проведена съёмка развития массового взрыва видеокамерой с частотой съёмки 300 кадр./с (3,3 мс между отдельными стоп-кадрами).

01.11.2013 г. произведён экспериментальный массовый взрыв блока № 23 на гор. +700 «Север» Албынского рудника в кварц-серицитовых сланцах крепостью $f = 7$. Поскважинное взрывание 423 скважин средней глубиной 5,1 м, диаметром 179-224 мм, размещённых в 28 рядов по сетке 4х4 м с перебором 0,5 м выполнено неэлектрической системой инициирования (НСИ) «Rionel» с замедлением между скважинами в ряду 150 мс и между рядами – 200 мс. Анализ развития взрыва по стоп-кадрам блока 23 со схемой замедления 150×200 мс, снятого видеокамерой с частотой съёмки 300 кадр./с, удалось визуально зафиксировать прохождение 7-ми волн напряжений по средней части блока и 12-ти волн напряжений по концевой его части [84]. Эти волны эпизодически возникают при одновременном взрыве нескольких скважин из-за разброса времени срабатывания замедлителей НСИ: завод-изготовитель допускает срабатывание поверхностного замедлителя в 200 мс через 190-210 мс, а скважинного замедлителя в 1 000 мс – через 960-1 020 мс [51]. При этом прохождение волны напряжения по массиву горных пород блока от взрыва первого скважинного заряда наблюдается в виде светлой зоны на поверхности блока, распространяющейся от заряда до конца блока (Рисунок 2.9, стоп-кадр 240 мс).

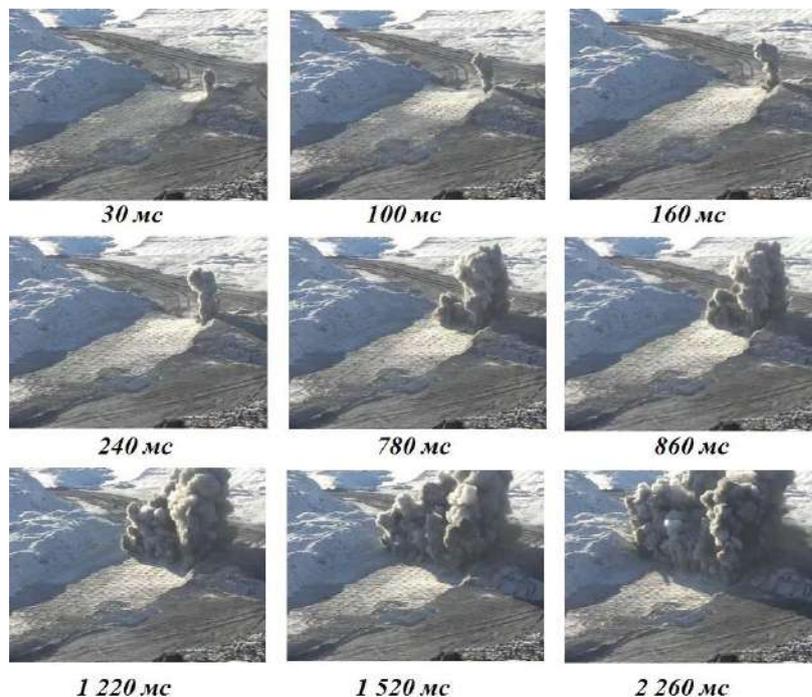


Рис. 2.9. Стоп-кадры развития экспериментального массового взрыва блока 23

Приняв средний диаметр скважинного заряда 200 мм (длина блока 112 м), можно считать, что визуально наблюдаемый радиус зоны распространения волны напряжения достигает 1120 радиусов заряда, при том, что радиус зоны предразрушения считается $(150-250)R_{\text{зар}}$ [91, 92, 94,]. В этом вопросе необходимы дополнительные инструментальные уточнения.

На рисунке 2.10, в стоп-кадре *4420 мс* отмечен овалом практически одновременный взрыв двух рядом расположенных скважинных зарядов (при межскважинном замедлении в ряду 150 мс), подтверждающий влияние разброса замедлений поверхностной и скважинной сетей НСИ на интервал фактического замедления между взрывами отдельных зарядов.



Рис. 2.10. Одновременный взрыв соседних скважин блока № 23

Таким образом, с помощью видеокамеры с частотой съемки 300 кадр./с возможно отследить возникновение и смещение по блоку волн напряжения от взрыва первых зарядов или группы отдельных зарядов, сработавших одновременно. Однако такие данные необходимы эпизодически, а видеокамеры этого класса достаточно дорогие. Поэтому мы обратились к опыту применения обычных бытовых видеокамер для постоянной оценки динамики экспериментальных массовых взрывов [85-87]. В работе [85] на основе десятилетнего опыта проведения экспериментальных массовых взрывов предложено считать видеосъемку процесса развития массового взрыва одним из наиболее простых и информативных методов исследования. При этом, учитывая сравнительно невысокую скорость смещения горной массы и пылегазовых выбросов из скважин (первые сотни м/с), были использованы обычные цифровые видеокамеры с последующей обработкой стоп-кадров видеозаписи на ПК. Показано, что для детального анализа динамики смещения забоечного материала или пылегазовых выбросов необходимо применять видеокамеры с межкадровым интервалом 20 мс (съемка с частотой 50 кадр./с), а для сравнительной оценки достаточно съемки с межкадровым интервалом 40 мс (съемка с частотой 25 кадр./с).

В работах [86, 87] приведен обширный экспериментальный материал по видеосъемкам промышленных и экспериментальных массовых взрывов. Для исследований с такими параметрами как пылегазовые выбросы из взрывных скважин или смещение горной массы в процессе разрушения массива горных пород зарядами различной конструкции отметить начало инициирования процесса массового взрыва можно различными вариантами. При использовании ДШ чётко виден момент взрыва поверхностной сети; для неэлектрических систем с волноводами можно установить на видном, но безопасном для сохранности поверхностной взрывной сети месте, шашку-индикатор со скважинным замедлителем, применяемым на блоке. При большой длине экспериментального блока можно установить две шашки-индикатора, учитывая низкую скорость срабатывания волновода. Если экспериментальные скважины находятся в составе промышленного блока, необходимо обеспечить замедление между экспериментальными скважинами и остальным блоком, достаточное для регистрации развития выброса забоечного материала или развала горной массы. При обработке результатов эксперимента межскважинные замедления необходимо исключать по их номиналам, несмотря на неизбежный разброс при срабатывании.

Рассмотрим особенности видеосъемки взрывного рыхления с интервалами замедления, увеличенными до 150×200 мс, на примере обычного массового взрыва блока № 12 на гор. + 305 м объёмом $32,6$ тыс. м^3 , проведенного на Покровском карьере 21.08.2016 [88, 89]. На рисунке 2.11 приведена схема взрывания 408 взрывных скважин диаметром 215 мм глубиной 5,5 м, размещенных по сетке 4×4 м.

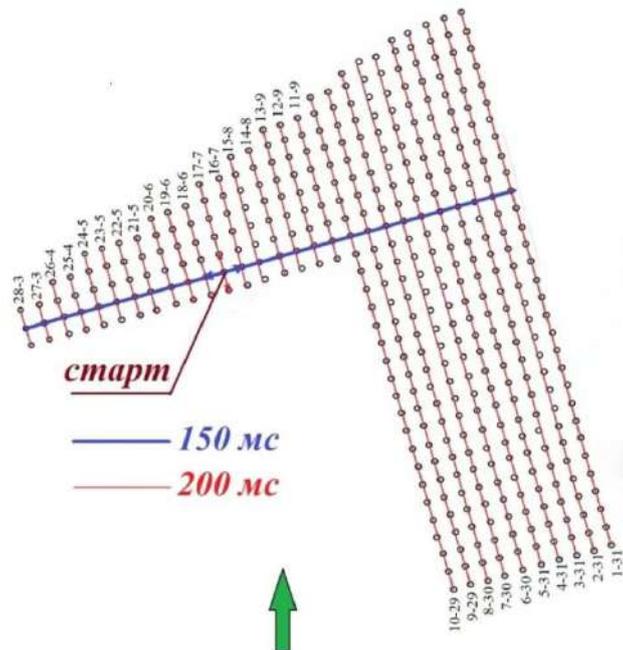


Рис. 2.11. Схема взрывной сети блока № 12

При удельном расходе $0,39 \text{ кг/м}^3$ масса скважинного заряда составила 31 кг, длина забойки из бурового шлама – около 4,5 м. Видеосъёмку процесса развития массового взрыва с частотой 25 кадр./с проводили с вышележащего уступа со стороны длинных рядов – по зелёной стрелке на рисунке 2.11.

В связи с меньшей величиной замедления по врубовому ряду, схема взрывания переходит из клиновой в диагональную. С точки зрения анализа развития массового взрыва интерес представляет та часть блока, которая расположена перед врубовым рядом, поскольку выбросы забоечного материала из скважин, расположенных позади врубового ряда, идентифицировать уже не представляется возможным. Поэтому основное внимание было уделено визуализации выбросов в процессе развития массового взрыва вдоль длинных рядов (на съёмочную камеру).

Развёртка видеोगраммы по стоп-кадрам взрыва через 40 мс не совпадает с интервалом замедления поверхностной сети, кратным 50 мс, поэтому на нескольких кадрах отмечены выбросы с явно увеличенной высотой (по сумме времени двух кадров). Так, на рисунке 2.12, *а* первый замер выброса из скважины 7 показал 9,5 м, на рисунке 2.12, *б* выброс составил 13,5 м – прирост вдвое меньше. Поэтому для анализа динамики выброса материала забоек из скважин принимали в расчёт не аномально высокую скорость первого кадра, а следующий пик скорости.

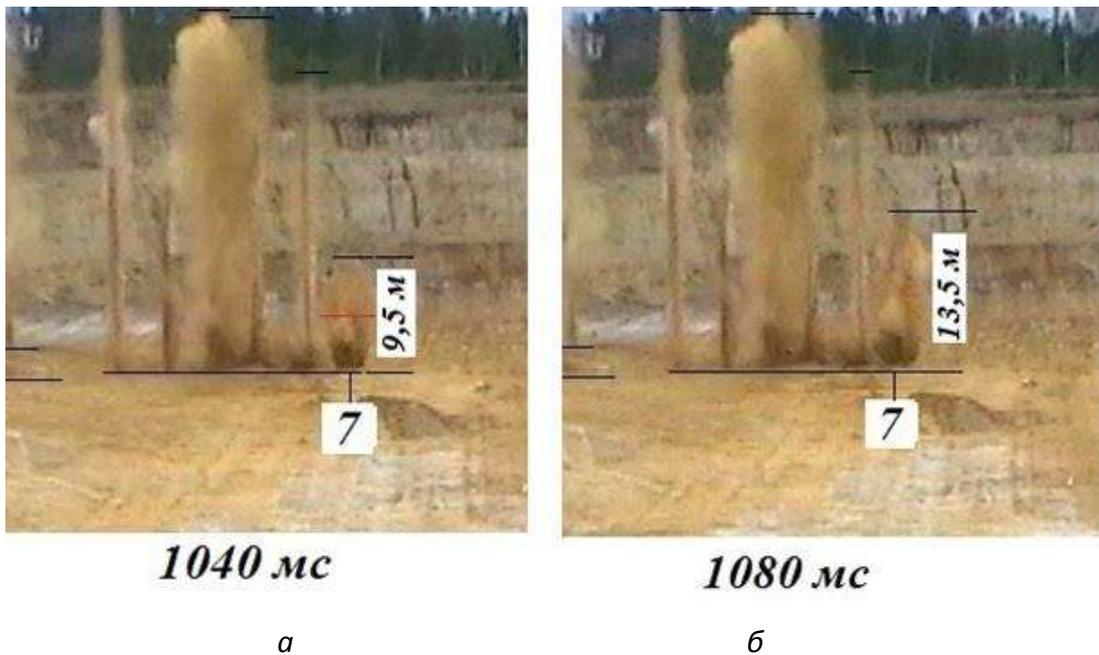


Рис. 2.12. Пример замера высоты выбросов на стоп-кадрах

В работе [85] обосновано использование интервальной (между каждым стоп-кадром) скорости как наиболее информативного показателя динамики изменения скоростных процессов, прежде всего пылегазовых выбросов из взрывных скважин. Так, для скважины 7 на рис. 2.13 в расчёт принят пик скорости 108, а не 236 м/с. Все три скважины находятся рядом, характер диаграмм для скважин 8 и 9 для первых 5 точек весьма близок, а если первый выброс скважины 7 уменьшить вдвое, все три диаграммы будут идентичны, что подтверждает правильность принятого подхода к выбору максимальной скорости выброса для расчётов. Влияние отклонения интервалов замедления от номинала – второй существенный фактор, затрудняющий визуализацию пылегазового выброса из конкретных скважин. На рисунке 2.13 видно, что схема работает фактически через 160 мс по врубу. Производитель системы Rionel допускает отклонения для поверхностных замедлителей в 150 и 200 мс $\pm 12,5$ мс, а скважинные замедлители номиналом 750 мс могут срабатывать в интервале от 725 до 800 мс.

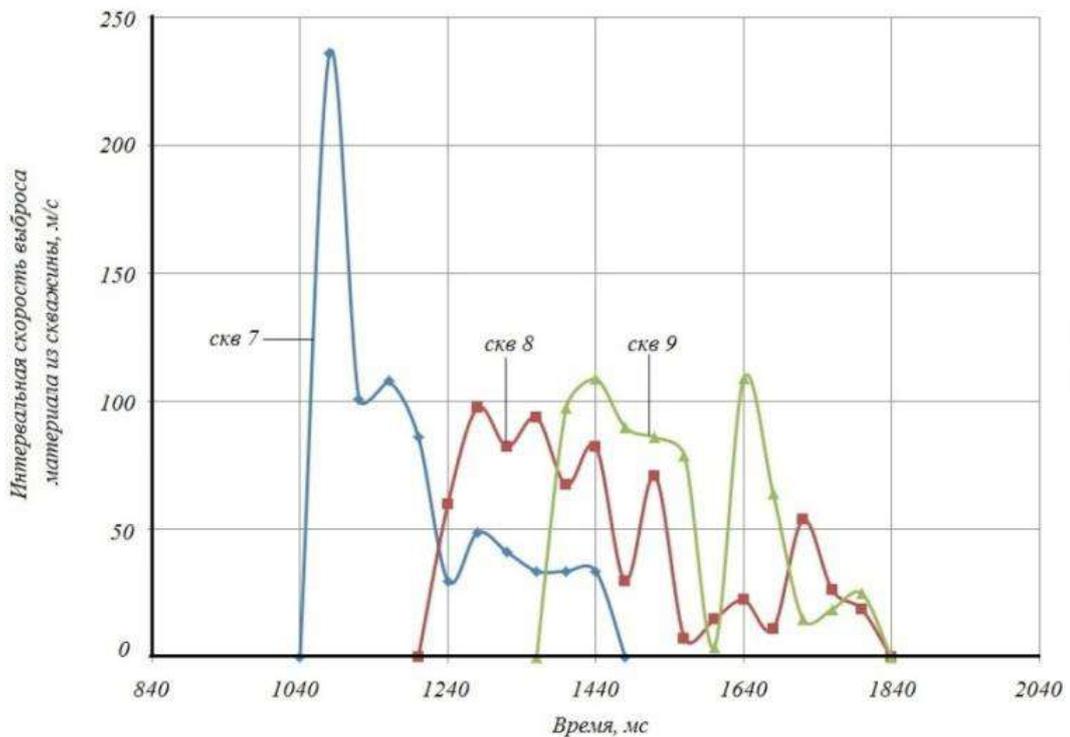


Рис. 2.13. Динамика выбросов забоечного материала из скважин 7–9.

Сравнение интервалов замедления по фактически замеренным скважинным зарядам с расчётными показало, что данная партия поверхностных замедлителей работает ближе к интервалу 160x210 мс (Рисунок 2.14).

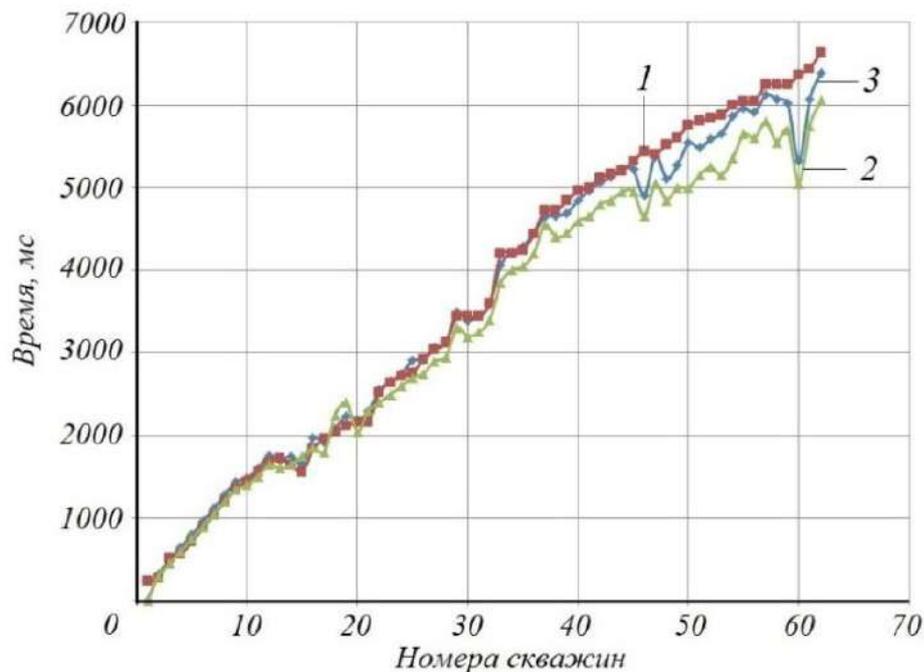


Рис. 2.14. Графики времени задержки измеренных скважин: фактический (1), расчётный по номиналу 150×200 (2) и расчётный по максимальному отклонению 160×210 (3)

До времени 2000 мс все три графика практически совпадают, далее начинается отставание графика по номиналу, а после 5000 мс отстает и график по максимальному отклонению. Резкие отклонения времени срабатывания скважин 46 и 60 могут быть объяснены отклонением от номинала и скважинных замедлителей.

В работе [90] утверждается, что с первых ступеней замедления неэлектрические системы инициирования с волноводами в значительной степени перестают выполнять функцию регулятора короткозамедленного взрывания, обеспечивающего качество дробления горной массы, и выполняют только функцию увеличения общей продолжительности взрыва. Величина среднеквадратического отклонения замедлителей от номинала накапливается по мере увеличения количества последовательно соединенных замедлителей, через которые инициирующий импульс подходит к данному заряду, сделан вывод в работе [90, с.65]. Это означает, что чем больше в схеме взрывания задействовано последовательно соединенных замедлителей, тем в меньшей степени они выполняют свою роль регуляторов короткозамедленного взрывания, обеспечивающих качество дробления горной массы. Показан характер разброса времени задержки взрыва продольного ряда скважинных зарядов по отношению к зарядам предыдущего ряда при проектном интервале замедления 42 мс, когда уже с первых ступеней замедления среднее значение накопленного отклонения становится сравнимым с величиной номинала. После этого поверхностные замедлители начинают играть роль только

средства увеличения общего времени инициирования всей системы зарядов. Подтверждения такого вывода имеется и в наших наблюдениях: на рисунке 2.14 это накопление прослеживается достаточно уверенно. При расчётном времени срабатывания последней скважины блока по схеме 160×210 мс 6760 мс зафиксирован (но не замерен по объективным причинам) выброс на кадре 7160 мс.

Основной вклад в разброс времени инициирования вносят скважинные замедлители [90, с.65]. Этот тезис тоже находит подтверждение в наших исследованиях. Так, уже на 4-й скважине зафиксирован почти одновременный взрыв двух скважин (Рисунок 2.15, а). При этом сложно утверждать, к какой скважине относится меньший выброс – к врубовому ряду или к скважине перед ним. Но, в любом случае, этот выброс относится к скважине, которая должна срабатывать через 60 мс и такое отклонение не могло быть без участия скважинных замедлителей с их паспортным отклонением от номинала в + 50 и – 25 мс. Проследить этот выброс не представилось возможным – уже через 120 мс он стал неразличим на фоне большего выброса (Рисунок 2.15, б). Аналогичная картина повторилась со скважиной 7 (Рисунок 2.15, в) и рядом других. Высокая разрешающая способность современных цифровых видеокамер позволяет идентифицировать мелкие детали на стоп-кадрах, повышая точность измерений. Видеосъемку можно использовать и для оценки качества взрыва по крупности горной массы, параметрам развала и производительности выемочной техники в зависимости от результатов взрыва.

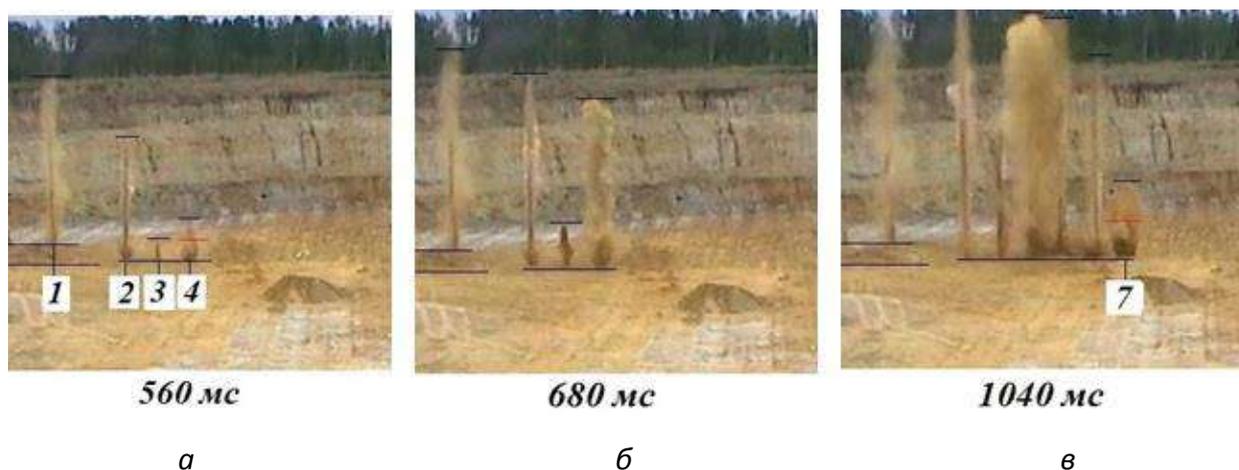


Рис. 2.15. Пылегазовый выброс из скважин 4 и 7

На большинстве небольших карьеров золоторудной отрасли отсутствует прямая связь между качеством дробления горной массы и производительностью выемочной техники из-за необеспеченности автосамосвалами. А прямая съемка времени погрузки, особенностей про-

работки подошвы и пр. позволяют оценить качество взрыва вдобавок к фотографиям поверхности развала, забоя экскаватора, горной массы в кузове, негабарита и пр.

2.4. Моделирование процессов развития массовых взрывов

При переходе на НСИ и электронные системы взрывания на предприятиях ООО «АВТ–Амур» были выполнены исследования по существенному увеличению интервалов замедления электронной системой инициирования Davey Tronic с программированием детонаторов на замедление 275 мс по рядам и 300 мс между рядами скважин и неэлектрической системой инициирования «Rionel» с замедлением между скважинами в ряду 150 мс и между рядами – 200 мс.

21 августа 2016 г. на карьере № 5 (Восток), гор. + 200 м был проведён экспериментальный массовый взрыв с видеосъёмкой блока № 518-190-4 91-В объёмом 71,6 тыс. м³. Замедление между скважинами поверхностной сети выполнено устройством неэлектрической системы RIONEL X: во врубе между рядами – 150 мс, в рядах – 200 мс. Блок разделен на две части: скважинные заряды верхней от старта части выполнены без забойки, вторая часть блока – с забойкой (Рисунок 2.16).



Рис. 2.16. Вид экспериментального блока № 518-190-4 91-В до взрыва

Такая схема принята потому, что взрыв каждого заряда без забойки можно отследить по пылегазовым выбросам, а заряды с забойкой часто срабатывают без выбросов [81].

Построение графической модели развития массового взрыва проводим по схеме срабатывания поверхностной сети, представленной на рисунке 2.17, где видно, что старт массового взрыва начинается со скважинного заряда 116. Радиус зоны трещинообразования может достичь предельной величины в $40R_{зар}$ [91], а радиус зоны предразрушения, который по различным оценкам достигает от 60 до 250 радиусов заряда [92-94], – величины в $(200-250)R_{зар}$, т. е. 22-27,5 м. Принимаем для построения графической модели ориентировочную величину зоны трещинообразования 9 м, а зоны предразрушения – 44 м [81]. Тогда при взрыве первого врубового заряда 116 зона предразрушения пройдёт через окрестности расположения 39 скважинных зарядов: 81–85, 91–96, 102–107, 113–115, 117, 118, 124–129, 135–140, 147–151 (Рисунок 2. 18).

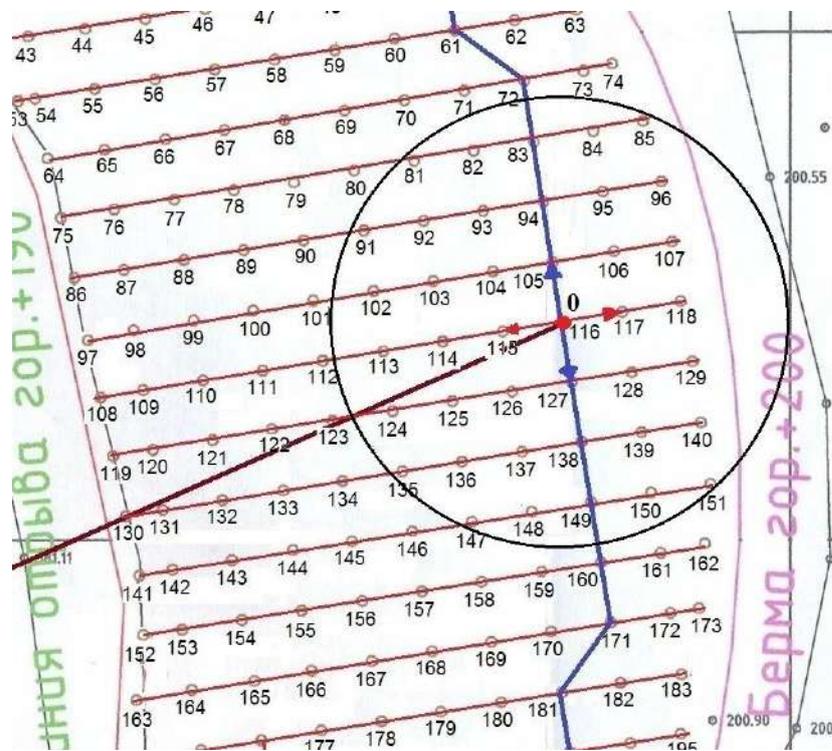


Рис. 2.18. Размер зоны предразрушения при взрыве стартового заряда 116

Перед взрывом последующих врубовых зарядов 105 и 127 волна напряжения производит формирование трещин в полном объёме зон трещинообразования и предразрушения в фазах сжатия и растяжения. При этом времени 150 мс вполне достаточно на формирование трещин в обеих зонах до полного раскрытия. Волны напряжения поглощаются в зоне трещинообразования взорванных скважин [15], что необходимо учитывать при построении последующих зон предразрушения – они выглядят в виде секторов окружностей различной конфигурации. Районы расположения скважинных зарядов, попадающие в зоны перекрытия секто-

ров предразрушения дважды подвергаются воздействию волн напряжения (Рисунок 2.19). На рисунке 2.19 в зоны предразрушения двух врубовых зарядов 105 и 127 попадают уже 49 районов расположения скважинных зарядов; через 29 из них волны напряжения прошли дважды, а через 8 – трижды. Зона предразрушения от заряда 127 ограничена сверху лучами, выходящими из центра взрываемого заряда касательно зоне трещинообразования стартового заряда 116. Поэтому в эту зону попадают слева только заряд 102 и ниже расположенные ряды, а справа – только заряд 118. Заряды 115 и 117 в зону предразрушения заряда 127 уже не попадают.

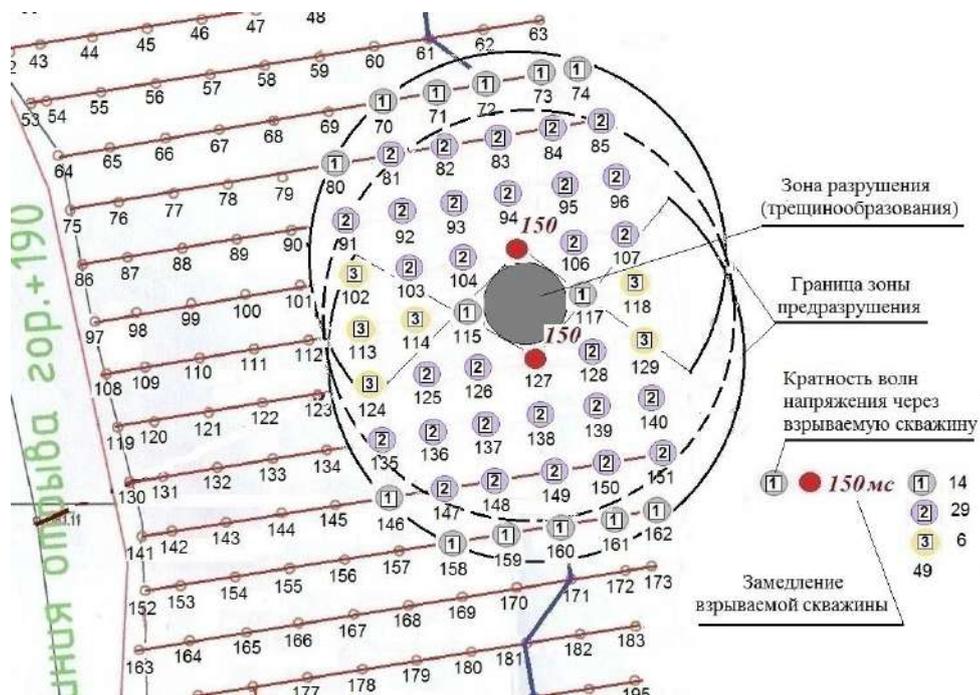


Рис. 2.19. Зоны трещинообразования и предразрушения от взрыва следующих двух врубовых зарядов

На ступени замедления 550 мс (Рисунок 2.20) появляется заряд 113, через зону расположения которого прошли уже 13 волн напряжения. И если на второй ступени замедления взрываемые скважины испытали только одно воздействие волны напряжения, то на ступени замедления 550 мс – уже по 9 воздействий. Таким же образом можно построить картины расположения зон предразрушения для каждой ступени замедления любой схемы взрывания, рассчитать возможное количество волн напряжения и оценить их влияние на зону расположения каждого заряда, расположенного на взрываемом блоке, на момент его срабатывания. Собственно по этой методике и проводились исследования при подготовке материалов диссертации.

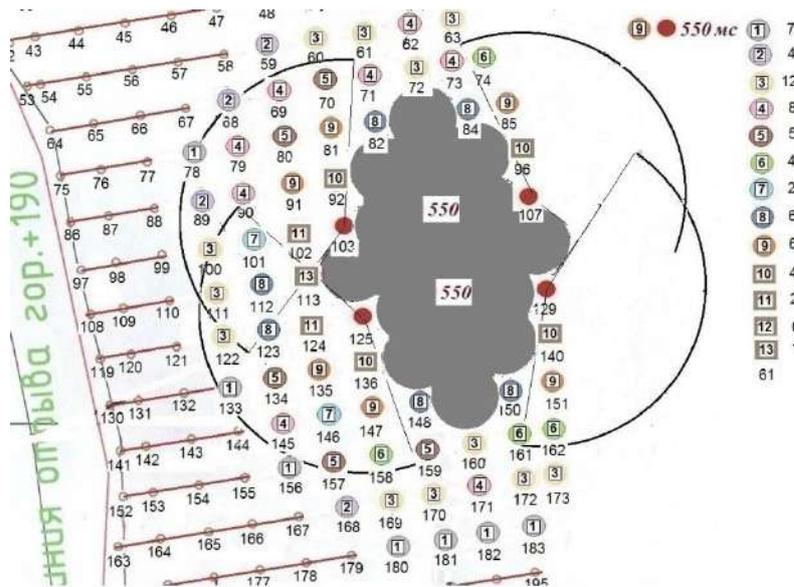


Рис. 2.20. Размеры зон трещинообразования и предразрушения после взрыва первых 23 скважинных зарядов

2.5. Выводы

2.5.1. Величину смещения и расположения взорванной горной массы целесообразно оценивать прямыми замерами на блоках, особенно в условиях сложного строения рудных тел. Поэтому расположение маяков различных форм и конструкций в специальных скважинах, расположенных между взрывными находит все большее применение на горных предприятиях.

2.5.2. Видеосъемка процессов взрывного разрушения горных пород блока и динамики их перемещения бытовыми цифровыми видеокамерами позволяет с достаточной степенью точности определять необходимые параметры качества дробления и развала горной массы как в динамике, так и на стоп-кадрах.

2.5.3. Видеосъемка позволяет оценивать и элементы разброса времени срабатывания замедлителей, а также параметры выемки взорванной горной массы, характеризующие качественные показатели взрыва.

2.5.4. Предложенная графическая модель развития массового взрыва позволяет определить на каждой ступени замедления развития массового взрыва параметры зон предразрушения и кратность воздействия волн напряжения на каждый заряд блока до момента его срабатывания.

3. ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ ПОРОД С МИНИМАЛЬНЫМ ПЕРЕМЕШИВАНИЕМ ГОРНОЙ МАССЫ

3.1. Постановка проблемы

При взрывной подготовке к выемке скальных горных пород необходимо максимально сохранить уточнённые по результатам опробования взрывных скважин естественные контакты ценных руд с пустыми породами, обеспечивая при этом качественное дробление горной массы. Первое вызвано необходимостью снижения потерь полезного компонента за счет минимизации разубоживания применением селективной выемки, а второе – изменением технического парка выемочных машин.

Современный парк одноковшовых карьерных экскаваторов характеризуется большим разнообразием по маркам и техническим характеристикам этой техники. С начала XXI в. на карьерах России выросла доля гидравлических экскаваторов в общем объеме карьерных экскаваторов с ковшем вместимостью более 10 м^3 , что является закономерным следствием мировой тенденции перехода на энерговооруженные гидравлические экскаваторы [95, 96]. Сравнение основных моделей механического и гидравлического экскаваторов с ковшами одинаковой вместимости показывает, что масса гидравлического экскаватора в 2,4–3 раза меньше массы экскаватора-мехлопаты. Главным параметром экскаваторов с механическим приводом является геометрическая емкость ковша, которая и определяет производительность машины. Тяжелые механические лопаты, благодаря хорошей устойчивости, могут зачерпывать крупнокусковую горную массу, развивая большие усилия копания. Гидравлические же экскаваторы, имея втрое меньшую массу, при больших усилиях копания теряют устойчивость, что затрудняет их работу, поэтому к главным параметрам гидравлического экскаватора следует отнести не только вместимость ковша, но и его массу. В настоящее время большинство золоторудных карьеров оснащены гидравлическими экскаваторами с ковшами вместительностью до 18 м^3 . Для эффективной работы этих машин требуется мелкое дробление пород взрывом, что вынуждает увеличивать удельный расход ВВ, чаще всего путем уменьшения размеров сетки скважин. Поэтому необходимо решить две взаимосвязанные задачи: обеспечить качественное дробление горных пород повышением взрывной нагрузки, сохранив минимальное перемешивание взорванных пород в горной массе для снижения разубоживания руды сохранением установленных ранее первичных контактов «руда-порода». Идеальным решением является взрывное рыхление скальных пород без развала, с

размещением горной массы в контурах взрываемого блока путем перераспределения энергии взрыва с перемещения на дробление горной породы. Пристальное внимание ученых и практиков взрывного дела к проблемам создания инженерных методов управления энергией взрыва, позволили успешно решить многие сложные проблемы. Однако круг проблем по совершенствованию технологии взрывания ограничивается локальными задачами, что свидетельствует о трудностях в получении достоверной информации о процессах трансформации большей части энергии взрыва в работу по дроблению горных пород [97].

Во второй половине 20 века, когда основными средствами инициирования выступали детонирующий шнур с пиротехническими реле, были проведены серьезные исследования по более полному использованию импульса взрыва на дробление массива скальных пород при скважинной отбойке на карьерах [98–100].

В работе [98] рассматриваются главным образом трудно- и особо трудновзрываемые породы – массивы крепких горных пород относительно монолитного строения или близкие к ним по структуре. Под разрушением таких массивов понимается развитие в некотором объеме среды трещин, обусловленных воздействием взрыва. Поэтому разрушению и дроблению придается одинаковый смысл. При взрыве одиночного заряда ВВ, вследствие ударного нагружения давлением газов взрыва стенок зарядной полости, среда вокруг нее претерпевает все стадии сжатия, так как полость расширяется. По мере расширения полости численные значения напряжений в каждой точке возмущенной среды нарастают, поверхности с разрушающимися потенциалами тангенциальных σ_0 и сжимающих σ_r напряжений непрерывно перемещаются в среде от зарядной полости. При этом применительно к взрыванию в условиях неограниченного массива σ_0 , ответственная за возникновение и развитие радиальных трещин [101], изменяется по закону

$$\sigma_0 = \frac{r_n^2 P_H}{R^2}, \quad (3.1)$$

где r_n – радиус полости (заряда); R – расстояние до рассматриваемой точки; P_H – среднее начальное давление в полости.

$$P_H = \frac{1}{8} \rho D^2 \quad (3.2)$$

где ρ – плотность ВВ, D – скорость детонации ВВ.

В условиях неограниченного массива радиальные трещины от места взрыва распространяются практически до тех точек среды, где σ_0 численно равна пределу прочности на разрыв σ_p в момент прекращения расширения полости, образуя поле разрушения некоторого радиуса

R_h . Этому моменту соответствует максимум механической работы газов взрыва против сил сопротивления среды сжатию. Так как механическая работа расширения превращается в упругую энергию среды, за счет которой совершается работа разрушения, максимуму механической работы соответствует и максимум упругой энергии, переданной среде, что определяет максимум объема ее разрушения (дробления). Следовательно, величина R_h является максимальным радиусом разрушения и для максимального использования энергии взрыва заряда на разрушение необходимо и достаточно обеспечить такие условия, при которых его энергетические возможности будут полностью исчерпаны на работу расширения полости против сил сопротивления среды сжатию. Следует иметь в виду, что максимальное разрушение не означает наибольшей степени дробления разрушенного объема. Степень дробления среды при фиксированном заряде всегда повышается с уменьшением л.н.с. (W) от предельного значения, равного R_h , вследствие возрастания относительных размеров зоны с высокой плотностью распределения трещин вокруг полости. Так как при этом уменьшается время разрушения среды, то величина импульса также уменьшается, а удельные затраты энергии, ввиду уменьшения объема разрушения, возрастают [98].

При взрывании большого числа зарядов по схеме МКЗВ для максимального использования энергии взрыва на разрушение (дробление) среды необходимо создавать условия, при которых заряды работают независимо друг от друга. Такой принцип не может быть осуществлен в схемах, когда смежные заряды в рядах взрываются одновременно, а замедление осуществляется только между рядами, – трещины вокруг зарядных полостей не успевают развиться и раздробить массив [98]. Эта же мысль подчеркивается и в работе [102] – при МКЗВ наилучшее качество дробления достигается при полном развитии независимых максимальных зон дробления от взрыва каждого из зарядов с образованием наибольшего числа обнаженных поверхностей около взрывааемых зарядов. Это возможно при интервале замедления, обеспечивающем время действия взрывного импульса волны напряжений в массиве до достижения предельного размера зоны трещинообразования R_h , в противном случае размеры этой зоны ограничиваются расстоянием, пройденным продольной волной. Отсюда следует, что для максимального использования энергии взрыва на разрушение (дробление) среды необходимо создавать условия, при которых заряды работают независимо друг от друга.

Независимую работу при МКЗВ зарядов, размещенных в массиве равномерно, можно реализовать двумя способами: группированием в одновременно взрываемые ряды тех зарядов, которые отстоят друг от друга на расстояниях, исключающих взаимодействие полей напряжения, и с замедлением между взрывами таких зарядов; последовательным раздельным

взрыванием всех зарядов с определенным интервалом замедления между ними [98]. Нижний предел интервала замедления для независимой работы зарядов составляет величину:

$$\tau \geq \frac{Rh}{V_{тр}} \quad (3.3)$$

где $V_{тр}$ – средняя скорость распространения трещин в радиальных направлениях.

Раздельное поквaziнное взрывание приводит к диагональной схеме МКЗВ с увеличенным коэффициентом сближения зарядов m (отношение расстояния между скважинами в ряду к расстоянию между рядами). Реализация независимой работы зарядов обеспечивает резкое улучшение степени дробления пород. Наибольший эффект дробления достигается при $m = 8$ – выход негабарита снизился в 8–14 раз по сравнению с взрывами с $m = 1,1$. Отмечено, что при $m = 8$ (в условиях полностью независимой работы зарядов) дробящее действие торцевых частей сквaziнного заряда (радиус разрушения) существенно возрастает: лучше дробится значительный объем в районе забойки и лучше прорабатывается подошва уступа [98]. Однако объяснения причин таких показателей в работе не приводятся.

Среди способов отработки ценных руд с взрывным рыхлением горных пород специальными методами, снижающими перемешивание горной массы, взрывание на неубранную горную массу является одним из наиболее эффективных методов управления действием взрыва. Поэтому буферное взрывание на ранее взорванную горную массу получило большее распространение на карьерах, чем взрывание в абсолютно зажатой среде (на монолитный массив) [23]. Такое взрывание обеспечивает управление развалом горной массы и возможность селективной выемки. Наличие преграды из взорванной горной массы уменьшает боковое смещение взрываемого массива в период разрушения, что способствует уменьшению скорости смещения взрываемого массива в горизонтальной плоскости, за счет чего увеличивается продолжительность действия взрыва на среду и повышается коэффициент полезного использования энергии взрыва. В этом заключается физическая сущность взрывания в зажатой среде [91].

Однако буферное взрывание на ранее взорванную горную массу требует больших размеров рабочих площадок и его целесообразно применять только на рудных участках. Хотя для высокоценных руд предлагаются иногда эксклюзивные решения, например, в способе взрывной подготовки горной массы к селективной выемке [103] для снижения потерь ценных руд и примешивания пустых пород, сохранения природной структуры массива, со стороны отработанного горизонта сооружается буфер из неубранной горной массы, например, вскрышной породы после прошедшего взрывания. Оконтуривающие скважины бурят на контакте «руда-порода» со стороны лежащего бока залежи с качественной рудой под углом

её залегания, ряд оконтуривающих скважин взрывают одновременно, далее короткозамедленно в зажатой среде взрывают заряды основных скважин, пробуренных в оставшейся части блока непосредственно в рудном теле и некондиционной руде.

Сама постановка вопроса о сооружении буфера из ранее взорванной вскрышной породы, которую затем необходимо будет еще и убрать, выглядит скорее как жест отчаяния или констатация тупика, в который заходят обычные технологические решения по взрывному рыхлению массивов горных пород при необходимости их минимального смещения. Поэтому мы обратили более пристальное внимание на взрывное рыхление с увеличенными интервалами замедления по схеме «один заряд – одно замедление», которое развивается в последнее время [84, 103–109].

3.2. Увеличение интервалов замедления как направление совершенствования взрывного рыхления на рудных карьерах

Многолетняя практика ведения взрывных работ на карьерах показывает, что управление взрывом для достижения заданных показателей возможно лишь при правильно выбранной последовательности взрывания скважинных зарядов. При прочих равных условиях интенсивность разрушения горных пород при взрыве предопределяется характером взаимодействия зарядов – длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, создаваемых каждым зарядом. Установлено, что при МКЗВ наилучшее качество дробления достигается при полном развитии независимых максимальных зон дробления от взрыва каждого из зарядов с образованием наибольшего числа обнажённых поверхностей около взрывааемых зарядов [23].

Известно, что процесс дробящего действия взрыва в среде – это активная составляющая часть общего разрушения горных пород с нарушением сплошности или разделением (диспергированием) пород в результате действия на них различных физических факторов взрыва. Этот процесс подробно рассмотрен в работе [110, с.216]. Ударная волна от взрыва заряда ВВ (1 на рисунке 2.1) переходит в волну сжатия (напряжения) в виде неупругого возмущения среды с достаточно плавным изменением параметров и скоростью распространения, равной скорости звука в данной среде, а время выведения вещества из состояния покоя всегда меньше времени возвращения его к этому состоянию (2 на рисунке 3.1).

Так, в работе [111] указано, что в граните зона спада пика давления взрывной волны в $3,1 \pm 0,1$ раза превышала зону нарастания, независимо от расстояния до скважины, такое же

соотношение было в мергеле, но в песчаниках и мелах оно было значительно большим (и убывающим с течением времени). При этом деформации нарастают по линейному закону, а спад происходит по экспоненциальному и время спада в несколько раз превышает время нарастания. Автор предположил, что для скважинных зарядов массой 250 – 850 кг, применяемых в промышленности, общее время действия фаз нарастания деформаций и их уменьшения значительно возрастёт. Аналогичный факт превышения в три раза времени действия отрицательной фазы волны напряжения над временем действия положительной фазы установлен в работе [112].

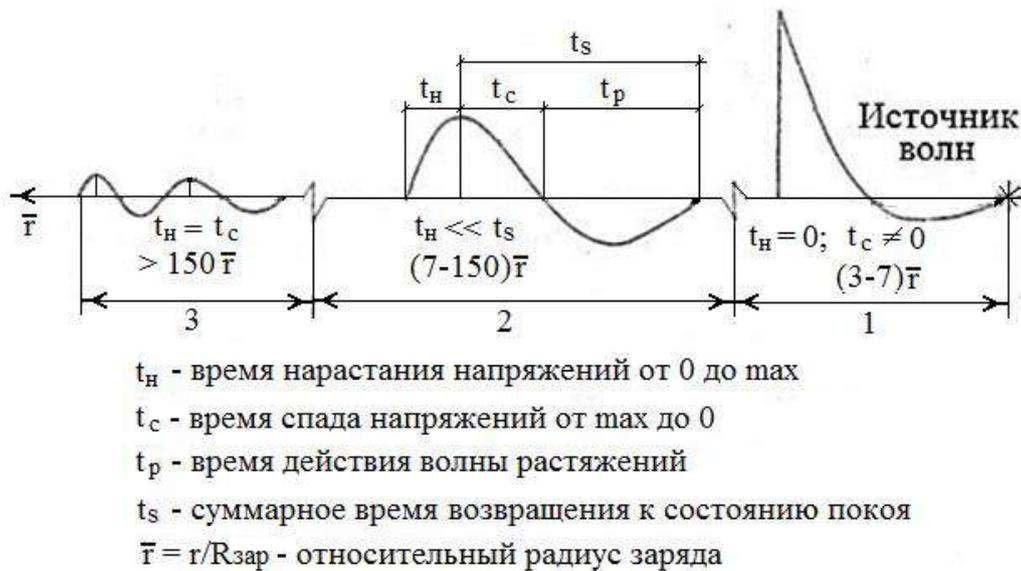


Рис. 3.1. Зоны распространения волн взрыва: ударных (1), сжатия (2) и сейсмических (3)

В области распространения волн сжатия, охватывающей объем 120 – 150 радиусов заряда ($R_{зар}$), среда ведёт себя не упруго, в ней возникают остаточные деформации, ведущие к нарушению сплошности среды. Таким образом, процесс разрушения массива горных пород, ограниченного открытой поверхностью, протекает не мгновенно, а в течение определённого периода времени, когда система сил и напряжений, участвующих в разрушении, значительно изменяется в пространстве. Процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется одним видом разрушения – отрывом под действием растягивающих напряжений от действия волны сжатия в фазе разрежения. Это и приводит к образованию систем трещин, разделяющих массив горных пород на отдельные [110, с.219].

Наличие в среде естественных трещин ведёт к резкому перераспределению возникающих в ней напряжений и вызываемых ими деформаций. На границах поверхностей трещин волны сжатия отражаются, определяя в дальнейшем разрушение отрывного характера на поверхности данной трещины. На кинетику разрушения неоднородных трещиноватых горных

пород (а все массивы горных пород именно такими породами и представлены) существенно влияют скорость и глубина прорастания трещин, связанная с механизмом развития естественных трещин и их зародышей, существующих в среде, и условиями перехода энергии взрыва в энергию образования новых поверхностей. Под действием циклической знакопеременной нагрузки возникает поток энергии в вершину трещины. При этом одинаковые по абсолютной величине растягивающие и сжимающие напряжения создают равные потоки энергии, однако их влияние на рост трещины прямо противоположно: энергия сжимающих напряжений оказывает упрочняющее действие, а растягивающих – направлена на разрыв связей в вершине трещины [49]. Рост трещины не может происходить на стадии действия сжимающей нагрузки, несмотря на приток энергии в вершину трещины. Эта особенность соответствует физической природе механизма разрыва связей только под действием растягивающих или касательных напряжений, причём не вся энергия растягивающих напряжений расходуется на рост трещины, а только её превышение над энергией деформаций среды. После достижения трещиной максимального приращения, что происходит на стадии действия растягивающей нагрузки, в течение последующего времени длина трещины остаётся постоянной (не залечивается).

По большинству положительных эффектов от применения МКЗВ при взрывных работах сформировались достаточно чёткие общепринятые представления. Вместе с тем, по одному вопросу – о влиянии величины замедления на процесс разрушения горных пород при последовательном взрывании комплектов зарядов – высказываются самые разнообразные мнения, порой прямо противоположные. Наметились два взаимоисключающих направления: первое – на уменьшение замедления до величины, меньшей начала сдвижения пород [113], второе – на увеличение замедления до величины, обеспечивающей формирование дополнительных обнажённых поверхностей. Так, в работе [114] интервал замедления при МКЗВ рекомендовалось выбирать, исходя из условия: взрыв первой серии зарядов должен обеспечить разрушение воронки взрыва, а взрыв второй серии должен произойти до отделения призмы выброса от массива, иначе поле напряжений от второго заряда не проникнет в призму выброса. В то же самое время взрыв зарядов второй очереди должен производиться в момент, когда призма выброса против зарядов первой очереди, оконтуренные радиальными трещинами, сдвинутся настолько, что в массиве образуются трещины такой ширины, когда их можно рассматривать как новые поверхности обнажения. Такое состояние в массиве наступит после того, как призма выброса вспучится примерно на 0,1 м, при этом отмечалось, что нельзя принимать завышенных значений, ибо все трещины, проникшие в область зарядов второй очереди, успеют раскрыться, что отрицательно скажется на качестве дробления. По-

следняя посылка никак не обоснована ни теоретически, ни практическими наблюдениями. Время образования призмы выброса в массиве принималось равным 14–17 мс, ее вспучивание – 10 мс, поэтому, учитывая величину диаметра заряда, линии наименьшего сопротивления и свойств пород, выраженных через скорость разрушения среды, время замедления между взрывами групп зарядов рекомендовалось от 10 до 50 мс. Ещё один постулат – к моменту взрыва зарядов второй очереди весь массив должен еще находиться в напряженном состоянии, вызванном взрывом зарядов первой очереди, также не раскрыт: за счет чего массив горных пород находится в напряжённом состоянии? Ведь волна напряжений смещается по массиву со скоростью звука в среде (3-4 км/с), следовательно, ее влияние ограничивается первыми миллисекундами.

Улучшение качественных показателей взрывов с применением неэлектрических систем инициирования типа ИСКРА характеризуется компактной формой развала взорванной горной массы, что способствует снижению потерь и разубоживания; уменьшением выхода крупнокусковых фракций горной массы; улучшением качества проработки подошвы уступа и снижением сейсмического эффекта. Это объясняют многократным взрывным нагружением массива горных пород при реализации принципа «один заряд – одно замедление», что способствует образованию дополнительных поверхностей обнажения [54], поэтому в работе [104] удельное замедление между скважинными зарядами в ряду принимают от 29 мс/м, а между рядами – от 33 мс/м. Именно сочетание принципа «один заряд – одно замедление» и увеличенных интервалов замедления позволяет радикально повысить качество дробления горной массы.

Под действием взрыва удлиненного заряда в породе за зоной регулируемого дробления с радиусом r образуется зона предразрушения за счет формирования в породе микро- и макротрещин. Специальными экспериментальными исследованиями [47], установлено, что снижение прочности пород на одноосное растяжение не менее чем на 15 % имеет место до $1,35r$.

Увеличенные интервалы замедления при взрывании отдельными зарядами, а не группами, позволяют практически на порядок увеличить общее время действия на массив горных пород многократных знакопеременных нагрузок, включая растягивающие напряжения. Так, общее время развития взрыва условного блока из 81 скважины увеличивается с 536 мс при схеме взрывания 25×42 мс (Рисунок 3.2) до 5600 мс при схеме взрывания 300×400 мс (Рисунок 3.3).

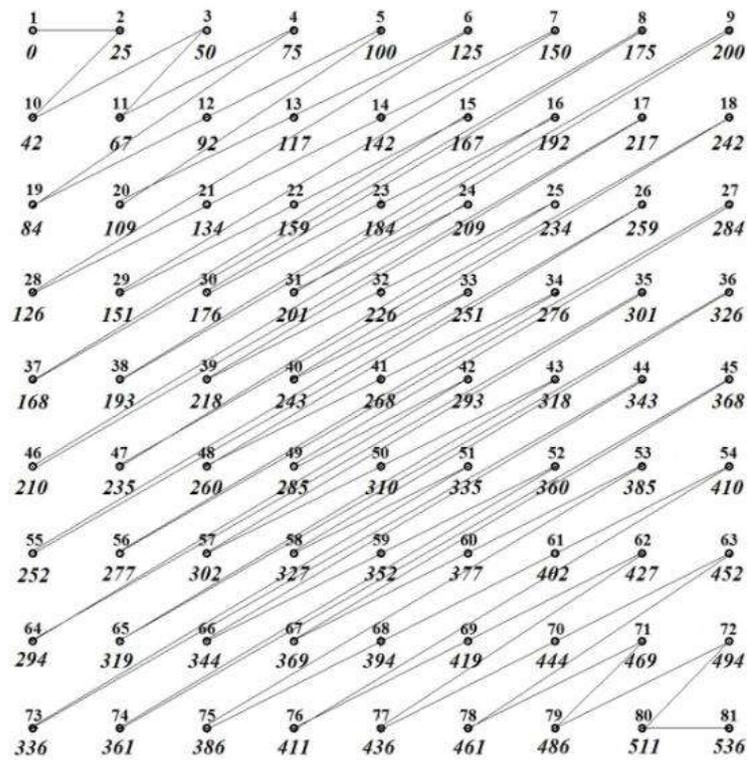


Рис. 3.2. Общее время развития взрыва блока при схеме взрывания 25×42 мс

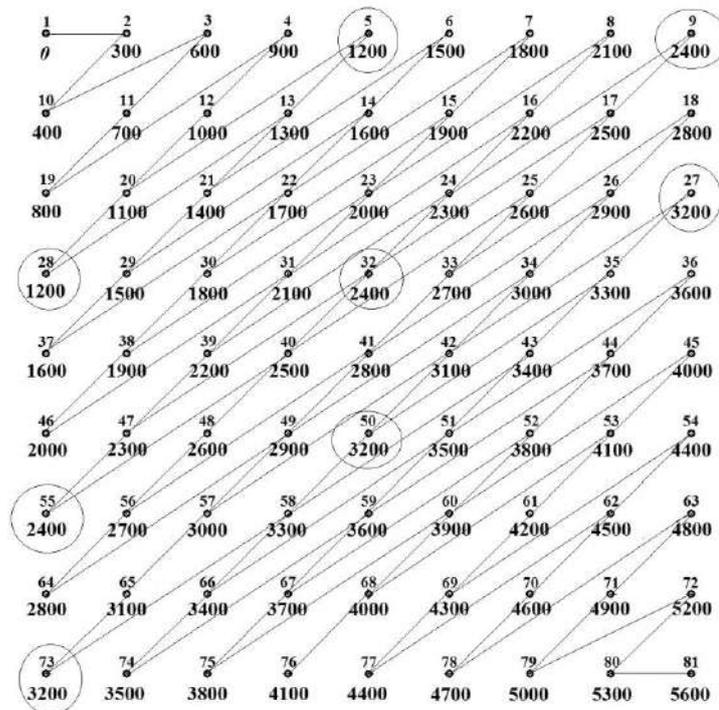


Рис. 3.3. Общее время развития взрыва блока при схеме взрывания 300×400 мс

Существенно меняется распределение замедления между последовательно взрывающимися скважинными зарядами при различных схемах взрывания (Рисунок 3.4).

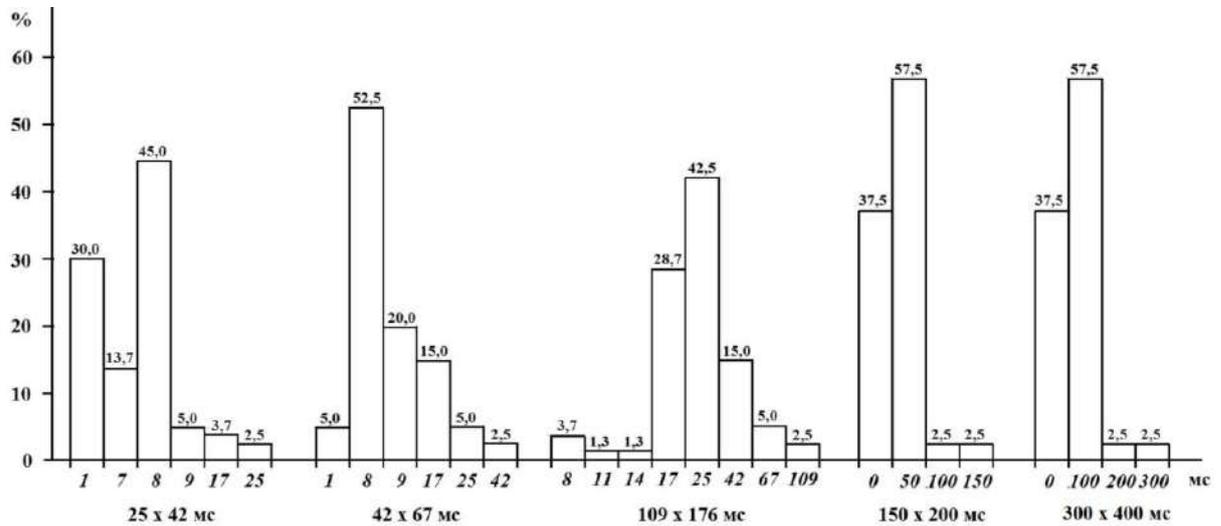


Рис. 3.4. Количественная характеристика интервалов замедления между соседними взорванными скважинами при различных схемах взрывания

В схеме с замедлениями 25×42 мс 88,7 % составляют интервалы от 1 до 8 мс, в схеме с замедлениями 42×67 мс 87,5 % составляют интервалы от 8 до 17 мс, в схеме с замедлениями 109×176 мс 86,2 % составляют интервалы от 17 до 42 мс, а в схеме с замедлениями 300×400 мс 57,5 % составляют замедления в 100 мс. Еще 37,5 % скважин взрываются одновременно из-за кратности ступеней замедления 100 мс, но расстояние между такими скважинами всегда большое, исключаяющее их взаимовлияние, (на рисунке 3.3 часть из них выделена овалами) да и между ними уже имеется разрушенный предыдущими взрывами массив, поглощающий волны напряжения [81].

В работе [115] изложены основы теоретического подхода к изучению особенностей волнового предразрушения горных пород, в котором считается, что микротрещины в области упругого деформирования развиваются под действием импульса растяжения в упругой волне. Определяющими параметрами являются величина импульса растяжения, время его действия и скорость начала развития микротрещины, и при определенном соотношении величин этих параметров природные зародышевые микротрещины могут прорасти на некоторую величину.

Так, в работе [49] показано, что приращение длины трещины за один цикл «сжатия-растяжения» составляет 10 мм, что феноменологически трактуется как предразрушение породы. Последнее чрезвычайно важно для повышения степени дробления горных пород взры-

вом, ибо микроструктурные параметры породы в области упругого деформирования могут существенно изменяться при серии взрывных воздействий, поскольку возникает накопительный эффект [93]. При этом установлено, что на развитие трещины влияет не только степень нагруженности внешней среды, но и направление прихода волны напряжений – действию ее вдоль трещины на развитие трещины не влияет [116]. Отсюда следует, что размеры области предразрушения могут увеличиваться при продолжающихся динамических воздействиях на массив, и этот фактор техногенного воздействия на породу следует учитывать. В зависимости от технологических факторов размеры области предразрушения породы могут различаться в несколько раз: показатель соотношения радиусов зоны предразрушения R и зарядной полости $R_{зар}$ изменяется от 13 до 90 [115] и даже до 133 [112].

В работе [117] предложено считать, что при взрывном разрушении и дроблении, которые различаются лишь долей участия продуктов детонации зарядов ВВ, участвуют поршневое действие продуктов детонации ВВ в замкнутом пространстве и действие волн напряжений, распространяющихся от заряда к свободной поверхности и в объеме. Первая зона (зона «а») – зона пластических деформаций и интенсивного дробления формируется под действием ударной волны. Вторая зона (зона «б») – зона трещинообразования или зона основного разрушения формируется под действием волн напряжения (затрачивается ≈ 74 % запаса энергии ВВ). За ними дальше следует третья зона – зона сейсмических колебаний, формируется под действием сейсмических волн (затрачивается около 1 % запаса энергии ВВ). На этом авторы останавливаются, не уточняя на какие именно процессы расходуется этот процент энергии ВВ, ведь, как известно, энергия не исчезает, а переходит из одной формы в другую. В какую?

В основу определения времени замедления положены представления о механизме разрушения пород с применением короткозамедленного взрывания. Ханукаев А.Н. [118] в определении интервала замедления исходит из предположения о развитии процесса разрушения при взрывании в такой последовательности: распространение волны напряжения от заряда и обратно, образование трещин, формирование новой свободной поверхности после смещения горной массы. При выборе схем взрывания основная роль отводится максимально допустимому интервалу времени замедления между смежными рядами скважинных зарядов ВВ. По многим рекомендациям этот показатель равняется 100 мс.

Профессор Г. И. Покровский [119] уже в то далекое время указал на существенное влияние взаимодействия взрывных волн от соседних зарядов на характер разрушения горных пород при МКЗВ.

Друкованый (114, с. 189) рассматривает время замедления при МКЗВ из условий прохождения волной сжатия расстояния до контура взрываемого объема породы, ее отражения и прохождения уже в виде волны растяжения расстояния до второго взрываемого заряда. По его мнению, взрыв заряда второй очереди в волне разрежения «вызывает интерференцию прямой и отраженной волны, что и приводит к улучшению дробления». В то же самое время он считает, что определенное по формулам Г. И. Покровского время в 3–8 мс недостаточно для карьеров, не обеспечивает нужного эффекта взрыва. Здесь следует более внимательно подойти к этому тезису, именно здесь, по нашему мнению, и кроется основная ошибка в рассуждениях исследователей тех лет. Прежде всего, интерференция волн может протекать как синфазно, так и в противофазе. Если рассматривать взрыв заряда второй очереди в волне разрежения, то взаимодействие волн напряжения происходит в противофазе, когда амплитуда волны сжатия будет снижена волной разрежения, поэтому сложно ожидать улучшения дробления. Если же взрыв заряда второй очереди происходит в волне сжатия, тем более сложно ожидать улучшения качества дробления, ибо общепринятым считается, что разрушение горных пород происходит только в стадии растяжения.

Таким образом, убедительных доказательств использования малых интервалов замедлений для улучшения качества дробления нам в литературе обнаружить не удалось. Поэтому считаем необходимым этот вопрос рассмотреть с учетом процессов, происходящих в зоне предразрушения.

3.3. Управление взрывным рыхлением горного массива через зону предразрушения

В последние годы в результате теоретических и экспериментальных работ [120, 121] было установлено, что механическое действие взрыва проявляется не только в дроблении и разрушении горных пород, но и в разупрочнении на удаленных ($\gg R_{тр}$) расстояниях от заряда. В этой области волны напряжений, проходящие от взрыва заряда ВВ, способствуют развитию существующих микродефектов и микротрещин, повышению их концентрации, ослаблению межзерновых и межкристалльных связей. Массив горных пород меняет свои прочностные и деформационные свойства, переходит в новое состояние, называемое предразрушенным. Эксперименты по многократному взрывному нагружению образцов железистых кварцитов показали, что в этом случае увеличивается доля мелких фракций в гранулометрическом составе дробленой руды, что адекватно результатам короткозамедленного взрывания в практике взрывного дела. Следовательно, «важно не увеличение удельного рас-

хода ВВ, а повышение энергии взрыва на дробление за счет роста КПД использования энергии взрыва средствами, которые разработаны и освоены советскими взрывниками: увеличение длительности импульса взрыва заряда ВВ, применение прогрессивных схем расстановки коротких замедлений, обеспечивающих мно-гократность и знакопеременность взрывных нагрузений» [122]. Однако реализовать такие подходы стало возможно только с появлением современных средств инициирования по схеме «один заряд – одно замедление».

Следует отметить существенный недостаток современных методик проектирования параметров БВР – в них процесс предразрушения практически не учитывается [63], в то время как интенсификация процесса предразрушения горных пород до взрыва конкретного скважинного заряда является серьезным резервом снижения энергоемкости разрушения и повышения качества дробления. Уже М. А. Кук [58] классифицировал два основных вида предразрушения горных пород: первичное связано с влиянием экзогенного взрывного процесса на прочность отбитой породы, проявляющуюся при ее экскавации, дроблении и измельчении, а вторичное – связано с влиянием предшествующих взрывов каждого заряда на относительную прочность еще не отбитой породы в районе расположения каждого конкретного заряда. Хотя, с точки зрения логики, именно этот процесс и является первичным, накопительным предразрушением.

В работе [108] предложено использовать при расчете параметров зарядов конкретных скважин интенсивность ослабления массива горных пород проходящими волнами напряжения от каждого из ранее взорванных зарядов, исходя из соотношения размеров сетки скважин и зон предразрушения. Предварительная оценка ослабления окрестностей зарядов всего взрывного блока позволяет выбрать предпочтительную схему взрывания для полезного ископаемого и пустой породы, уменьшая величину зарядов в последнем случае. Так, для диагональных схем при опережающем взрывании зарядов крайних рядов количество волн напряжения, проходящих через районы расположения зарядов, возрастает на 30%, а суммарная интенсивность предразрушения – на 55,4%, в сравнении с опережающим взрыванием зарядов средних рядов. Таким образом, оптимизация процессов предразрушения позволяет управлять изменением прочностных свойств горных пород в процессе развития массового взрыва.

В то же время большинство расчетных формул обладают еще одним общим недостатком – не учитывается длительность воздействия импульса взрыва, связанного со временем распространения разрушения по массиву от точки инициирования. Это может приводить к неэффективному использованию энергии взрыва ВВ – не полностью прорабатывается подошва уступа, увеличивается выход негабарита и/или затраты на бурение [123].

Практика ведения взрывных работ показала, что с увеличением интервалов замедления выше 150–200 мс существенно меняется механизм развития взрыва в массиве горных пород – длительное распирающее воздействие сжатых продуктов детонации в трещинах предыдущих взрывов позволяет удлинять и расширять их [80, 81].

Важно отметить, что эффект предразрушения слабо влияет на скорость распространения волн напряжений, величина которых в прочных горных породах составляет порядка 3000–6000 м/с, что в несколько раз выше скорости трещинообразования. Это обстоятельство является одной из причин того, что прохождение волны напряжений вызывает лишь первичное (начальное) трещинообразование вблизи заряда. Дальнейший рост образовавшихся вблизи заряда первичных трещин происходит в среде с изменёнными свойствами (предразрушенной среде), имеет место синхронизация по времени и скоростям процессов расширения газовой полости и развития трещин [94]. Предразрушение горных пород при распространении волн напряжений вызывает более интенсивное их затухание по сравнению с упругой областью. Расширение газовой полости как более длительный и медленный процесс определяет итоговые закономерности взрывного разрушения. Растут длина и раскрытие трещин в зоне дробления и их число в зоне предразрушения. В первом случае увеличивается возможность проникновения сильно сжатых продуктов взрыва (ПВ) в трещины и активного их расклинивания, что выражается снижением действия ПВ в сторону устья скважины при взрыве следующих зарядов – всё большее их количество уходит в возникшие от предыдущих зарядов трещины, способствуя их развитию. Тем самым обеспечивается возможность отказа от применения забойки при сохранении качества дробления пород. Во втором случае растёт общая нарушенность массива, способствующая увеличению количества ослабленных участков, служащих местами зарождения точек разрушения, поскольку прочность всей системы определяется прочностью самого слабого места.

Разработка технологии взрывных работ, позволяющей уменьшить разубоживание ценных руд путём снижения перемешивания их с пустыми породами, включает исследования на двух уровнях: лабораторном и промышленном, поскольку полигонные исследования не позволяют адекватно отражать перемещения больших масс горных пород без существенных затрат. Поэтому лабораторные исследования, включающие стадию моделирования развития каждого массового взрыва во времени и пространстве при различных технологических схемах инициирования поверхностных сетей целесообразно проводить графоаналитическим методом [81, 124] на основе современных концепций двухстадийного развития процесса разрушения пород взрывом [121].

Для решения поставленной технической задачи нами предложено вести взрывные работы по схеме взрывания «один заряд – одно замедление». Стартовый импульс подают во врубовый ряд, расположенный по краю блока в глубине массива, предпочтительно по второму или третьему ряду, для создания взрыва «в жестком зажиме», в котором интервал замедления во врубовом ряду принимают от 100 мс, а в перпендикулярном направлении, по рядам отбойных скважин, – вдвое выше. Ведение взрывных работ в таком режиме рассмотрим на примере развития взрыва клиновой схемы 100 скважинных зарядов диаметром 215 мм, расположенных на условном технологическом блоке по сетке 4×4 м, с применением неэлектрической системы инициирования, например, RIONEL. Замедление между скважинами поверхностной сети может быть выполнено устройством RIONEL X, инициирование внутрискважинной сети – устройством RIONEL MS-30 с замедлением 750 мс. Для графического построения модели взаимодействия зон предразрушения зону разрушения скважинного заряда принимаем размером 6 м, а зону предразрушения – 43 м. Проведём сопоставление моделей развития массового взрыва для двух схем взрывания: применяемой в настоящее время группой компаний «Петропавловск» схемы 150×200 мс и предлагаемой, например, 100×200 мс. Старт инициирования проводим одинаково: по второму ряду в глубине блока по схеме «взрыв в жёстком зажиме» (Рисунок 3.5). Использование такой схемы зажима возможно при любых размерах рабочей площадки, ибо не требует технологических ограничений в виде подпора из неубранной горной массы предыдущего массового взрыва.

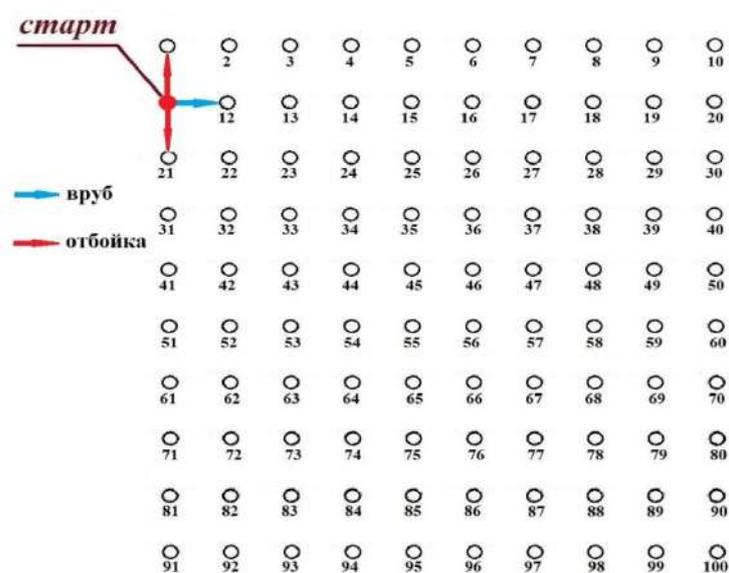


Рис. 3.5. Схема взрывания блока со стартом по принципу «взрыв в жёстком зажиме»

Схема замедления 150×200 мс имеет сравнительно крутую диагональ, когда скважинные заряды комплекта работают по схеме: следующий срабатывающий заряд комплекта расположен от первого через два ряда и через три скважины в ряду (Рисунок 3.6). Поэтому у скважин, попадающих в зону перекрытия секторов зоны предразрушения, кратность воздействия волн напряжения на районы их расположения не превышает двух.



Рис. 3.6. Развитие взрыва к 800 мс при схеме инициирования 150×200 мс

Картина развития массового взрыва по схеме 100×200 мс на рисунке 3.7 радикально изменилась в сравнении с взрывом по схеме 150×200 мс. Взрывание зарядов по схеме 100×200 мс выполаживает диагональ развития взрыва: следующий срабатывающий заряд

комплекта расположен от первого в соседнем ряду и через скважину в ряду. За счет выполаживания диагонали одновременно срабатывает комплект из шести скважинных зарядов: 7, 19, 27, 35, 43, 51 (удвоенный в сравнении со схемой 150×200). Поэтому у скважин, попадающих в зону перекрытия секторов зоны предразрушения, не только увеличивается до пяти кратность одновременного воздействия волн напряжения на районы расположения скважинных зарядов, но и происходит это воздействие с разных направлений, что, по нашему мнению, способствует увеличению фактора ослабления массива.

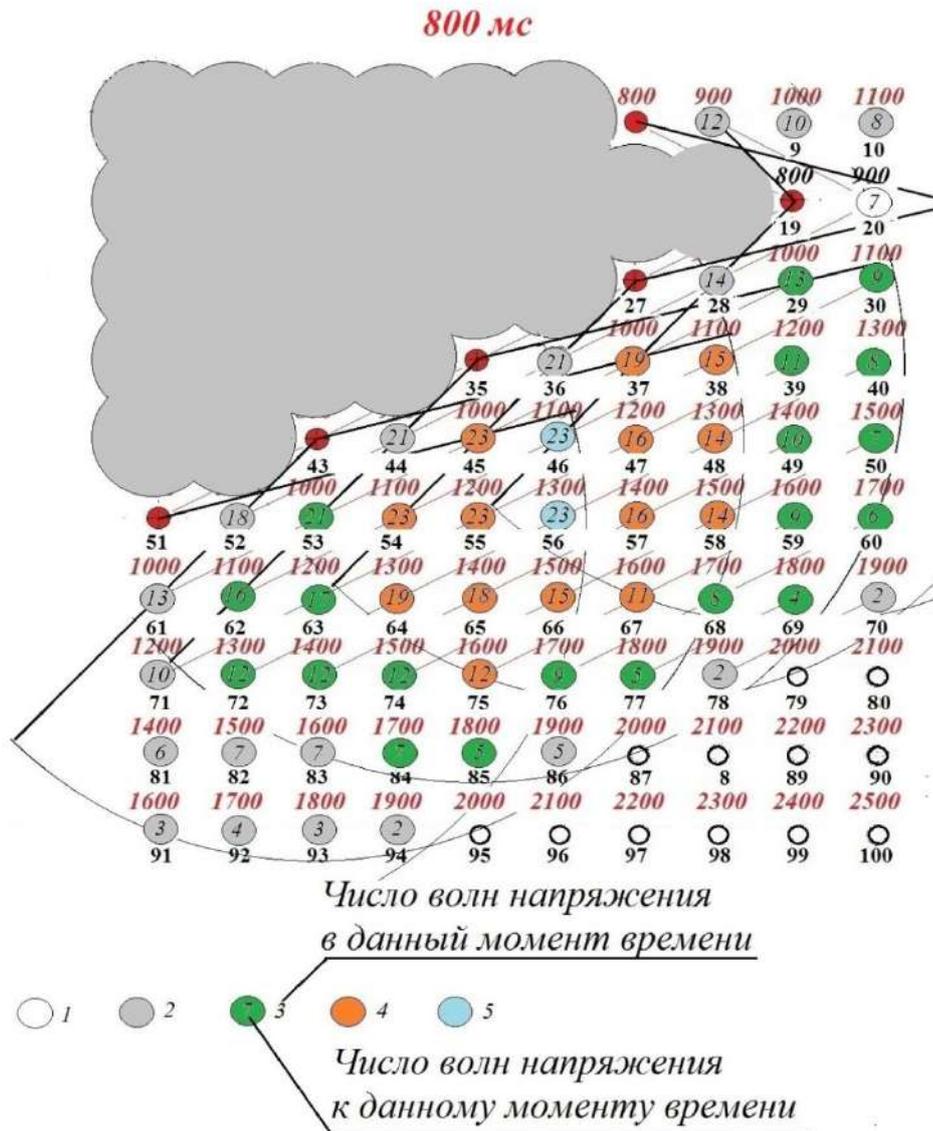


Рис. 3.7. Развитие взрыва к 800 мс при схеме инициирования 100×200 мс

На рисунке 3.8 приведено сравнение числа волн напряжений, прошедших через окрестности пятого ряда скважинных зарядов при обеих схемах взрывания; над столбиками гистограммы цифрами указана кратность их прохождения через район данной скважины.

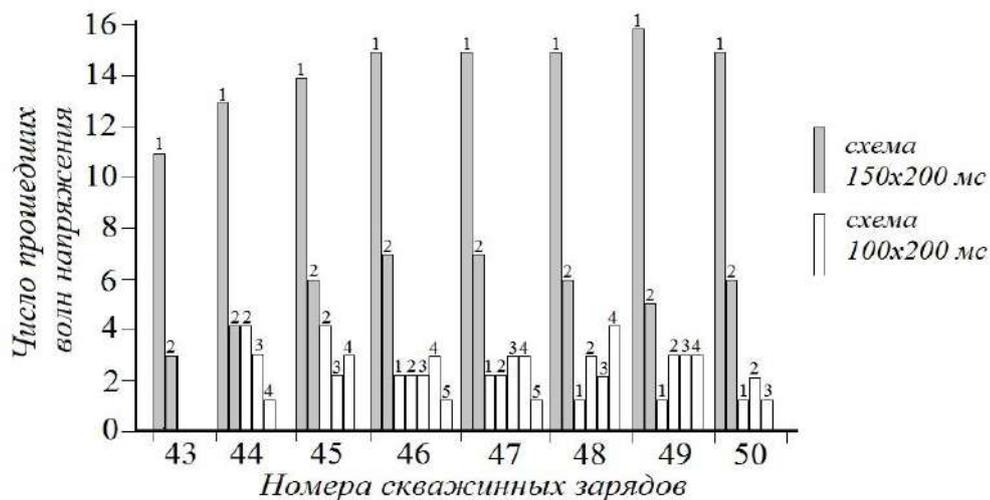


Рис. 3.8. Число волн напряжения, прошедших через районы расположения скважинных зарядов, при разных схемах взрывания

Рассмотрим особенности графического моделирование развития взрыва во времени и пространстве на примере рядового массового взрыва блока объемом 129015 м^3 с удельным расходом ВВ $0,94 \text{ кг/м}^3$, проведенного 20 ноября 2020 г на участке Центральном карьере Маломыр [125]. Схема взрывания: старт в начале блока на его середине с замедлением поверхностной сети во врубном ряду 400 мс и в перпендикулярном направлении (по рядам скважин) – 200 мс. Такие параметры приняты из-за разброса замедлителей как поверхностной, так и скважинной сети. Взорвано 940 скважинных зарядов диаметром 215 мм со средней глубиной скважин 6,1 м (средняя высота уступа 5,5 м), расположенных по сетке $5,0 \times 5,0 \text{ м}$ в 110 рядах с количеством скважин в ряду от 6 до 20 шт. В начале блока расположено до 20 скважин в ряду, ближе к середине – 16, к концу блока – 12. Длина блока (более полукилометра) не позволяет иллюстрировать его на читаемом рисунке, поэтому укажем лишь, что откос уступа расположен от точки старта по ходу развития массового взрыва слева (при графическом анализе откос уступа оказывается справа, поскольку развитие взрыва рассматривается сверху вниз). Для теоретического анализа картины развития массового взрыва в начале и конце промышленного блока выделены два участка в 15 рядов скважин. В начале блока в ряду 20 скважин, в конце – 12.

Для построения схемы развития взрыва принят радиус разрушения $35R_{\text{зар}}$ (3,7 м) и радиус предразрушения – $250R_{\text{зар}}$ (26,7 м). Таким образом, радиус зоны предразрушения перекрывает размер сетки скважин пятикратно. При построении графики для анализа прохождения волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов принято условие: при наложении зон предразрушения, сформированных одновременно взрываемыми заряда-

ми, на район расположения какого-либо скважинного заряда, он подвержен действию всех проходящих волн напряжения (в данном случае до пяти, с учётом кратности размера зоны предразрушения сетке скважин), независимо от направления прихода волны – это обуславливает знакопеременность и разнонаправленность воздействий. Исходя из этого условия, проанализируем развитие массового взрыва на выбранном участке.

На рисунке 3.9, показано положение зон предразрушения ступени замедления 200 мс. Над кружком, обозначающим скважинный заряд, указано замедление срабатывания от начала взрыва, под ним – его номер. Поскольку число скважин в рядах чётное (20), а врубовый ряд расположен посередине, возникла асимметрия: слева 9 зарядов, справа – 10.

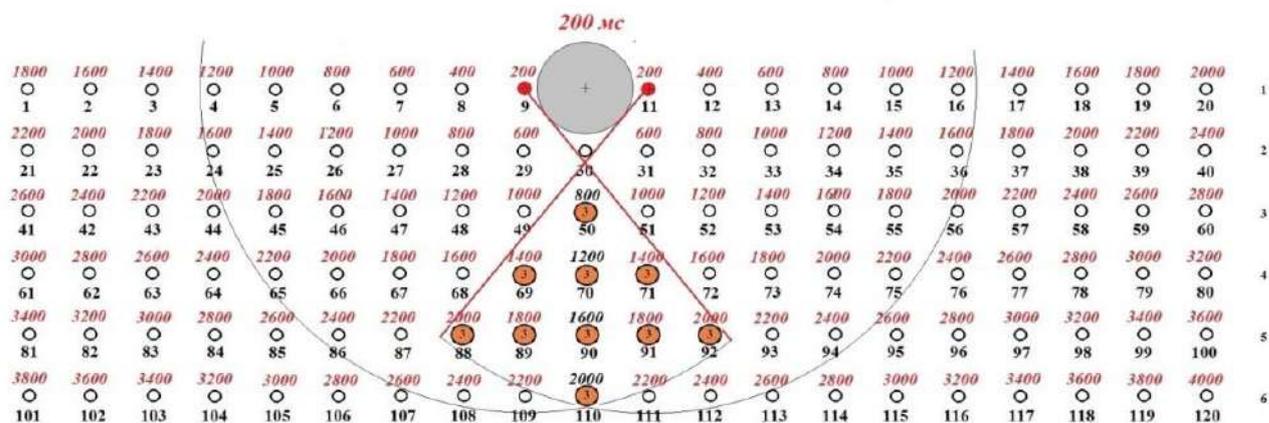


Рис. 3.9. Зоны предразрушения на ступени замедления 200 мс в начале блока

Зоны предразрушения, создаваемые взрывами 9-го и 11-го зарядов, ограничена лучами, выходящими из центра касательно зоне разрушения ранее взорванного заряда 10 до пересечения с окружностью радиусом $250R_{зар}$, и простирается до 6-го ряда. Под действие волн напряжения попадают районы расположения 59 зарядов. Зоны предразрушения в первом ряду охватывают по 5 скважинных зарядов в обе стороны, при этом слева остаются три скважинных заряда, справа – 4 (та самая асимметрия). Во втором ряду в эти зоны попадают 13 зарядов (24–36), но район заряда 30 не подвергается действию волн напряжения, находясь «в тени» зоны разрушения ранее взорванного заряда 10. В третьем ряду зоны предразрушения охватывают уже только 11 зарядов, но при этом через район расположения заряда 50 проходит уже две волны напряжения с противоположных направлений. Таким образом, при одновременном взрыве зарядов 9 и 11 волны напряжения прошли однократно через районы расположения 42 зарядов, дважды – через район расположения 10 зарядов и район расположения заряда 30 действию волн напряжения не подвергался.

По этому принципу проводился анализ развития массового взрыва на каждой ступени замедления. На рисунке 3.10 приведено суммарное количество волн напряжения, прошедших через районы расположения скважинных зарядов на участке в начале блока, построенное графическим методом. Внутри кружка, обозначающего номер заряда, указано суммарное количество волн напряжения, прошедших к моменту срабатывания заряда через район его расположения. Поскольку изменение показателей стабилизировалось на уровне 6-го ряда, приводим динамику только по 7 рядам сработавших скважинных зарядов.

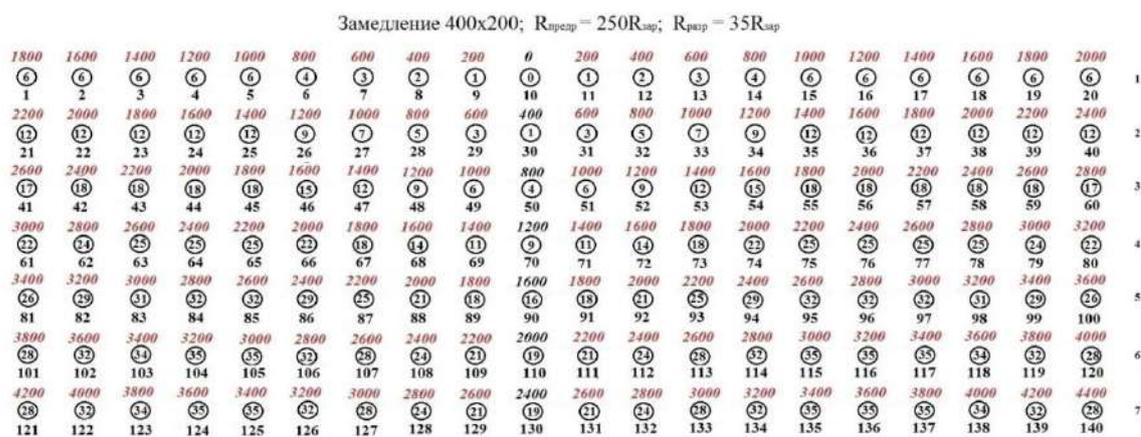


Рис. 3.10. Графический анализ прохождения волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов на участке в начале блока

Число волн напряжения, прошедших через районы расположения скважинных зарядов блока, нарастает во врубном ряду по мере развития взрыва от 1 во втором ряду до 19 в шестом и дальше стабилизируется на этой величине. А вот по рядам картина изменяется. Закономерность изменения числа прошедших волн напряжения от врубного к крайним рядам одинакова – плавное нарастание с 21 до 35 и плавный спад до 28, но справа больше на один скважинный заряд с максимальным числом прошедших волн напряжения 35 (заряд 117 в 6-м ряду и заряд 137 – в 7-м). Процесс формирования зон предразрушения от каждого срабатывающего скважинного заряда и взаимодействия в них волн напряжения в районах отдельных скважинных зарядов последующих ступеней замедления рассмотрим на рисунке 3.11, на котором представлен графический анализ развития массового взрыва на ступени замедления 1800 мс. На этой ступени замедления одновременно срабатывают 10 скважинных зарядов (выделены цветом, по пять с обеих сторон от вруба). Всего к данному моменту времени сработали 55 зарядов, что составило 18 % от общего их числа. При этом все десять скважинных зарядов этой ступени замедления срабатывают одновременно в каждом ряду, но

со смещением к врубу на одну скважину, например, заряды 23 и 37 2-го ряда и 45 и 55 3-го ряда. На зону предразрушения, создаваемую взрывом заряда 19 (районы расположения зарядов в скважинах 39, 40, 58–60, 77–80, 96–100 и 118–120), накладываются аналогичных размеров зоны предразрушения ещё четырёх одновременно сработавших зарядов в скважинах 37, 55, 73 и 91. Причём от последнего заряда зона предразрушения накладывается только на район расположения скважинного заряда 96, обеспечивая ему пятикратное воздействие волны напряжения.

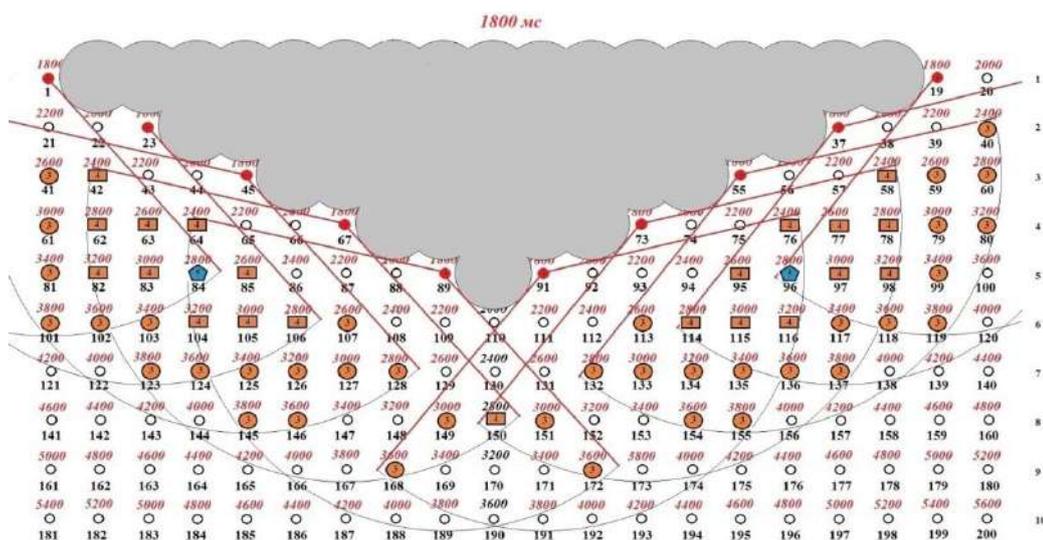


Рис. 3.11. Графический анализ развития взрыва к моменту 1800 мс

В целом же в зонах предразрушения, достигающих 10-го ряда, расположены 109 скважинных зарядов, которые подверглись по одному 5-ти кратному воздействию волн напряжения с каждой стороны от вруба (заряды 84 и 96), 4-х кратному – район расположения 21-го заряда (по десять слева и справа от вруба и один по врубовому ряду) и 3-х кратному – район расположения 39-ти зарядов (по 20 слева и справа от вруба и два по врубовому ряду). Понятно, что к каждому заряду волна напряжения приходит с определённым запазданием, даже если все 10 зарядов сработают действительно в один момент – сказывается разная удаленность района расположения данного конкретного заряда от каждого из сработавших зарядов ступени замедления. Именно в этом и заключается эффект многократности и разнонаправленности воздействия волн напряжения на массив горных пород – стадии сжатия и растяжения сменяют друг друга, вызывая деформацию горной породы с образованием трещин разрыва и сдвига под разными углами, ибо направление прихода волн напряжения меняется в широком диапазоне.

На рисунке 3.12 видно, что в следующей ступени замедления 2000 мс сработало уже 65 скважинных зарядов (22 % от общего их числа). На этой ступени замедления сработали те же 10 зарядов: четыре слева, пять справа от вруба и один во врубовом ряду, что вызвало три 5-ти кратных воздействия волн напряжения – одно слева от вруба (заряд 105) и два справа (заряды 97 и 115), 24 4-х кратных воздействия волн напряжения – десять слева от вруба и 14 – справа, а также 42 3-х кратных воздействия – по 20 слева и справа от вруба и 2 по врубовому ряду.

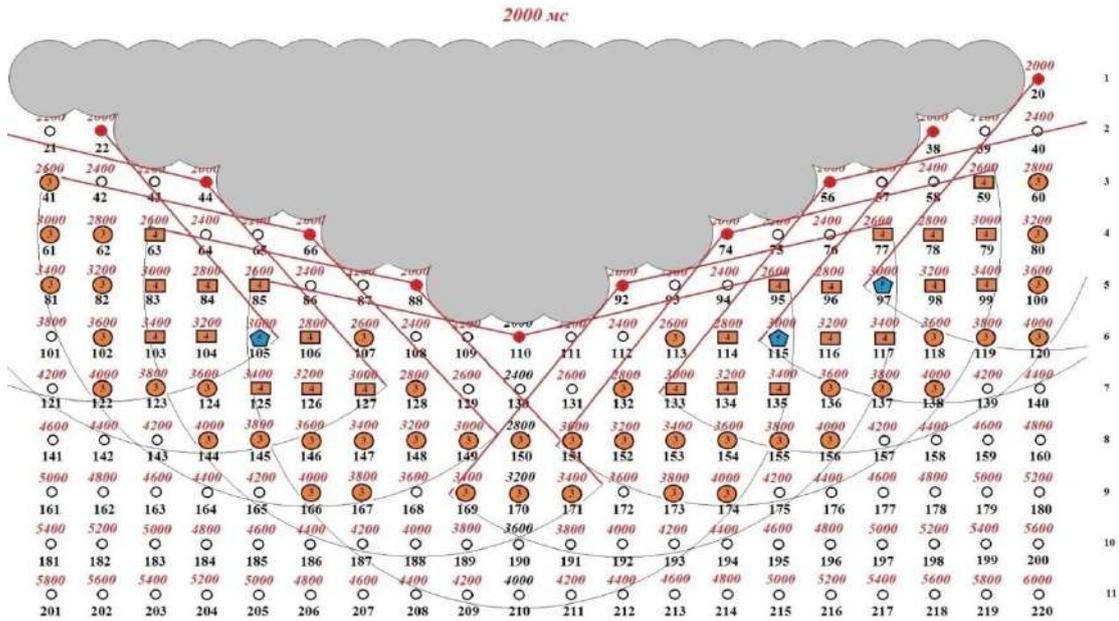


Рис.3.12. Графический анализ развития взрыва к моменту 2000 мс

Итак, можно считать установленным, что при размерах зоны предразрушения, вдвое превышающих пятикратный размер сетки скважин в обоих направлениях от центрального вруба, обеспечивается пятикратное воздействие волн напряжения на район расположения хотя бы одного скважинного заряда на каждой стороне от вруба. В целом по результатам графического моделирования развития массового взрыва при схеме замедления 400×200 мс на участке в начале блока с расположением 20 скважин в ряду можно сделать следующие выводы.

При схеме инициирования в начале блока от его середины возникает асимметрия в расположении скважин относительно центрального вруба: с одной из сторон от вруба на одну скважину больше и поэтому периодически срабатывает на один заряд больше, что влечёт неравномерное нагружение массива горных пород волнами напряжения в зонах предразрушения. При полном срабатывании всех 300 зарядов участка в начале блока пятикратному воздействию подвергаются районы расположения 55 зарядов, из них на стороне с большим

числом скважинных зарядов – 33 (60 %), из 518 четырёхкратных проходов волн напряжения на эту же сторону приходится 279 (54 %). Наблюдается уверенная связь между числом скважин в ряду по разные стороны от вруба и количеством воздействующих волн напряжения.

Динамика прохождения волн напряжения на участке в начале блока, где расположены 20 скважинных зарядов в ряду, приведена на рисунке 3.13. Прежде всего, необходимо обратить внимание на характерную пульсацию числа волн напряжения, прошедших в зонах предразрушения через районы расположения скважинных зарядов, при переходе от одной ступени замедления к другой.

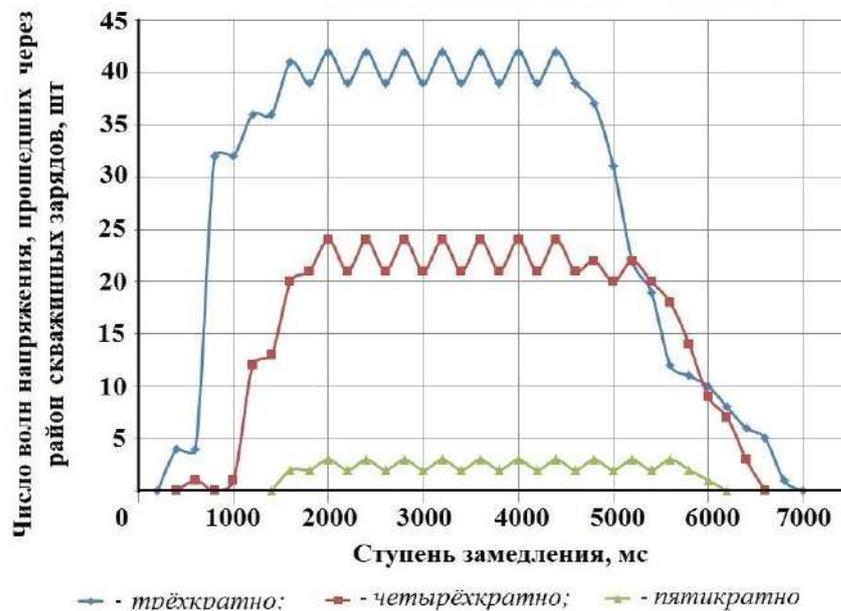


Рис. 3.13. Динамика волн напряжений в зонах предразрушения на участке с двадцатью скважинами в ряду

Это вызвано срабатыванием скважинных зарядов врубового ряда через ступень, когда сильно влияние асимметрии расположения скважинных зарядов относительно врубового ряда – прослеживается синфазность минимумов во всех значениях от трёхкратного до пятикратного одновременного прохождения волн напряжения через районы расположения зарядов последующих ступеней замедления.

Теперь рассмотрим динамику развития массового взрыва на участке в конце блока, где в ряду расположено 12 скважинных зарядов с той же асимметрией: с одной стороны на один заряд больше. На рисунке 3.14 показано положение зон предразрушения на ступени замедления 200 мс на участке в конце блока. Характер расположения и взаимодействия волн

напряжения аналогичен рисунку 3.9, однако видно, что в зоне предразрушения слева от вруба в 1-м и 2-м рядах находится на один скважинный заряд меньше. Эта асимметрия будет сохраняться для каждой ступени замедления.

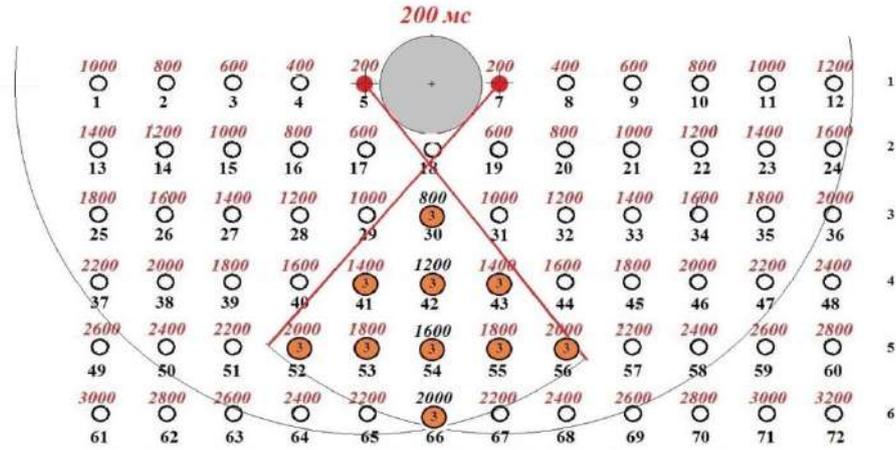


Рис. 3.14. Зоны предразрушения на ступени замедления 200 мс на участке в конце блока

На рисунке 3.15 приведено суммарное количество волн напряжения, прошедших через районы расположения скважинных зарядов на участке в конце блока. Здесь асимметрия расположения скважинных зарядов относительно вруба привела к интересному эффекту. В левой части 7-го ряда нарастание числа прошедших волн напряжения от вруба к краю блока выглядит следующим образом: 21, 24, 27, 29, 28, а в правой – 21, 24, 28, 31, 32, 28.

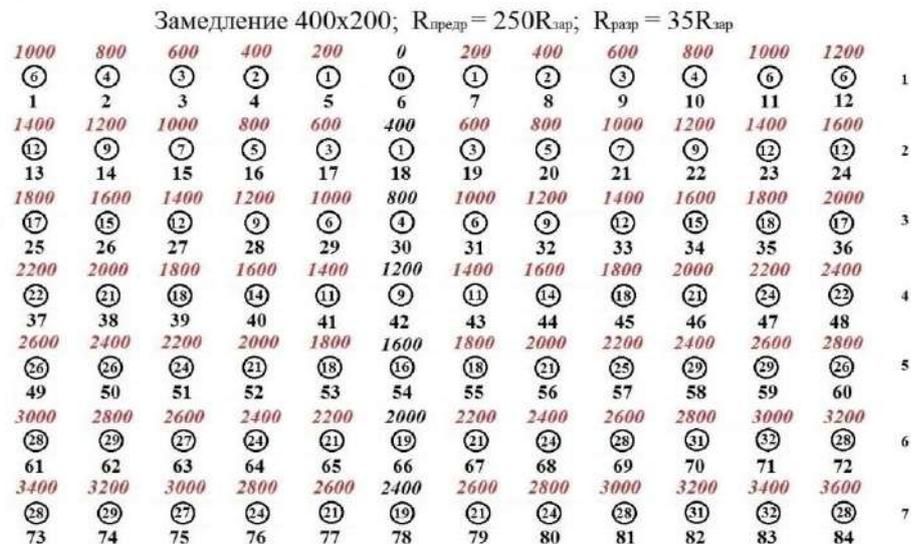


Рис.3.15. Графический анализ прохождения волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов на участке в конце блока

Таким образом, наличие дополнительного скважинного заряда в ряду, при их малом количестве, существенно меняет картину воздействия волн напряжения в зоне предразрушения по разные стороны от центрального вруба. Причём эти различия начинаются уже с третьего ряда. Причина такого явления раскрывается при графическом анализе процессов развития массового взрыва на ступени замедления в 1200 мс, приведённом на рисунке 3.16.

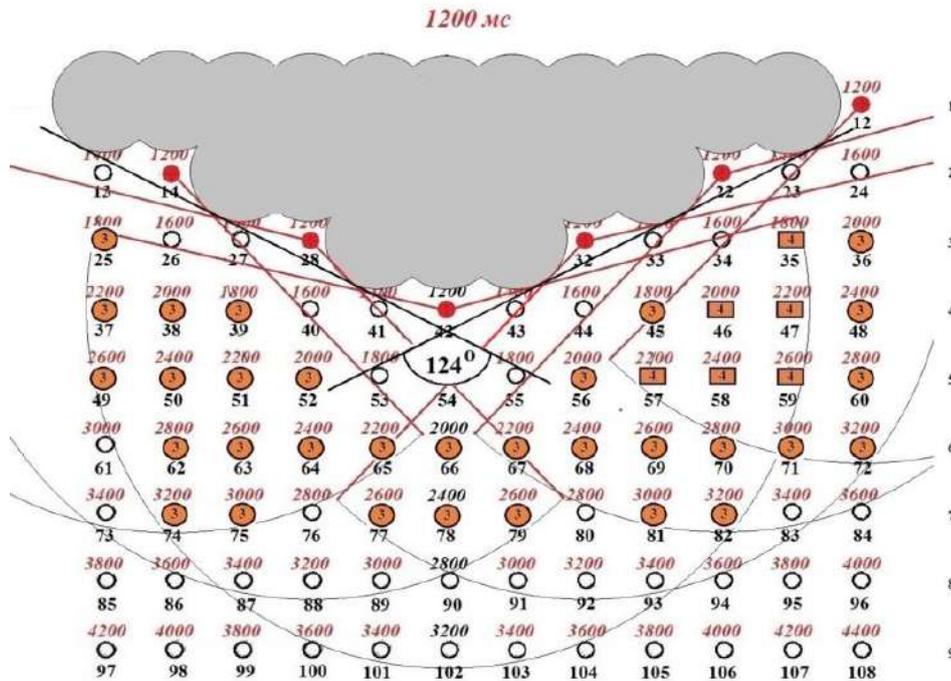


Рис. 3.16. Графический модель развития взрыва к моменту 1200 мс на участке в конце блока

На этой ступени также сработали все скважинные заряды первого ряда, в том же порядке, что и в начале блока: в каждом ряду, но через скважину. Всего в зонах предразрушения шести одновременно срабатывающих зарядов, достигающих 9-го ряда, расположено 66 скважинных зарядов. Если провести касательные к зонам разрушения ранее сработавших скважинных зарядов образуется клин с углом при вершине 124° . На районы расположения заряда 31 на этой ступени замедления одновременно воздействуют три волны напряжения. С учётом заряда врубового ряда обеспечивается 4-х кратное прохождение волн напряжения только на район расположения 6-ти зарядов правой части схемы.

Ещё более интересная картина складывается на рисунке 3.17 в следующей ступени замедления 1400 мс. Количество сработавших на этой ступени замедления зарядов одинаково с обеих сторон от вруба: по три, а 4-х кратное прохождение волн напряжения произошло только через район скважинного заряда 78, расположенного на линии вруба. Слева от врубового ряда взаимодействуют волны напряжения в зонах предразрушения только 2-х скважин-

ных зарядов 14 и 28, взорванных во втором и третьем рядах, которые, даже взаимодействуя с волнами напряжения зоны предразрушения скважинного заряда 42 врубового ряда, не могут обеспечить 4-х кратное воздействие волн напряжения. Только в правой части, где зоны предразрушения 3-х зарядов, взорванных в 1–3 рядах во взаимодействии с зоной предразрушения скважинного заряда 42 врубового ряда формируют 4-х кратное воздействие волн напряжения на районы расположения шести зарядов (35, 46, 47 и 57–59).

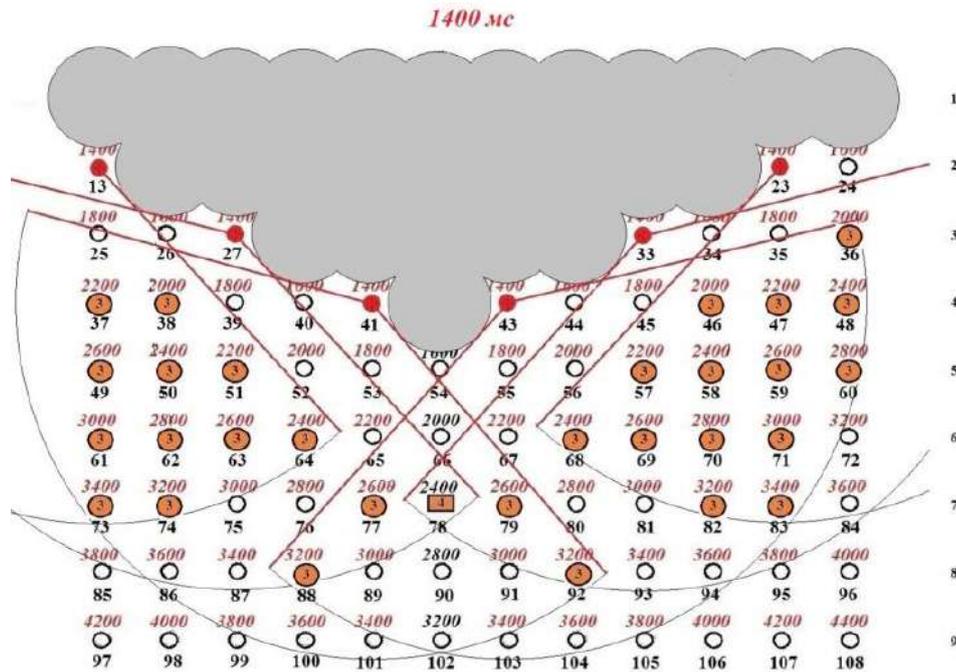


Рис. 3.17. Графическая модель развития взрыва к моменту 1400 мс на участке в конце блока

Таким образом, можно констатировать, что в рассматриваемом случае (когда радиус зоны предразрушения в 5 раз больше размера сетки скважин), с точки зрения результативности взаимодействия волн напряжения, в зоне предразрушения необходимо иметь не менее пяти одновременно срабатывающих зарядов. Следовательно, использование единого вруба, расположенного в середине на таком протяжённом блоке с различным числом скважинных зарядов в рядах было не обосновано. Как по количеству воздействий волн напряжения в зоне предразрушения на районы расположения скважинных зарядов, так и по качеству (свыше 3-х одновременных воздействий в ступени замедления) есть существенные отличия (см. Рисунок 3.16). Так, если сравнить динамику волн напряжений в зонах предразрушения на участках с 20-ю скважинами в ряду (Рисунок 3.13) и 12-ю (Рисунок 3.18), видно, что число трёхкратных воздействий снизилось 39–41 до 29–31, четырёхкратных – с 21–24 до 1–6, при полном от-

сутствии пятикратных воздействий. Причина, по нашему мнению, в величине угла при вершине клиновой схемы развития взрыва, который составил 124° (см. Рисунок 3.16).

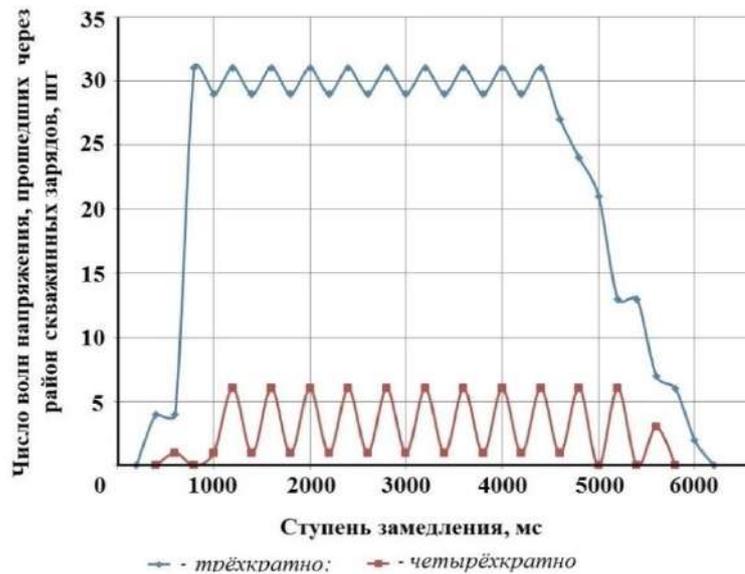


Рис. 3.18. Динамика волн напряжений в зонах предразрушения на участке с двенадцатью скважинами в ряду

Более грамотным решением был бы перевод врубового ряда в глубину блока на уровень второго ряда от его края, что позволило бы даже в конце блока сохранить повышенное воздействие волн напряжений, имея справа от врубового ряда число скважин, близкое к двойной зоне предразрушения (Рисунок 3.19) и в то же самое время исключить выброс горной массы за последний ряд скважин [81].

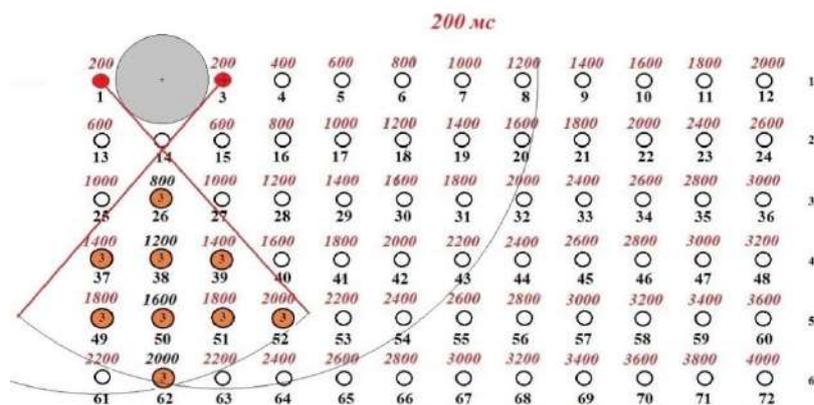


Рис. 3.19. Зоны предразрушения на ступени замедления 200 мс на участке в конце блока с врубом по краю в глубине блока

На ступени замедления 1800 мс одновременно срабатывают шесть зарядов, создавая общую зону предразрушения с 1-го до 10-го ряда включительно, в которой расположены 65 зарядов, но один из них расположен за врубовым рядом и оказывает слабое влияние на количество проходящих волн напряжения на основной части блока. Через районы расположения этих 65 зарядов в зонах предразрушения прошло 32 волны напряжения с воздействием более трёхкратного: 1 воздействие 5-ти кратное, 10 – четырёхкратных и 22 – трёхкратных (Рисунок 3.20).

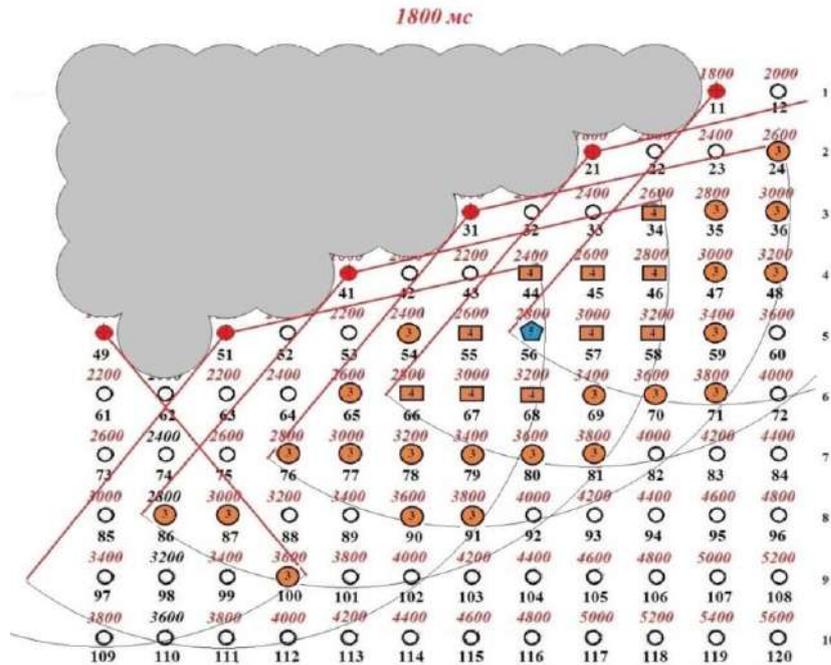


Рис. 3.20. Графический анализ развития взрыва к моменту 1800 мс на участке в конце блока с врубом по краю в глубине блока

На ступени замедления 2000 мс шесть зарядов одновременно срабатывают по диагональной схеме и создают общую зону предразрушения со второго до 11-го ряда включительно с высоким качеством воздействия волн напряжения на массив горных пород. Через районы расположения 66 зарядов в зонах предразрушения прошло 35 волн напряжения с воздействием более трёхкратного: 2 воздействия 5-ти кратные, 14 – четырёхкратных и 19 – трёхкратных (Рисунок 3.21).

Такое решение не требует никаких дополнительных изменений в монтаже, кроме переноса вруба к внутреннему краю блока. Однако картина воздействия волн напряжения в зонах предразрушения меняется в лучшую сторону (Рисунок 3.22): число трёхкратных воздействий снизилось с 29–31 до 19–21, но при этом резко увеличилось число четырёхкратных – с

1–6 до 10–14 и появились пятикратные воздействия (1–2). Ещё раз подчеркнём, что никаких изменений в схеме взрывания, кроме переноса вруба, не требуется.

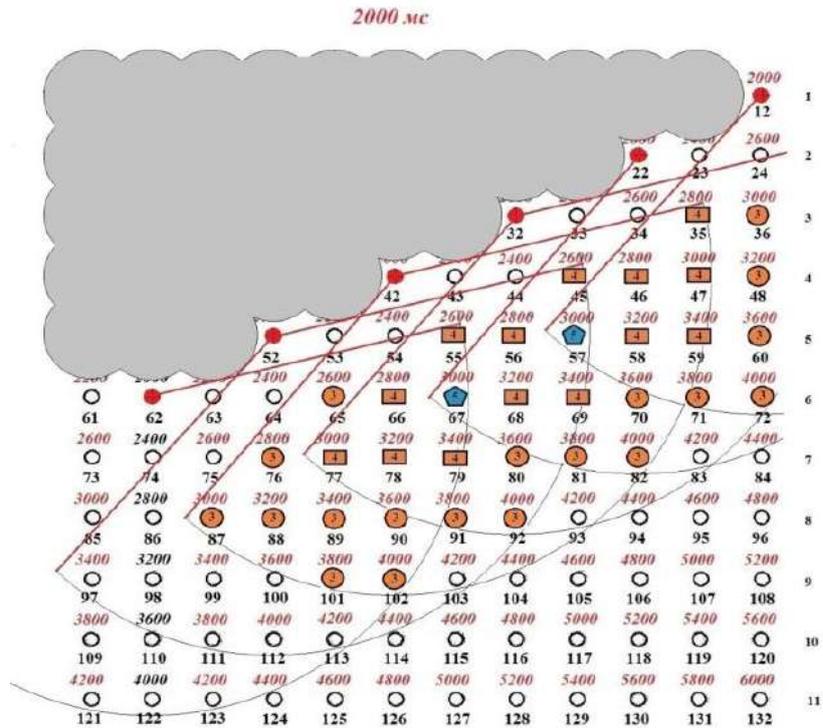


Рис. 3.21. Графический анализ развития взрыва к моменту 2000 мс на участке в конце блока с врубом по краю в глубине блока

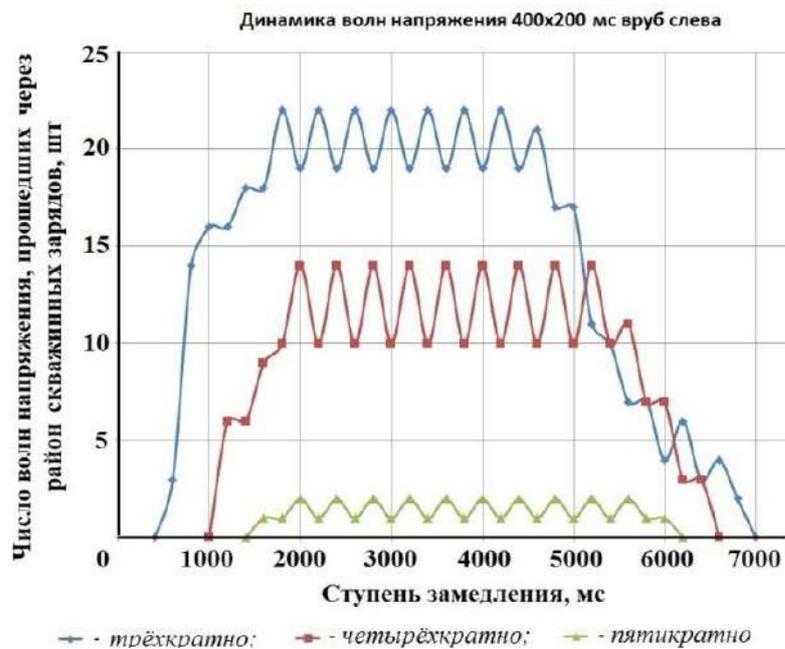


Рис. 3.22. Динамика волн напряжений в зонах предразрушения на участке с двенадцатью скважинами в ряду при врубе по краю блока

Возможен более радикальный вариант для участка в конце блока – заменить схему замедления 400×200 мс на 200×400 мс, тогда угол при вершине клина из тупого переходит в острый – 54° , общая зона предразрушения вытягивается вдоль врубового ряда, а не поперёк, как в схеме 400×200 мс, поэтому во врубовом ряду заряды взрываются в каждой ступени замедления. Параметры воздействия волн напряжений в зоне предразрушения коренным образом меняются. По обе стороны от вруба появляются 5-ти кратные воздействия волн напряжений, существенно увеличивается размер общей зоны предразрушения, распространяясь в ступени замедления 1800 мс на весь участок в 15 рядов (Рисунок 3.23).

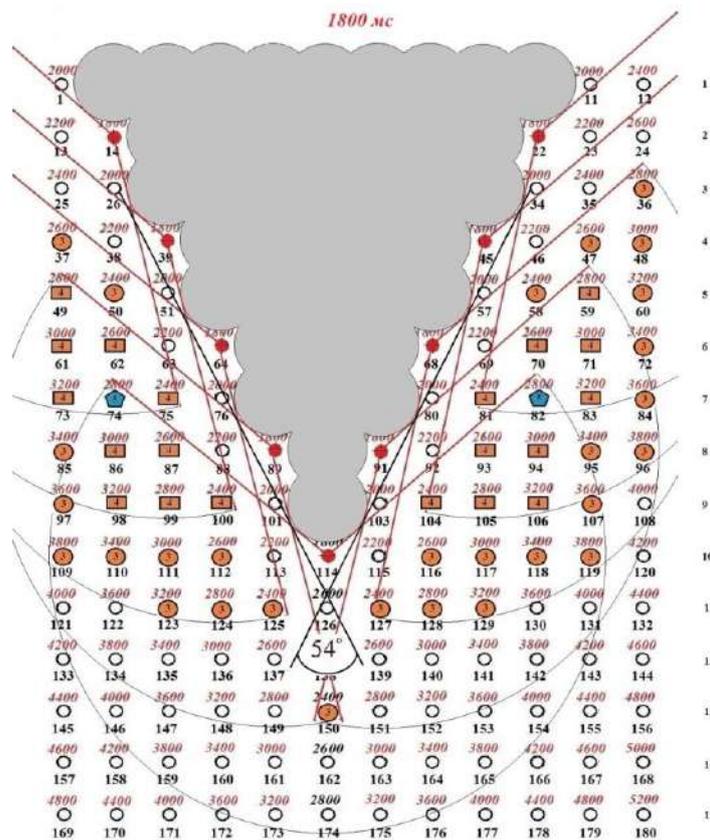


Рис. 3.23. Графическая модель развития массового взрыва по схеме 200×400 мс на участке в конце блока к моменту 1800 мс

Взрывание зарядов во врубе в каждой ступени замедления позволяет убрать эффект пульсации – нарастание и спад числа воздействий волн напряжения на районы расположения зарядов происходит плавно (Рисунок 3.24). При этом число трёхкратных воздействий сохраняется на уровне 29–31 (см. рисунок 3.18), число четырёхкратных воздействий возрастает с 1–6 до 3–26 и появляются пятикратные воздействия на уровне 1–5.

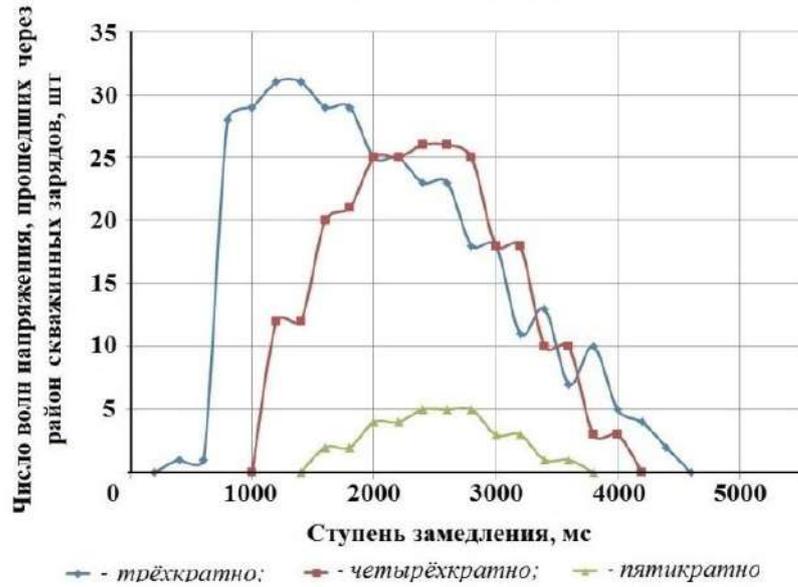


Рис. 3.24. Динамика волн напряжений в зонах предразрушения на участке с двенадцатью скважинами в ряду при схеме взрывания 200x400 мс

Возможно применение схемы взрывания 200×400 мс на участке с 12-ю скважинами в ряду и со смещённым к краю блока врубом (Рисунок 3.25).

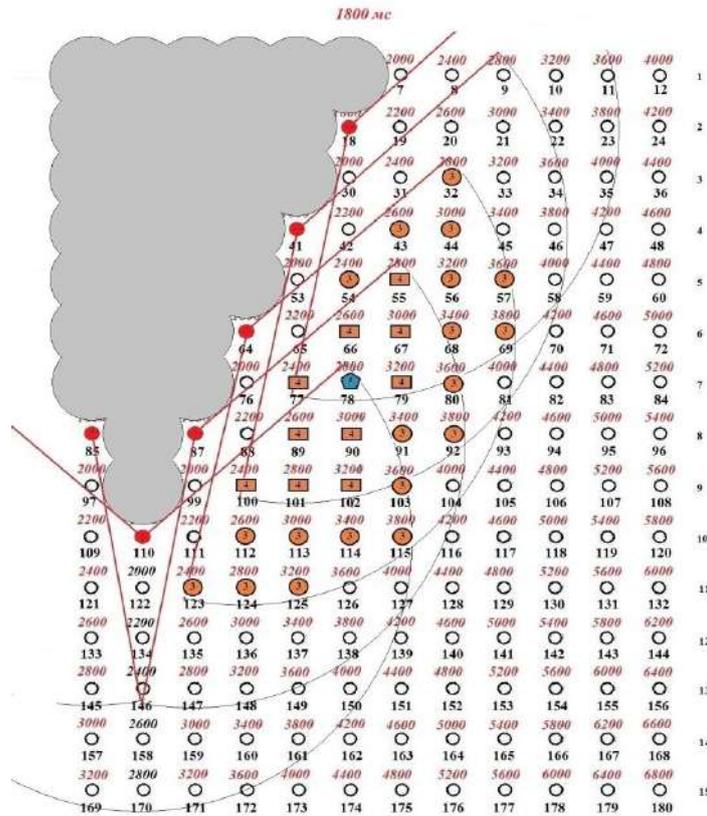


Рис. 3.25. Графическая модель развития массового взрыва по схеме 200×400 мс на участке в конце блока с врубом по внутреннему краю блока

Преимущества различных схем взрывания при ширине блока в 12 скважин в ряду приведены в Таблице 3.1.

Таблица 3.1

Сравнительные показатели работы различных схем взрывания

Схемы взрывания для 12 зарядов в ряду				
Врубовой ряд	посередине блока		по краю блока	
Схема взрывания	400×200 мс	200×400 мс	400×200 мс	200×400 мс
Показатели				
ступень замедления, мс	1800	1800	1800	1800
сработало зарядов, шт (%)	45 (25)	50 (28)	35 (19)	38 (21)
зарядов в зоне предразрушения, шт	65 в 3 – 10 рядах	108 в 1 – 15 рядах	65 в 1 – 10 рядах	83 в 1 – 15 рядах
волны напряжения через район зарядов свыше 3-х, шт (%)	30 (46)	52 (48)	32 (49)	30 (36)
в том числе:				
3 воздействия	29 (45)	29 (26,8)	21 (32,3)	19 (23)
4 воздействия	1 (1)	21 (19,4)	10 (15,4)	10 (12)
5 воздействий	нет	2 (1,8)	1 (1,3)	1 (1)
в ступени замедления заряды срабатывают:	в каждом ряду; справа от вруба 3 заряда, слева 2 и 1 врубовый	через ряд; слева и справа от вруба по 4 заряда и 1 врубовый	в каждом ряду; справа от вруба 5 зарядов, слева – 1	через ряд; справа от вруба 4 заряда, слева – 1 и 1 врубовый
во врубовом ряду заряды срабатывают:	через ступень замедления	в каждой ступени замедления	через ступень замедления	в каждой ступени замедления
ступень замедления, мс	2800	2800	2800	2800
сработало зарядов, шт (%)	75 (41,7)	108 (60)	65 (36)	77 (43)
зарядов в зоне предразрушения, шт	66 в 6 – 15 рядах	108 в 4 – 15 рядах	66 в 4 – 13 рядах	78 в 1 – 15 рядах
волны напряжения через район зарядов свыше 3-х, шт (%), из них:	37 (56)	54 (50)	35 (53)	51 (65,4)
3 воздействия	31 (47)	23 (21,3)	19 (28,8)	25 (32)
4 воздействия	6 (9)	26 (24)	14 (21,2)	22 (28,2)
5 воздействий	нет	5 (4,7)	2 (3)	4 (5,2)
в ступени замедления заряды срабатывают:	в каждом ряду; слева и справа от вруба по 3 заряда	через ряд; справа от вруба 6 зарядов, слева – 5 и 1 врубовый	в каждом ряду; справа от вруба 5 зарядов и 1 врубовый	через ряд; справа от вруба 7 зарядов, слева – 1 и 1 врубовый
Показатели по схемам в целом:				
волны напряжения через район зарядов свыше 3-х, шт, из них:	770	652	790	762
3 воздействия, шт (%)	690 (89,6)	363 (55,7)	479 (60,6)	401 (52,6)
4 воздействия	80 (10,4)	254 (39)	278 (35,2)	309 (40,5)
5 воздействий	нет	35 (5,3)	33 (4,2)	52 (6,9)

Анализ данных таблицы позволяет сделать следующие выводы.

На узких протяжённых блоках (их сейчас на карьерах большинство), на которых число скважин в ряду помещается в размер зоны предразрушения, наиболее целесообразны схемы взрывания 200×400 мс, как обладающие наиболее высокими качественными показателями ослабления прочности горных пород в зоне предварительного разрушения массива горных пород.

Учитывая современное состояние волноводных средств инициирования, когда максимальное замедление поверхностных систем составляет 200 мс и для получения замедления 400 мс необходимо последовательно соединять два капсюля, экономически предпочтительнее выглядит схема взрывания 400×200 мс с расположением врубового ряда по краю блока в его глубине. Хотя с точки зрения качественных показателей наивысшие показатели имеет схема 200×400 мс с расположением вруба по краю блока – доля одновременного воздействия волн напряжения более четырёхкратного достигает 47,4 %.

Переходим к рассмотрению процессов трещинообразования и предразрушения по высоте уступа. Рассмотрим процесс образования зоны разрушения по длине заряда во времени при использовании эмульсионного ВВ Нитронит Э–70 со скоростью детонации $D = 5000$ м/с на примере экспериментального массового взрыва вскрышного блока № 518-190-4 91-В (см. Рисунок 2.17). Фактическая вместимость 1 пог. м скважины диаметром $d = 0,215$ м для ЭВВ Нитронит Э–70 составляет 50 кг. Разделим скважинный заряд на условные единичные заряды длиной 1 м, тогда время детонации единичного заряда с удельным выделением продуктов детонации в объеме $0,8$ м³/кг составит: $1/0,001D = 0,2$ мс, а заряда длиной 6 м – 1,2 мс [126]. Зоны разрушения во время детонации единичных зарядов будут формироваться по центру каждого единичного заряда в виде сфер, радиус которых обусловлен скоростью трещинообразования $C_{тр}$. На рисунке 3.26 приведены объемы сфер разрушения и ПД для каждого из единичных зарядов на момент окончания детонации всего заряда длиной 6 м с инициированием снизу ($C_{тр} = 0,4C_p$).

Последним единичным зарядом 6 м за время его детонации $0,2$ мс при скорости роста трещин $C_{тр} = 0,4C_p$ формируется сферическая зона трещинообразования радиусом $R_{тр} = 0,28$ м и объемом $V_{тр} = 0,09$ м³, с выделением ПД в объеме $V_{ПД} = 40$ м³ (соотношение $V_{ПД}/V_{тр} = 40/0,09 = 444$). К этому времени у сработавшего первым единичного заряда 1 м уже сформировалась сфера трещинообразования радиусом $1,68$ м и объемом $19,9$ м³. По мере развития детонации ВВ по высоте заряда при инициировании снизу (Рисунок 3.27) объем зон трещинообразования нарастает быстрее, чем объем ПД: после срабатывания второго единичного заряда суммарный объем трещинообразования составляет $0,81$ м³ ($0,09 + 0,72$), а объем про-

дуктов детонации – 80 м^3 (соотношение $80/0,81 \approx 99$), на момент срабатывания всего заряда соотношение уже $240/19,9 \approx 12,0$.

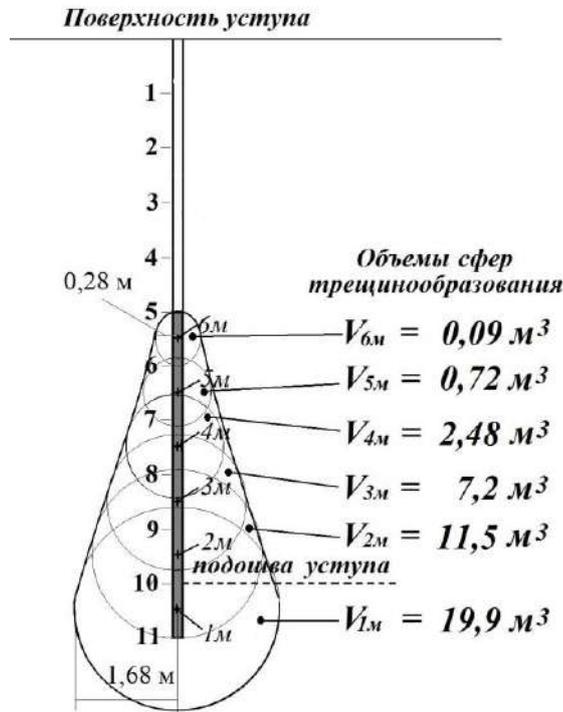


Рис. 3.26. Объемы зон разрушения и ПД за время детонации заряда ВВ

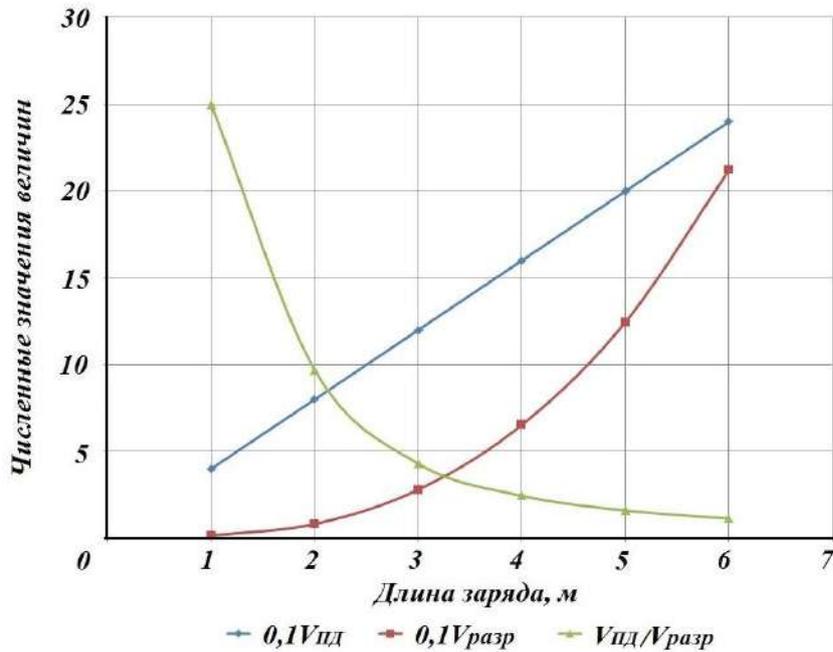


Рис. 3.27. Соотношение суммарных объемов продуктов детонации $V_{\text{ПД}}$ и зон разрушения $V_{\text{разр}}$ в процессе детонации заряда Нитронита

В процессе детонации первых единичных зарядов в нижней части заряда выброса ПД из устья скважины не происходит: кроме запираания зарядом эмульсионного ВВ, определенный объем ПД проникает в зону трещинообразования, объем которой нарастает с опережением. ПД с очень большим давлением активно проникают в возникающие трещины и способствуют их прорастанию путем расклинивания. Однако, после детонации всего заряда у первых сработавших зарядов взрываемого блока неизбежен выброс ПД ввиду небольшой емкости трещин в зонах их разрушения и трещинообразования. В процессе взрыва первого заряда формируется его зона разрушения размером до 40 радиусов заряда ($R_{зар}$), а далее – зона предразрушения размером до $(200-250)R_{зар}$ [91]. Именно в этой зоне нарастает трещиноватость массива после каждого прохождения волн напряжения в стадии растяжения.

Для определения размеров зоны трещинообразования воспользуемся данными работы [127], в которой приведены расчетные значения величины зон трещинообразования в породах с $f = 8-10$. По оси заряда ниже перебура (в направлении бесконечного массива) зона трещинообразования составляет для скважин диаметром 144 мм 0,46 м ($\approx 6,3R_{зар}$), для скважин диаметром 170 мм – 0,54 м ($\approx 6,3R_{зар}$). Следовательно, в аналогичных по крепости породах для скважин диаметром 215 мм размер этой зоны можно принять таким же – $6,3R_{зар}$ ($\approx 0,7$ м). Расчетный размер зоны трещинообразования цилиндрической части заряда для диаметров 144 и 170 мм составляет $38R_{зар}$, для скважин диаметром 215 мм величина этой зоны для $38R_{зар}$ составит 4 м. Величину зоны трещинообразования по оси в верхней части скважинного заряда в работе [128] предлагается принять эквивалентной величине подобной зоны при взрыве сферического заряда, радиус которого равен радиусу скважины.

Для построения зоны предразрушения воспользуемся данными работы [129], в которой установлено, что по мере последовательного увеличения радиуса заряда ВВ: 0,05 м, 0,075 м, 0,1 м, 0,125 м в одних и тех же горных породах, радиусы зоны ослабления прочности (предразрушения) в горном массиве также увеличиваются и составляют, соответственно, 10 м ($200R_{зар}$), 16 м ($213R_{зар}$), 22 м ($220R_{зар}$) и 28 м ($224R_{зар}$). Следовательно, для скважин диаметром 215 мм можно принять зону предразрушения от цилиндрической части заряда размером $220R_{зар}$, что составит 23,5 м. По оси заряда ниже перебура размер зоны предразрушения можно принять в долях от величины цилиндрической части, исходя из соотношения зон трещиноватости по [127]: $6,3R_{зар}/38R_{зар} = 0,166$. Тогда размер зоны предразрушения под перебором составит: $0,166 \times 220R_{зар} \approx 3,9$ м.

Исходя из этих посылок, построены расчетные параметры зон трещинообразования и предразрушения одиночного скважинного заряда диаметром 215 мм длиной 6 м (с перебором 1,0 м) для рыхления пород блока № 518-190-4 91-В (Рисунок 3.28).

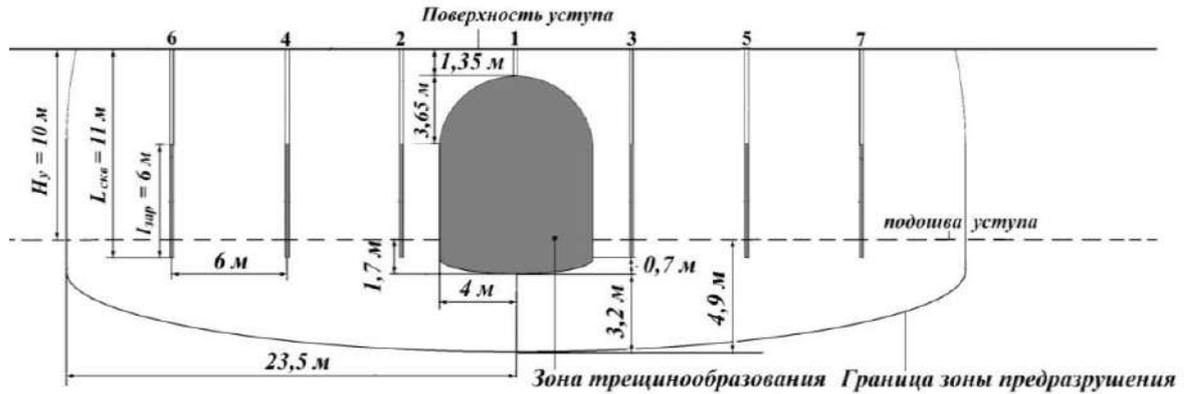


Рис. 3.28. Зоны трещинообразования и предразрушения одиночного скважинного заряда диаметром 215 мм длиной 6 м блока № 518-190-4 91-В

На рисунке 3.28 видно, что зона трещинообразования, сформированная взрывом скважины 1, на крайних точках по ее оси достигает величины 9,35 м и остается ниже перебура на 0,7 м и ниже поверхности уступа на 1,35 м.

Рисунок 3.29 показывает, что зона трещинообразования от зарядов блока вышележащего горизонта уходит ниже отметки подошвы уступа на 1,7 м, тем самым обеспечивая полный охват зоной трещинообразования всей высоты уступа при взрывном рыхлении нижележащего горизонта. Зона предразрушения от взрывов на вышележащем уступе распространяется практически до верхней части скважинных зарядов, обеспечивая повышенную нарушенность массива между зарядом и поверхностью уступа [126]. Достаточно глубокое взаимное проникновение зон трещинообразования соседних зарядов по их высоте (до 1,5 м), несомненно, способствует улучшению качества дробления горной массы в этих местах.

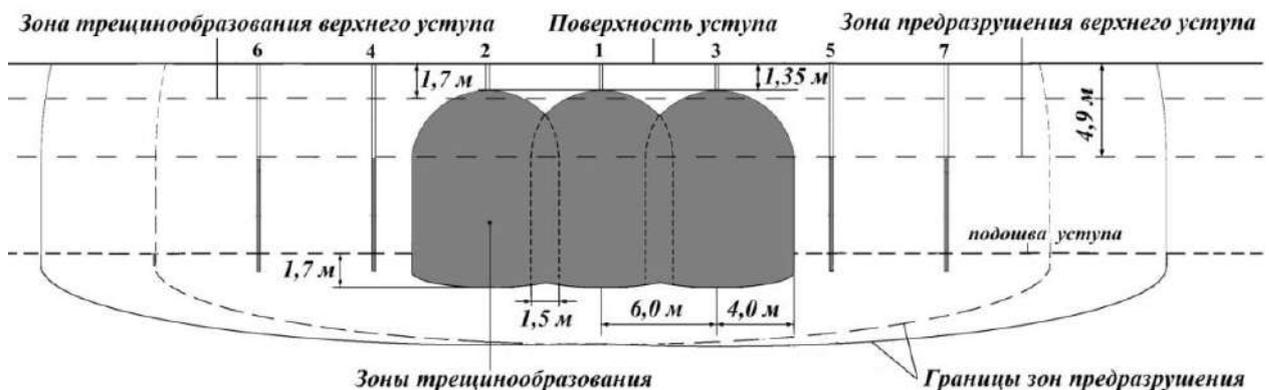


Рис. 3.29. Параметры зон трещинообразования и предразрушения группы скважинных зарядов на блоке № 518-190-4 91-В

Процесс формирования зон трещинообразования и предразрушения в плане по экспериментальному массовому взрыву блока № 518-190-4 91-В подробно рассмотрен на графической модели в подразделе 2.4.

В процессе отработки этого блока установлено весьма высокое качество дробления как в забое (Рисунок 3.30), так и в автосамосвалах (Рисунок 3. 31), в особенности с учетом того обстоятельства, что это вскрышные породы. Проработка подошвы также высококачественная при практическом отсутствии негабарита (Рисунок 3.32).



Рис. 3.30. Забой блока № 518-190-4 91-В



Рис. 3.31. Вскрышные породы в кузове автосамосвала



Рис. 3.32. Проработка подошвы блока № 518-190-4 91-В

Отмечено также, что крупные куски горной массы часто разваливаются в забое под воздействием ковша экскаватора или при обрушении из верхней части забоя, что подтверждает существенное развитие трещиноватости при длительном многократном воздействии волн напряжения в режиме «сжатие–растяжение» в зоне предразрушения, возможном только при интервалах замедления выше 150 мс [84].

Как было установлено в работах Орленко Л. П., при производстве массовых взрывов на карьерах осуществляется не только дробление пород на отдельности, но и изменение их прочностных свойств. Так, лабораторные опыты на образцах горных пород и руд показали, что уже после однократного взрывного воздействия прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие [67]. Следовательно, прочность пород в районах расположения 39 скважинных зарядов на рисунке 2.18 уже существенно отличается от прежнего массива после срабатывания первого заряда блока. На второй ступени замедления эти же районы расположения зарядов подвергаются дополнительному воздействию волн напряжения дважды и даже трижды (см. рисунок 2.19), что, несомненно, существенно влияет на протекание процесса развития массового взрыва. Это подтверждается на стоп-кадрах видеосъемки массового взрыва блока № 518-190-4 91-В (Рисунок 3.33), где представлены пылегазовые выбросы из скважин в начале развития массового взрыва.

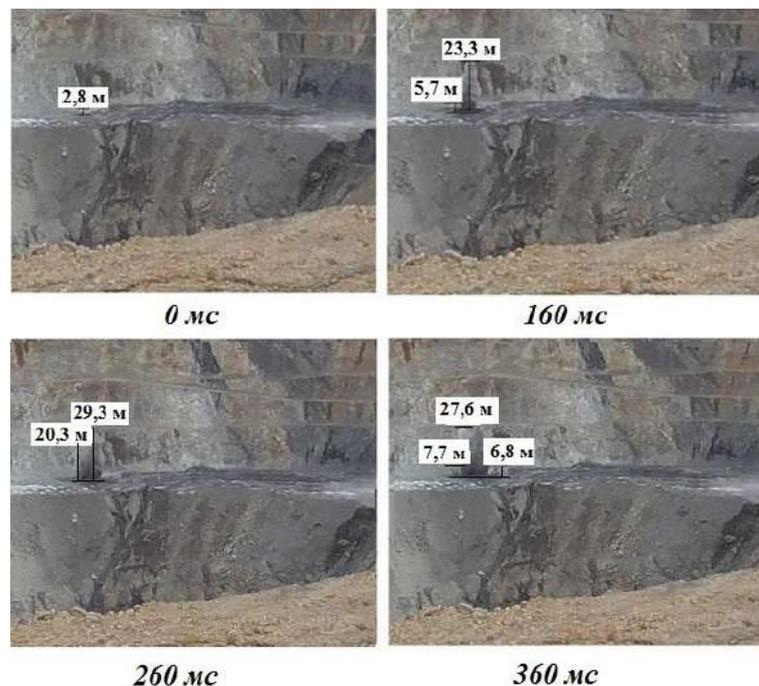


Рис. 3.33. Стоп-кадры начала развития массового взрыва блока № 518-190-4 91-В

На рисунке 3.34, где представлена динамика пылегазовых выбросов из скважин 1–4 по результатам обработки видеосъемки, видно существенно падение высоты выбросов, начиная буквально со второй скважины.

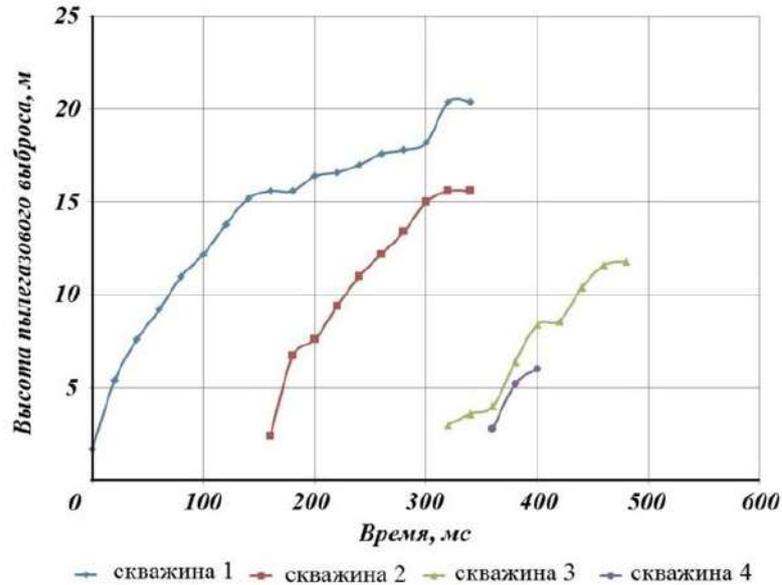


Рис. 3.34. Связь высоты пылегазовых выбросов со временем срабатывания заряда

На рисунке 3.35, где представлена динамика интервальных (межкадровых) скоростей пылегазовых выбросов из этих же скважин, четко наблюдается снижение пиковой скорости выброса на 33 % уже на следующем заряде, сработавшем через 150 мс. Эти замеры хорошо коррелируют с данными работы [67].

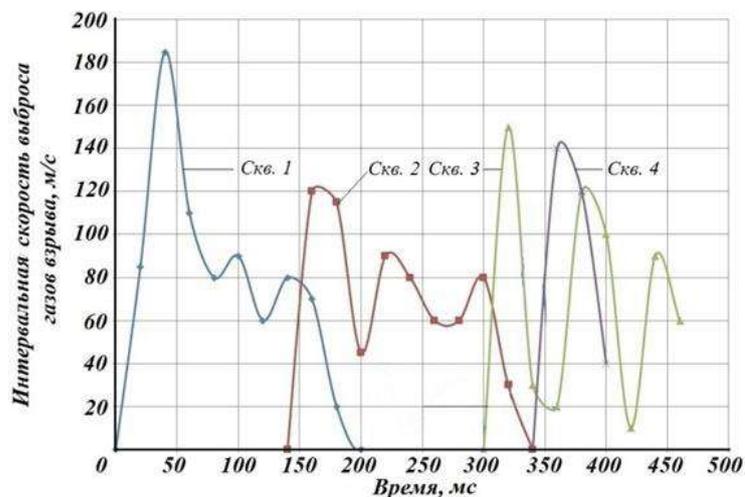


Рис. 3.35. Динамика интервальных пылегазовых выбросов из скважин 1–4

После стоп-кадра 1520 мс (Рисунок 3.36) выброс из скважины «зависает» более чем на секунду (стоп-кадр 1680 мс), а ближе к концу блока выбросы местами прекращаются вообще – на поверхности блока поднимается только пыль от сработавших в глубине зарядов (Рисунок 3.37). Это означает, что емкость вновь образованных трещин в зонах трещинообразования и предразрушения увеличивается настолько, что сечение скважины оказывает уже большее сопротивление выбросу ПД, чем эта развитая сеть трещин в этих зонах.



Рис. 3.36. «Зависающий» пылегазовый выброс



Рис. 3.37. Отсутствие выбросов из скважин без забойки в конце блока

Рыхление горных пород без развала горной массы за пределы контура блока на уступах высотой 5 м имеет свои особенности, которые заключаются в приближении зоны трещинообразования к поверхности уступа. Рассмотрим эти особенности на примере двух массо-

вых взрывов в карьере Центральном рудника Маломыр в породах крепостью $f = 8-10$ в сравнении с взрывом в аналогичных породах при интервалах замедления 42×67 мс [130]. Блок № 13 объемом 74237 м^3 взорван 14.04.2021 на гор. 515-510 м. Общая масса ВВ – 56420 кг, удельный расход ВВ – $0,76 \text{ кг/м}^3$. 434 скважины диаметром 215 мм глубиной 5,5 м размещены по сетке $6,0 \times 6,0$ м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 130 кг на длине 2,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. Блок № 9 объемом 99566 м^3 взорван 05.06.2021 на гор. 510-505 м. Общая масса ВВ – 82603 кг, удельный расход ВВ – $0,86 \text{ кг/м}^3$. 469 скважин диаметром 215 мм глубиной 5,6 м размещены по сетке $6,5 \times 6,5$ м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 175,5 кг на длине 3,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. В обоих случаях применена схема инициирования развития массового взрыва из глубины блока, поэтому все заряды взрываются как бы в условиях неограниченного массива.

Динамика массовых взрывов для каждой из этих схем взрывания по начальным выбросам из 50 скважин, зафиксированным на стоп-кадрах видеосъемки через 40 мс, представлена на рисунке 3.38, на котором видно, что число одновременно сработавших зарядов в стоп-кадре существенно снижается по мере увеличения интервалов замедления.

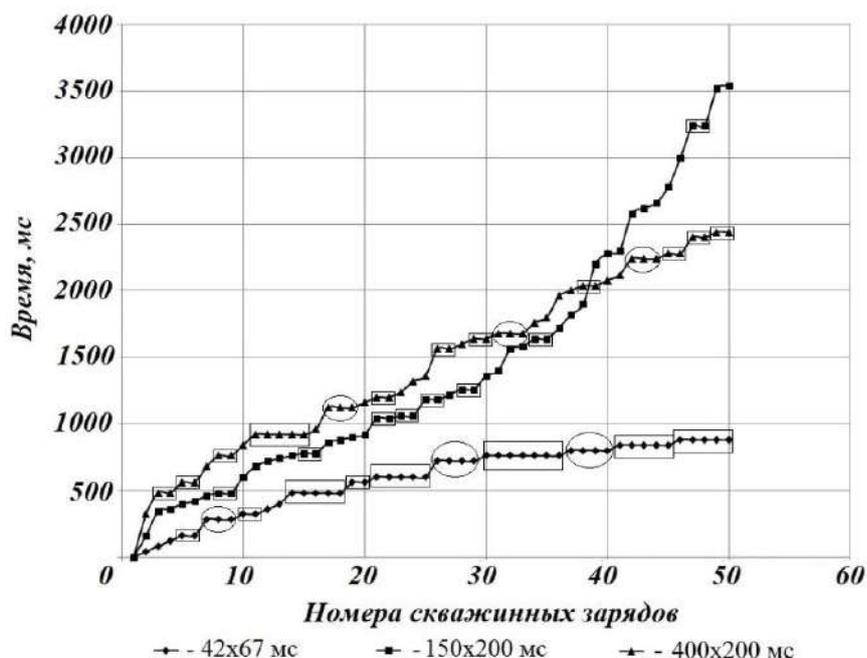


Рис. 3.38. Динамика массовых взрывов по различным схемам взрывания

Так, одиночные пылегазовые выбросы в кадре увеличиваются с 6 (12 %) при взрывании по схеме 42×67 мс до 16 (32 %) в схеме 150×200 мс и 34 (68 %) в схеме 400×200 мс; два одновременных выброса в кадре соответственно 3 (12 %), 10 (40 %) и 8 (32 %). Далее число одновременно сработавших зарядов в схеме 400×200 мс не увеличивается. Три одновременных выброса в одном кадре в схеме 42×67 мс были в одном случае (6 %), а в схеме 150×200 мс таких кадров 3 (18 %). В 2-х стоп-кадрах схемы 42×67 мс наблюдаются 4 (16 %) одновременных выброса, 5 выбросов в одном стоп-кадре схемы 150×200 мс и в 4-х стоп-кадрах схемы 42×67 мс и там же отмечено 7 (14 %) одновременных сработавших зарядов в стоп-кадре 760 мс (Рисунок 3.39). Вновь сработавшие заряды выделены красным цветом.



Рис. 3.39. Изменение числа сработавших зарядов в соседних стоп-кадрах

Это свидетельствует о более высоком напряжении массива в районе этих зарядов под действием волн напряжения от одновременно срабатывающих зарядов и возникающих сложностях в прохождении процесса разрушения, ибо рост трещины не может происходить на стадии действия сжимающей нагрузки, несмотря на приток энергии в вершину трещины [19]. Эта особенность соответствует физической природе механизма разрыва связей только под действием растягивающих или касательных напряжений, причем не вся энергия растягивающих напряжений расходуется на рост трещины, а только ее превышение над энергией деформаций среды. Подтверждение этому тезису приводится в работе [20], где подчеркивается, что рост трещины происходит только за счет нагрузки продольной волной сжатия (Р-волной) в стадии растяжения. Поэтому принципиально важно, чтобы до момента окончания роста трещин от воздействия конкретного заряда массив не был нагружен внешними усили-

ями от взрыва соседних зарядов, а на стоп-кадре *760 мс* видно, что рядом расположенные заряды *31* и *32* имеют одинаковую высоту пылегазового выброса, заряды *33* и *34* незначительно различаются по высоте выброса (следовательно и по времени срабатывания). Поэтому зона их трещинообразования не успевает сформироваться в полном объеме и качество дробление горной массы при таких схемах взрывания оставляет желать лучшего (Рисунки 3.40 и 3.41).



Рис. 3.40. Вид экскаваторного забоя после взрыва по схеме 42×67 мс



Рис. 3.41. Развал горной массы после взрыва по схеме 42×67 мс

В работе [115] изложены основы теоретического подхода к изучению особенностей волнового предразрушения горных пород, в котором считается, что микротрещины в области упругого деформирования развиваются под действием импульса растяжения в упругой волне. Определяющими параметрами являются величина импульса растяжения, время его действия и скорость начала развития микротрещины, при определенном соотношении величин этих параметров природные зародышевые микротрещины могут прорасти на некоторую величину.

Последнее чрезвычайно важно для повышения степени дробления горных пород взрывом, ибо микроструктурные параметры породы в области упругого деформирования могут существенно изменяться при серии взрывных воздействий, поскольку возникает накопительный эффект [93]. В работе [102] доказано, что разрушение массива происходит в границах зон смятия и трещинообразования, а их образование является общим при взрывном разрушении всех скальных массивов. Отсюда следует, что выявление закономерностей формирования этих зон может служить основой для разработки общих методологических основ определения параметров БВР в различных горно-геологических и горнотехнических условиях. Предельный размер зоны трещинообразования достигается при условии, что за время действия взрывного импульса волна напряжений в массиве успевает охватить всю зону, в противном случае размеры этой зоны ограничиваются только расстоянием, пройденным продольной волной. Это принципиально важный посыл. Однако автор при этом не указывает, как учитывается время и условия формирования трещин в этой зоне трещинообразования. Ибо принято считать скорость роста трещин составляющей определенную долю скорости волны напряжения, распространяющейся в массиве горных пород со скоростью звука (C_p) в нем, поэтому фронт разрушения всегда отстает от фронта волны напряжения именно на эту долю запаздывания. Причем здесь данные различных источников сильно отличаются. Так, в работе [110, с.220] указано, что «при динамическом нагружении горных пород предельная скорость развития трещин колеблется от 0,34 до 0,51 C_p , составляя в среднем 0,40 C_p ». Значительное улучшение качества дробления обеспечивается в тех случаях, когда в пределах зоны разрушения заряда, инициируемого с замедлением, происходит взаимодействие волн напряжений с полем трещин, распространяющихся по массиву под действием ПД от заряда, инициированного в первую очередь [48, с. 215]. При расчетах такого оптимального интервала замедления скорость развития трещин в скальных породах ориентировочно принимается равной 10–13 % от скорости распространения волны сжатия. В табл. 3.1 представлены средние значения скорости роста трещин при взрывании образцов горных пород, определенные по осциллограммам записи времени разрыва трещинами датчиков из константанового про-

вода, наклеенных на модели [113]. Из таблицы 3.2 следует, что разнообразные по типу породы (скальные и осадочные) имеют близкую скорость роста трещин, составляющую около 2 % от справочной скорости звука в этих породах.

Таблица 3.2

Скорость распространения трещин при взрывании образцов горных пород, м/с

Направление замера	Пироксенит	Габбро	Мрамор	Известняк
Нормально свободной поверхности $C_{\text{лаб}}^*$	158,3	134,5	125,3	105,3
Параллельно свободной поверхности $C_{\text{лаб}}^*$	81,2	70,4	78,3	70,2
Справочная C_p для этих же пород	7200	6410	5400	4630
Соотношение скоростей $C_{\text{лаб}}/C_p$	0,02	0,02	0,02	0,02

Примечание: * – данные работы [113].

Причем взаимодействие волн напряжений с распространяющимися трещинами может рассматриваться по-разному. «При наличии естественной трещиноватости среды ее сопротивление растяжению резко снижается. Поэтому трещиноватость породы, определяющую ее дефектность и прочность можно рассматривать как один из основных критериев оценки склонности трещиноватых пород к разрушению» [110, с. 220]. В этом послые заключается важнейший смысл – именно предразрушение пород, возникающее в процессе развития взрыва с замедлениями, увеличенными до значений, обеспечивающих развитие трещин до предельных значений, усиливает и развивает естественную трещиноватость.

Многолетняя практика ведения взрывных работ на карьерах показывает, что управление взрывом для достижения заданных показателей возможно лишь при правильно выбранной последовательности взрывания скважинных зарядов. При прочих равных условиях интенсивность разрушения горных пород при взрыве предопределяется характером взаимодействия зарядов — длительностью и кратностью приложения взрывных нагрузок, создаваемых каждым зарядом [81].

Рыхление горных пород без развала горной массы за пределы контура блока при увеличенных интервалах замедления рассмотрим на примере двух массовых взрывов в карьере Центральном рудника Маломыр в породах крепостью $f = 8-10$, проведенных на уступах высотой 5 м. Блок № 13 объемом 74237 м^3 взорван 14.04.2021 на гор. 515-510 м. Общая масса ВВ – 56420 кг, удельный расход ВВ – $0,76 \text{ кг/м}^3$. 434 скважины диаметром 215 мм глубиной 5,5 м размещены по сетке $6,0 \times 6,0 \text{ м}$. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 130 кг на длине 2,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа

взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. Блок № 9 объемом 99566 м³ взорван 05.06.2021 на гор. 510-505 м. Общая масса ВВ – 82603 кг, удельный расход ВВ – 0,86 кг/м³. 469 скважин диаметром 215 мм глубиной 5,6 м размещены по сетке 6,5×6,5 м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 175,5 кг на длине 3,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. Расчетные параметры зон трещинообразования и предразрушения для этих двух блоков построены по аналогии с таковыми для блока № 518-190-4 91-В.

На рисунке 3.42 представлены расчетные параметры зон трещинообразования и предразрушения одиночного скважинного заряда диаметром 215 мм длиной 2,5 м (с перебуrom 0,5 м) для рыхления пород блока № 13.

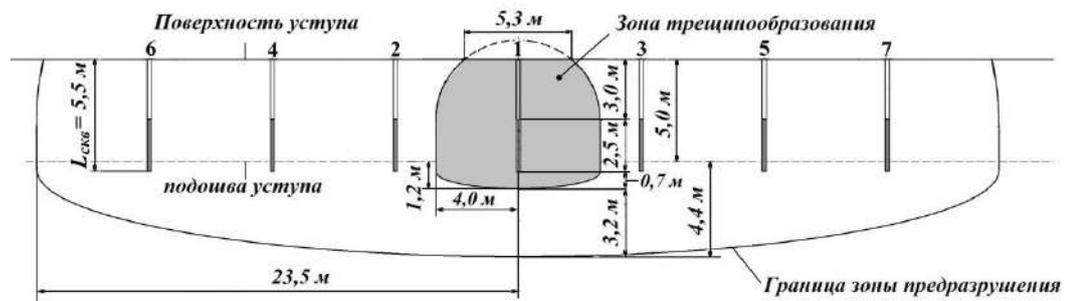


Рис. 3.42. Параметры зон трещинообразования и предразрушения скважинным зарядом длиной 2,5 м на блоке № 13

На рис. 3.43 приведены зоны трещинообразования и предразрушения после взрыва трех таких скважинных зарядов, размещенных по сетке 6,0×6,0 м на уступе высотой 5 м.

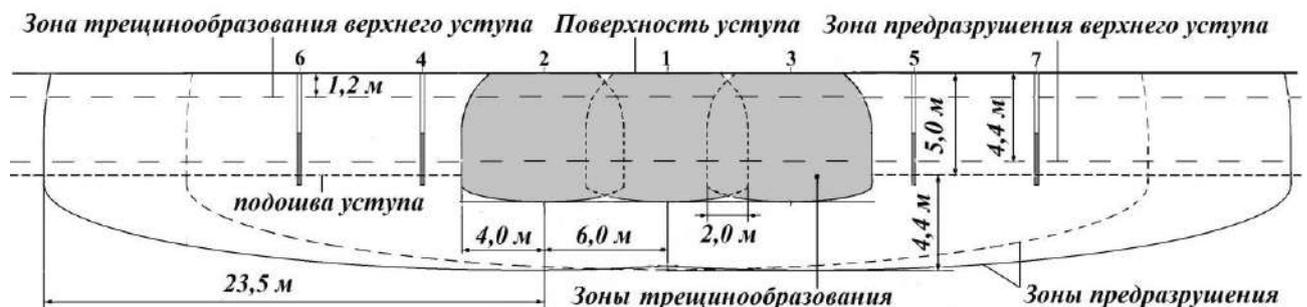


Рис. 3.43. Параметры зон трещинообразования и предразрушения группы скважинных зарядов на блоке № 13.

Видно, что зоны трещинообразования от скважин пересекаются почти под поверхностью уступа, а зона предразрушения верхнего уступа распространяется практически на всю высоту взрываемого, что и вызывает высокую степень дробления пород.

Расчетное время $\tau_{тр}$ для максимального прорастания трещин при скорости их роста $C_{тр}$ в зоне размером 4,0 м потребуются:

1. При $C_{тр} = 0,4C_p$; $\tau_{1тр} = 4,0/0,4 \times 3500 = 2,8$ мс;
2. При $C_{тр} = 0,1C_p$; $\tau_{2тр} = 4,0/350 = 11,4$ мс;
3. При $C_{тр} = 0,02C_p$; $\tau_{3тр} = 4,0/70 = 57$ мс.

Для формирования зоны предразрушения размером 23,5 м потребуется время $\tau_{пр}$:

1. $\tau_{1пр} = 23,5/1400 = 16,8$ мс;
2. $\tau_{2пр} = 23,5/350 = 67$ мс;
3. $\tau_{3пр} = 23,5/70 = 336$ мс.

Нами установлено [131], что в схемах взрывания 25×42 мс, доля интервалов замедления между последовательными взрывами зарядов в 8 мс составляет 88,7%, а в схемах взрывания 42×67 мс – 77,5%. В этих схемах формирование зоны трещинообразования возможно только для условия 1, а зона предразрушения вообще не может быть сформирована.

В схеме взрывания 109×176 мс 86,2% составляют интервалы замедления от 17 до 42 мс, поэтому зона трещинообразования формируется для условий 1 и 2 и может возникнуть зона предразрушения для условия 1.

И только в схеме взрывания 200×400 мс возможно формирование зоны трещинообразования для всех условий и зоны предразрушения для условий 1 и 2, поскольку 57,5% составляют замедления в 200 мс, а еще 37,5% скважин взрываются одновременно из-за кратности ступеней замедления 200 мс, но расстояние между такими скважинами всегда большое, исключаящее их взаимовлияние, кроме того, между ними уже имеется разрушенный предыдущими взрывами массив, поглощающий волны напряжения [81].

На рисунке 3.44, где приведены расчетные параметры зон трещинообразования и предразрушения одиночного скважинного заряда длиной 3,5 м для блока № 9, видно, что граница зоны предразрушения расположена ниже подошвы уступа на 4,5 м. При этом зона трещинообразования этого заряда выходит на поверхность уступа в виде круга диаметром 6,8 м, создавая зону трещинообразования площадью более 36 м².

На рисунке 3.45, где приведены расчетные параметры группы скважинных зарядов для этого блока, видно, что такие размеры площади трещинообразования на поверхности уступа обеспечивают даже взаимное наложение зон трещинообразования с выходом на поверхность уступа.

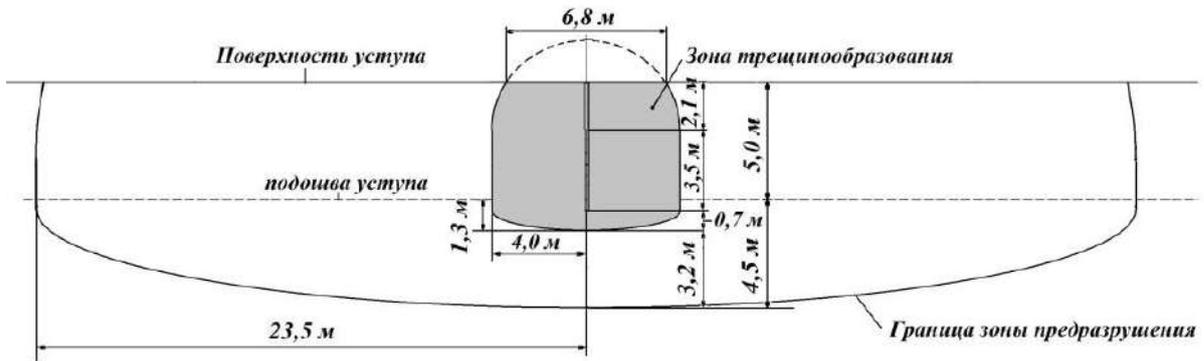


Рис. 3.44. Параметры зон трещинообразования и предразрушения скважинным зарядом длиной 3,5 м на блоке № 9

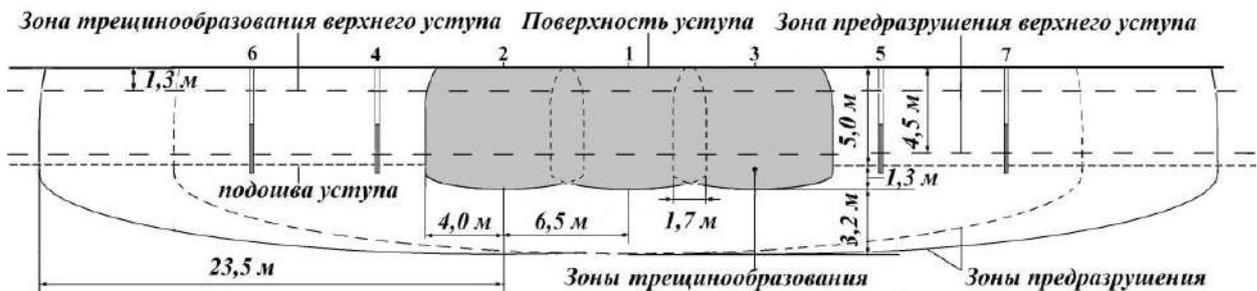


Рис. 3.45. Параметры зон трещинообразования и предразрушения группы скважинных зарядов на блоке № 9

Многочисленные проходы волн напряжения в стадии сжатия-растяжения через окрестности скважинных зарядов в зоне предразрушения существенно увеличивает трещиноватость массива горных пород, способствуя его расчленению на более мелкие фракции, в том числе и ниже подошвы уступа на глубину 4,5 м, при том, что глубина перебура составляет всего лишь 0,5–0,6 м. Но всегда между скважинами комплекта каждой ступени замедления присутствуют зоны разрушения от предыдущих зарядов, исключая прямое взаимодействие соседних зарядов комплекта, поэтому каждый скважинный заряд взрывается обособленно. Опытными взрывами [99] установлено, что по мере уменьшения взаимодействия полей напряжений при одновременном взрыве зарядов путем увеличения расстояния между ними степень дробления среды улучшается – закономерно увеличивается радиус разрушения вокруг каждой из зарядных полостей за счет удлинения радиальных трещин.

Зона предразрушения в нижней части пятиметровых уступов позволяет оформлять подошву уступа строго по паспорту горных работ, без перепадов высот, что можно видеть на фото поверхности заряженных блоков (Рисунок 3.46).



Рис. 3.46. Вид поверхности заряженного блока на уступе высотой 5 м

Следует обратить внимание на хорошее качество оформления подошвы уступа как механической прямой лопатой (Рисунок 3.47), обладающей мощным усилием копания, так и гидравлической обратной (Рисунок 3.48), которая такими усилиями не обладает и требует высокого качества дробления. Это является прямым подтверждением не просто хорошего, а именно высокого качества дробления горной массы не только в забое, но и в районе перебура.



Рис. 3.47. Подошва уступа высотой 5 м у прямой механической лопаты



Рис. 3.48. Подошва уступа высотой 5 м у обратной гидравлической лопаты

3.4. Повышение эффективности формирования зоны предразрушения применением встречных врубов

Одним из путей улучшения качества дробления пород при одновременном снижении величин смещения развала горной массы является повышение интенсивности ослабления массива горных пород на большей части взрываемого блока изменением направления инициирования врубовых рядов и интервалов замедления между врубовыми и отбойными рядами. Нами разработан способ ведения взрывных работ с учётом зоны предразрушения, включающий построение модели развития массового взрыва во времени и пространстве для конкретной схемы взрывных работ, подачу стартового импульса на взрывание одновременно на два врубовых ряда, расположенных во втором или третьем ряду скважинных зарядов от края блока, в котором стартовый импульс на взрывание дают с противоположных концов врубовых рядов навстречу друг другу, интервал замедления во врубовых рядах принимают не ниже 100 мс, а в перпендикулярном направлении, по рядам отбойных скважин – вдвое выше [132].

Выполнение способа ведения взрывных работ с учётом зоны предразрушения рассмотрим на моделях взрывания блока скважинными зарядами диаметром 215 мм, расположенными по сетке 6×6 м, двумя различными способами взрывания с инициированием поверхностной схемы двумя врубовыми рядами. По первому способу [83] стартовый импульс на взрывание дают одновременно от середины двух врубовых рядов, расположенных по кра-

ям блока; при этом врубовым принимают второй или третий ряд скважинных зарядов от края блока, а интервал замедления во врубовых рядах принимают на одну ступень ниже, чем в перпендикулярном направлении по рядам отбойных скважин. Опыт ведения взрывных работ предприятием «АВТ-Амур» показал, что при расположении врубового ряда во втором или третьем (предпочтительнее) ряду от края взрываемого блока исключается выброс горной массы за последний ряд скважин, поскольку имеется возможность подвижки разрушаемого массива в сторону взорванной горной массы. А старт взрыва от середины блока снижает смещение взорванной горной массы, сохраняя контакты руд и пород близкими к естественным.

Рассмотрим основные этапы развития взрыва по патенту РФ № 2698391 [107] с использованием системы ИСКРА с замедлением 109 мс по врубовому ряду и 176 мс (следующая ступень замедления) по отбойным рядам. На рисунке 3.49 представлена схема взрывания блока: над скважинными зарядами указаны их порядковые номера, под ними – время замедления после взрывания первых зарядов во врубовых рядах.

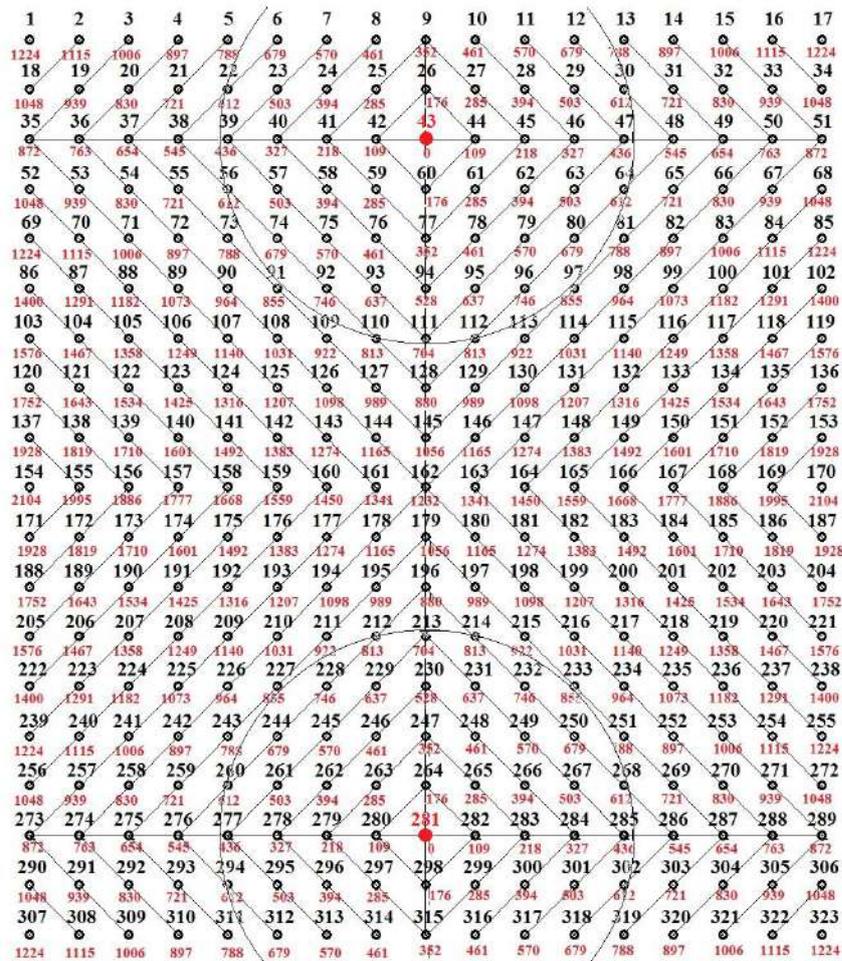


Рис. 3.49. Схема взрывания блока с двумя врубовыми рядами со стартом от середины

За счёт использования двух врубовых рядов все заряды блока взрываются комплектами – от 2 (в стартом комплекте и при замедлениях 528 мс, 704 мс, 880 мс и т. д. по вертикальной линии стартовых зарядов) до 4 (замедления 109-352 мс, и др.) и 8 зарядов в комплекте (замедления 394, 461-503 мс и т. д.) Но всегда между зарядами комплекта присутствует зона разрушения от предыдущих зарядов, исключая прямое взаимодействие соседних зарядов комплекта. Поэтому каждый скважинный заряд взрывается обособленно, но зоны предразрушения большинства близко расположенных зарядов комплекта взаимодействуют с наложением. Такое наложение зон предразрушения увеличивает кратность воздействия волн напряжения в окрестностях отдельных скважин. Для построения графической модели взаимодействия зон предразрушения размер зоны разрушения принят до 8 м, а зоны предразрушения – 50 м.

На ступени замедления 528 мс, происходит встречное наложение зон предразрушения от взрыва скважинного заряда 94 со стороны верхнего врубового ряда и 230 (со стороны нижнего врубового ряда) на район скважинных зарядов 161-163 (выделены заливкой на рисунке 3.50).

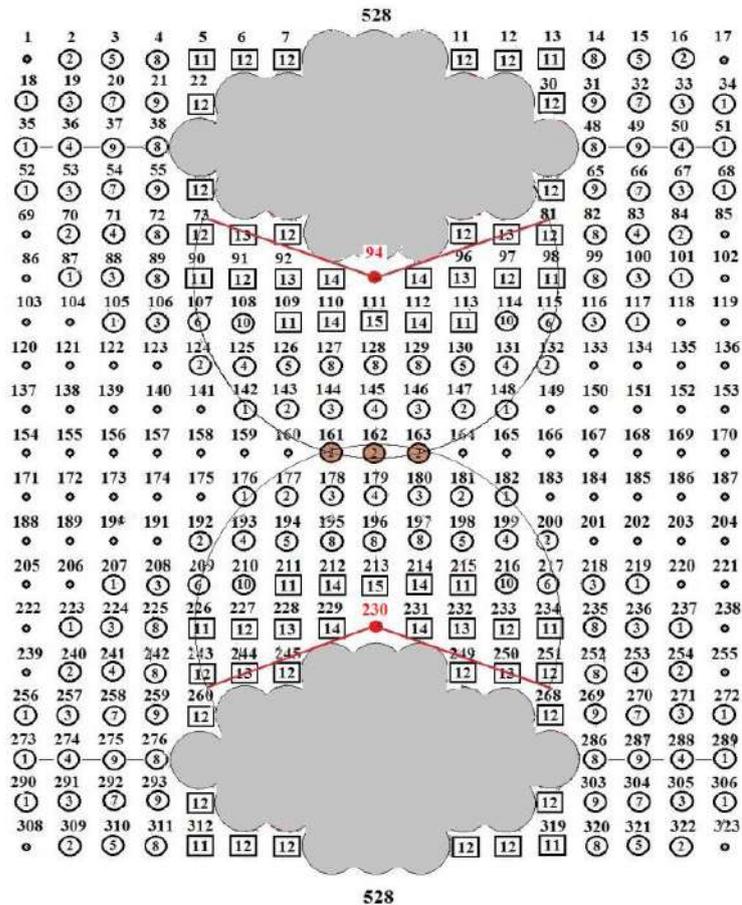


Рис. 3.50. Прохождение волн напряжения на ступени замедления 528 мс

К этому моменту через район отдельных скважин прошло 14-15 волн напряжений (цифры размещены в прямоугольниках). Воздействие каждой волны напряжений вызывает определенное число нарушений как в результате развития существующих в породе нарушений при воздействии прямой волны сжатия, так и образования новых в местах концентрации напряжений, дислокаций, ослабленной прочности и т.д., при воздействии волны растяжения, сменяющей волну сжатия через определенный промежуток времени.

По окончании процесса развития массового взрыва наибольшее число волн напряжения, прошедших через зону скважин среднего ряда от двух врубовых рядов с взаимным наложением достигло 34 (Рисунок 3.51), в то время как при одном врубе этот показатель составил 25.

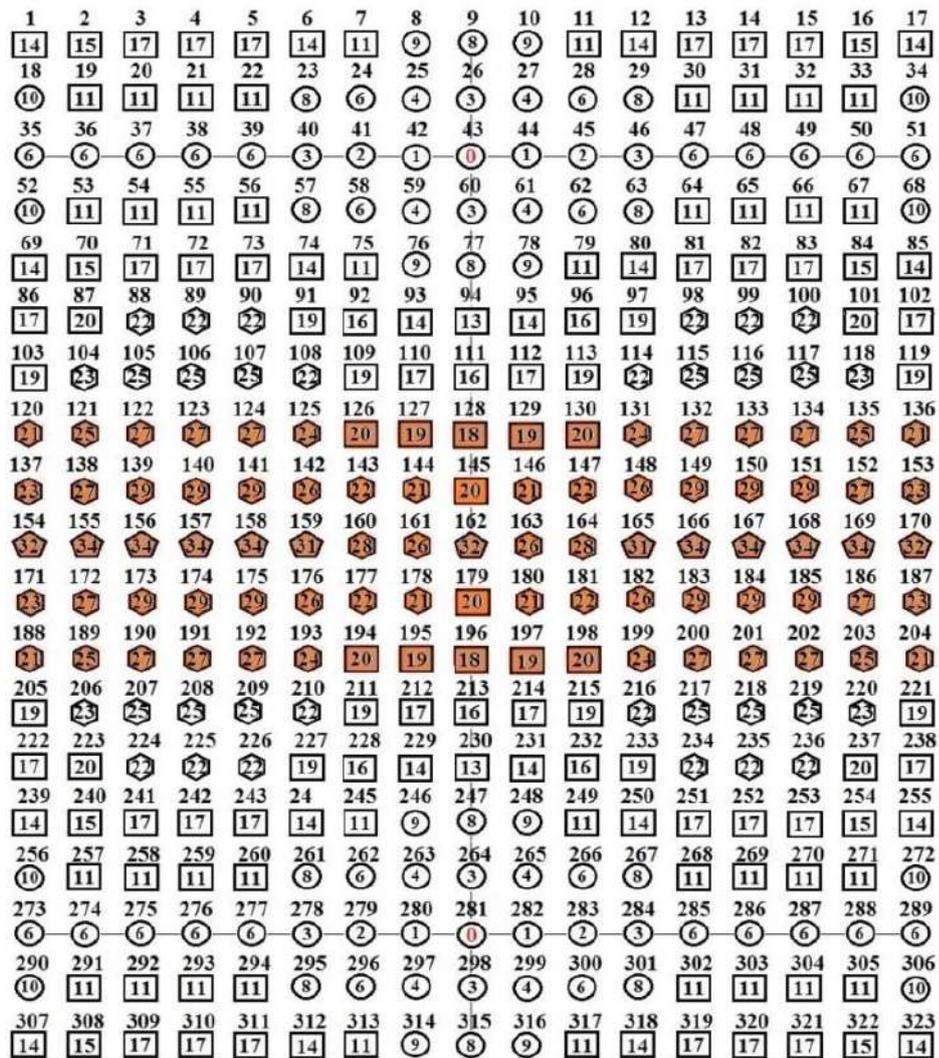


Рис. 3.51. Итоговая картина прохождения волн напряжения

Таким образом, максимальное число волн напряжений, проходящих через район скважинных зарядов в средней части взрываемого блока, возрастает на 36%, тем самым увеличивая ослабление массива горных пород в районе каждой взрываемой скважины в процессе развития массового взрыва, в сравнении с применяемыми схемами взрывания, что позволяет решить поставленную техническую задачу.

Рассмотрим картину развития массового взрыва по патенту РФ № 2744534 [132] с применением неэлектрической системы инициирования с волноводами, например, RIONEL. Замедление между скважинами поверхностной сети может быть выполнено устройством RIONEL X, инициирование внутрискважинной сети – устройством RIONEL MS-30 с замедлением, например, 750 мс. Для построения графической модели взаимодействия зон предразрушения размер зон разрушения и предразрушения принимаем аналогичным. В поверхностной сети во врубовых рядах установлено замедление, например, 100 мс, тогда для отбойных скважинных зарядов в рядах, расположенных перпендикулярно врубовым рядам интервал замедления составит 200 мс. Иницирование поверхностной сети скважинных зарядов блока проводят с противоположных концов врубовых рядов навстречу друг другу. На рисунке 3.52 под скважинными зарядами указаны их порядковые номера, над ними – время замедления после взрывания первых зарядов во врубовых рядах.

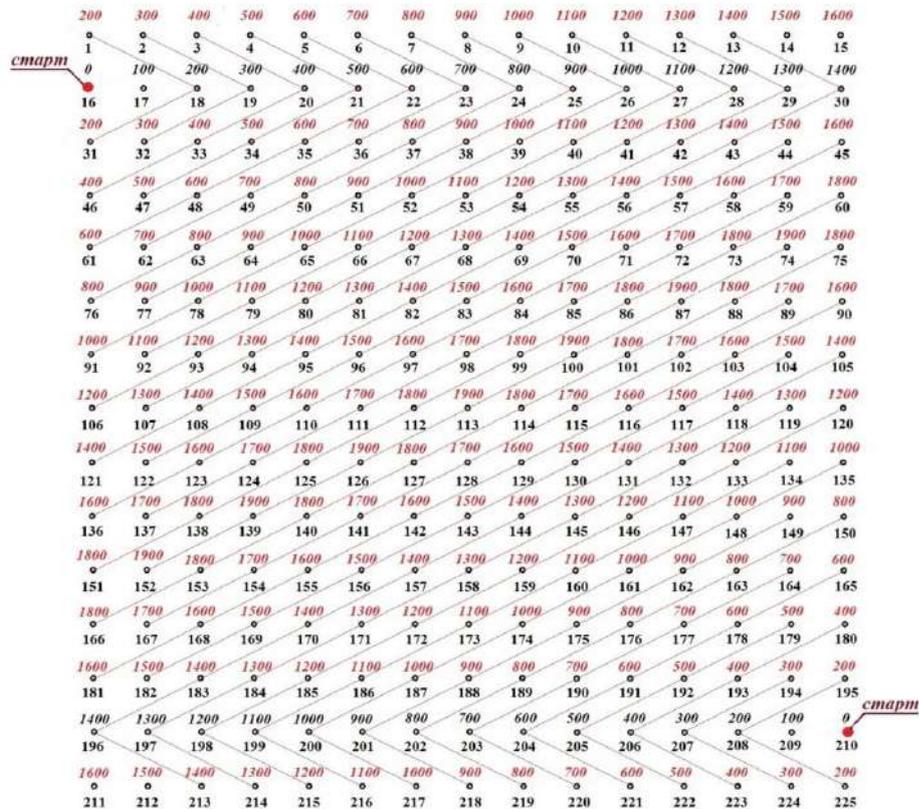


Рис. 3.52. Схема поверхностной сети инициирования скважинных зарядов блока

Анализируя рисунок 3.52, можно сделать следующие заключения о процессе развития массового взрыва при поверхностной схеме инициирования с замедлениями 100×200 мс. Многократное прохождения волн напряжения в стадии сжатия-растяжения через окрестности скважинных зарядов в зоне предразрушения существенно увеличивает трещиноватость массива горных пород, способствуя его расчленению на более мелкие фракции.

При использовании двух врубовых рядов все заряды блока взрываются комплектами скважин – от 2 в стартом комплекте до 16 со ступени замедления 1400 мс (8 в патенте РФ № 2698391). На ступени замедления 800 мс, помимо пятикратного наложения волн напряжения от взрыва соседних скважин комплекта врубового ряда (район скважинных зарядов 87 – 139 выделен цветом), начинается встречное наложение волн напряжения от обоих врубовых рядов, охватывающее пять скважин – две трижды и три – четырежды (Рисунок 3.53).

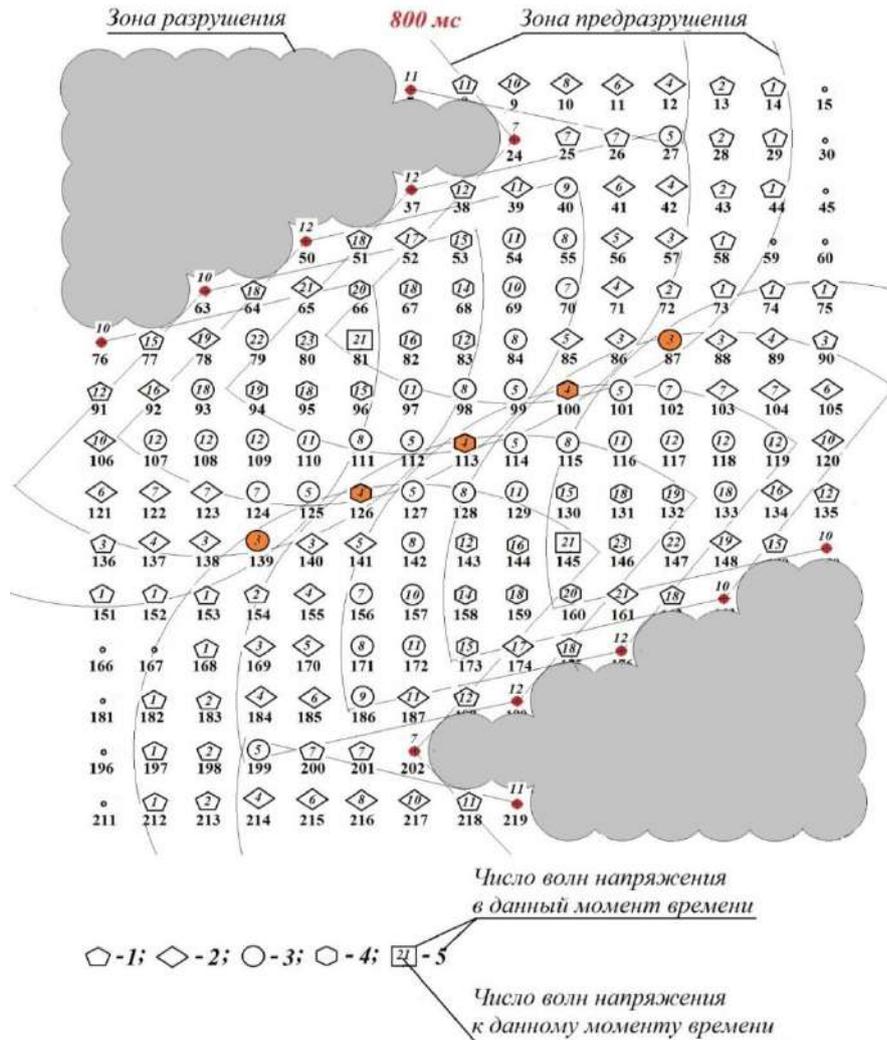


Рис. 3.53. Число волн напряжения, прошедших через районы скважинных зарядов на ступени замедления 800 мс

На рисунке 3.54 зоны дробления каждого сработавшего скважинного заряда залиты серым цветом, предразрушения от конкретных скважинных зарядов показаны секторами; число волн напряжения, прошедших через районы скважинных зарядов к интервалу замедления 800 мс указаны цифрой внутри геометрической фигуры, а кратность воздействия волн напряжений на этом интервале замедления отражена формой геометрической фигуры.

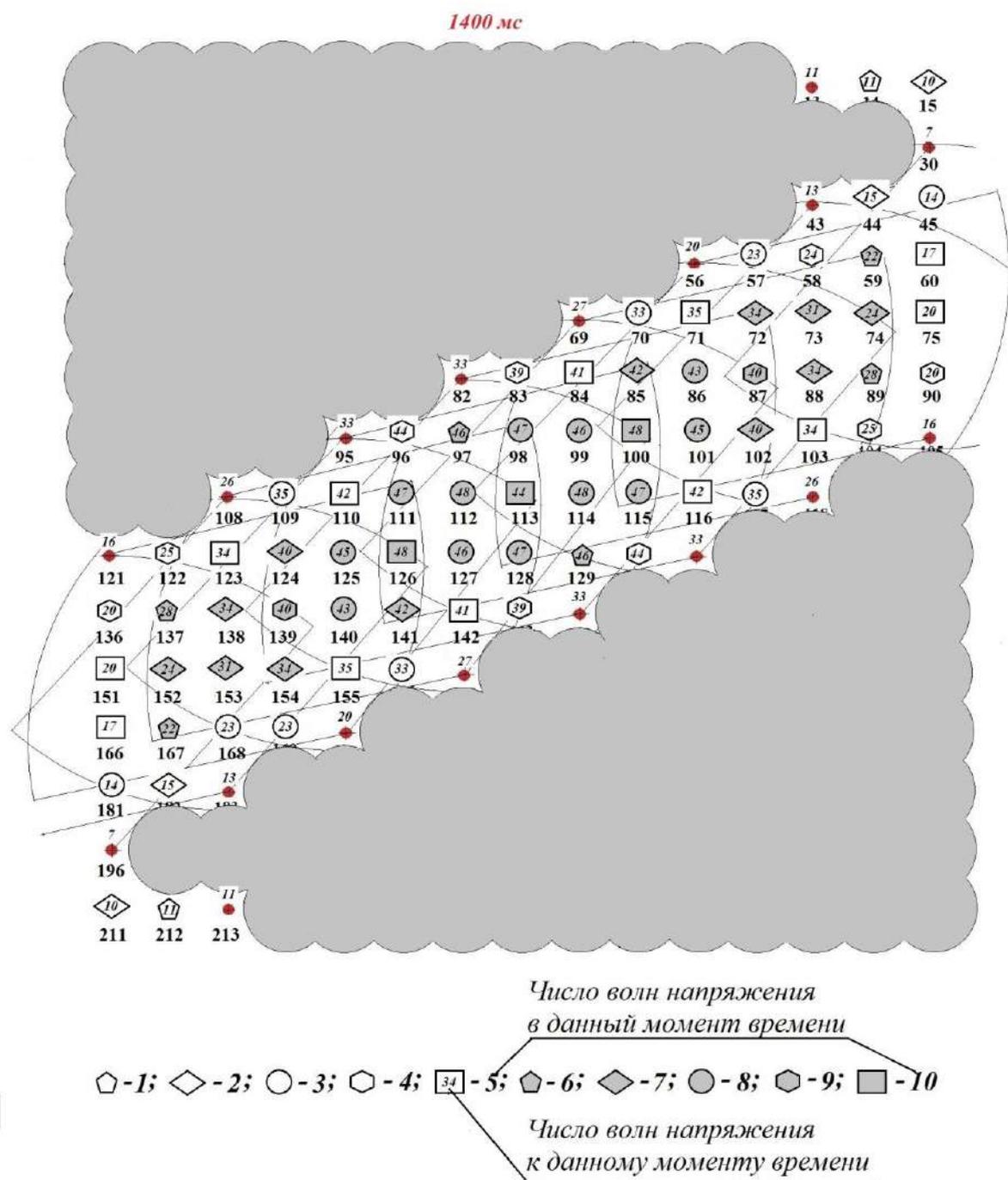


Рис. 3.54. Число волн напряжения, прошедших через районы скважинных зарядов на ступени замедления 1400 мс

В первом способе время развития взрыва между врубовыми рядами занимает около 2000 мс, примерно столько же и рассматриваемом примере. Но в первом случае, при схеме инициирования 109×176 мс, срабатывают 72 ступени замедления с распределением интервала срабатывания отдельных скважинных зарядов следующим образом: 109 мс – 3 %, 67 мс – 6 %, 42 мс – 17 %, 25 мс – 42 %, 17 мс – 28 % и 8 мс – 4 %. Таким образом, 74 % времени развития взрыва занимают интервалы 25 мс и менее. Следовательно, большую часть времени развитие взрыва происходит с повышенным напряжением массива, поэтому только часть энергии волны напряжения в фазе растяжения способствует развитию трещины. Во втором примере только 19 ступеней замедления и все интервалы между ними равны 100 мс, за это время напряжение среды спадает, и большая часть энергии волны напряжения используется на развитие трещин. На ступени замедления 1400 мс (Рисунок 3.54) зоны предразрушения от взрыва зарядов скважины 121 со стороны верхнего врубового ряда и скважины 105 со стороны нижнего врубового ряда достигли района врубовых рядов, т.е. охватили практически всю часть блока между врубовыми рядами. Максимальное число волн напряжения, одновременно воздействующих на районы скважин 100, 113 и 126, достигло 10, а общее число волн напряжения, воздействовавших на район этих зарядов, достигло 44 и 48. К концу развития массового взрыва наибольшее число волн напряжения, прошедших от двух врубовых рядов с взаимным наложением через район расположения скважинных зарядов 100 и 126, достигло 69 (Рисунок 3.55), в то время как для первого способа этот показатель составил 34.

Таким образом, второй способ ведения взрывных работ с учётом зоны предразрушения позволяет, в сравнении с первым, удвоить максимальное число волн напряжения, прошедших через район скважинных зарядов, охватить их встречным наложением всю площадь блока между врубовыми рядами, увеличив ослабление горных пород в районе взрываемых скважинных зарядов.

Мнение о влиянии циклических нагрузок на раскрытие зёрен полезного компонента высказано в работе [70]. Значительная дисперсия упругих и прочностных свойств минералов, физико-механических свойств руд с разными структурными параметрами и характеристиками разрушения, может существенным образом проявиться при кумулятивном характере накопления повреждений, т. е. при циклическом нагружении. Если проанализировать последовательность прохождения волн напряжения через районы расположения скважинных зарядов, то оказывается практически все принципы циклического воздействия, изложенные в [70] соблюдаются. Вначале проходят слабые волны от удалённых зарядов, затем всё более мощные волны от более близких зарядов и на последних этапах волны воздействуют от соседних взрывающихся зарядов с максимальной мощностью волны напряжений. Это и спо-

соответствует увеличению степени дробления пород при минимальном смещении разрушенной горной массы при встречном движении фронта разрушения.

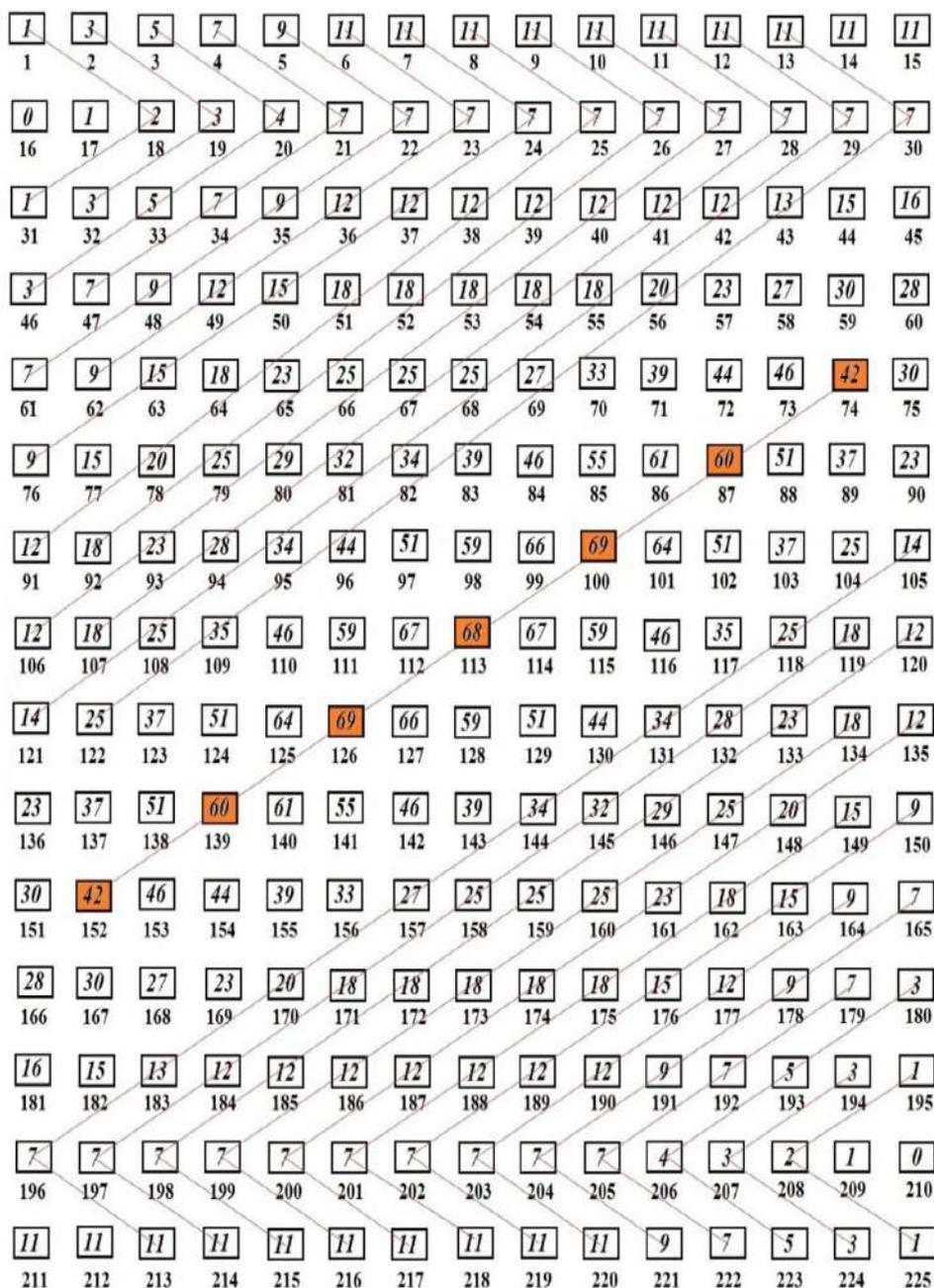


Рис. 3.55. Общее количество волн напряжения, прошедших через зоны расположения скважинных зарядов в процессе развития массового взрыва

Принцип инициирования блока с нескольких точек применяется в практике ведения работ ООО «АВТ-Амур», особенно на протяженных блоках (Рисунок 3.56), что позволяет сократить время проведения взрывных работ при сохранении качества дробления.



Рис. 3.56. инициирование массового взрыва в нескольких точках

В то же время периодически проводятся взрывы на блоках протяженностью более полукилометра с одной точкой инициирования, тогда время развития массового взрыва достигает 47–50 с.

Рассматривая в целом влияние увеличенных интервалов замедления на эффективность взрывного рыхления с наименьшим перемешиванием горной массы в развале можно сделать следующие выводы.

3.5. Выводы

3.4.1. Одним из путей прогнозирования распределения полезных компонентов в развале по данным опробования взрывных скважин является компьютерное моделирование взрывного разрушения горных пород на карьерах. Спрогнозированные параметры развала и распределения полезного компонента показали высокую (по мнению ряда авторов) степень сходимости (до 70 %) с данными реальных взрывов на карьерах, которые были подтверждены по результатам маркшейдерской съемки развалов и опробования взорванной горной массы по заходкам экскаватора. Такие показатели сходимости можно считать высокими для железных руд, но не для ценных руд благородных металлов. Здесь нужны методы взрывного рыхления с минимальным фактическим смещением контактов «руда-порода».

3.4.2. Доказано, что при МКЗВ наилучшее качество дробления достигается при полном развитии независимых максимальных зон дробления от взрыва каждого из зарядов с образованием наибольшего числа обнаженных поверхностей около взрываемых зарядов. Для этого необходимо увеличить время заедления между взрывами отдельных зарядов. Многократное взрывное нагружение массива горных пород при реализации принципа «один заряд

– одно замедление» способствует образованию дополнительных поверхностей обнажения, что в сочетании с увеличенными интервалами замедления позволяет радикально повысить качество дробления горной массы. Микроструктурные параметры породы в области упругого деформирования могут существенно изменяться при серии взрывных воздействий, поскольку имеют накопительный эффект. Лабораторными опытами Орленко Л. П. на образцах горных пород и руд доказано, что уже после однократного взрывного воздействия прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от первоначальной статической прочности на сжатие. Нами установлено, что взрыв каждого следующего заряда происходит в массиве с существенно измененными прочностными свойствами, что выражается снижением динамики пылегазовых выбросов из скважин без забойки, вплоть до полного исчезновения.

3.4.3. В поликристаллических горных породах негидростатические сжимающие напряжения могут приводить к возникновению локальных напряжений растяжения, обеспечивающих возможность развития микродефектов, т. е. предразрушения. Структура области предразрушения породы определяется как кластер – связанные каналы сложной геометрии. На стадии предразрушения он не ведёт к дезинтеграции породы, но может в значительной степени изменить её проницаемость и при последующем нагружении породы зона предразрушения развивается в область дезинтеграции породы с образованием трещин. Область предразрушения может превышать радиус взрывной полости в 30-100 раз, – это самая масштабная область по размеру изменений в массиве пород при взрыве. Многократное воздействие взрывных нагрузок с большим интервалом замедления вызывает разупрочнение массива пород за счёт возникающих микронарушений. Картина и характер разрушения определяется накоплением нарушений от цикла к циклу и формированием множественной структуры разрушения. В результате таких воздействий наблюдается множественное разрушение с образованием поверхности в несколько раз большей, чем при обычном (нециклическом деформировании), при этом энергия, запасённая (или требуемая для разрушения) при циклическом воздействии снижается в 1,3 – 1,4 раза. Следовательно, необходимо обеспечить многократное циклическое воздействие на массив горных пород волн напряжения от последовательных взрывов скважинных зарядов с увеличенным замедлением между ними, позволяющим завершить все процессы прорастания и слияния дислокаций и микронарушений в трещины, происходящие с невысокой скоростью.

3.4.4. Графическим моделированием нами установлено, что при размерах зоны предразрушения, вдвое превышающих пятикратный размер сетки скважин в обоих направлениях от центрального вруба, обеспечивается пятикратное воздействие волн напряжения на

район расположения хотя бы одного скважинного заряда на каждой стороне от вруба. На узких протяжённых блоках (их сейчас на карьерах большинство), на которых число скважин в ряду сопоставимо с размером зоны предразрушения, целесообразны схемы взрывания 200x400 мс, как обладающие наиболее высокими качественными показателями ослабления прочности горных пород в зоне предварительного разрушения массива горных пород.

Учитывая современное состояние волноводных средств инициирования, когда максимальный интервал замедления поверхностных систем составляет 200 мс и для получения замедления 400 мс необходимо последовательно соединять два капсуля, экономически предпочтительнее выглядит схема взрывания 400x200 мс с расположением врубового ряда по краю блока в его глубине. Хотя с точки зрения качественных показателей наивысшие показатели имеет схема 200x400 мс с расположением вруба по краю блока – доля одновременного воздействия волн напряжения более четырёхкратного достигает 47,4 %.

4. ВЗРЫВНОЕ РЫХЛЕНИЕ ПОРОД С ПОВЫШЕННЫМ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА

4.1. Постановка проблемы

Выполненный нами обзор состояния проблемы подготовки крепких пород к выемке, с возможностью селективной отработки рудных тел сложного строения, показал, что экономически эффективная подготовка к выемке скальных пород на рудных месторождениях возможна только взрывным рыхлением в «жестком» зажиме по принципу «один заряд – одно замедление» с увеличенными интервалами замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов. Проведённые нами исследования по совершенствованию схем взрывания скважинных зарядов во втором и третьем разделах настоящей работы показали верность такого подхода. Идеи, высказанные в работах [64–71], об увеличении количества энергии, затрачиваемой на первичное дробление с целью снижения затрат энергии на дробление и измельчение на дробильно-обогажительных фабриках, выдвинули перед нами еще одну задачу исследований – повысить кратность воздействия волн напряжения в зоне предразрушения для увеличения доли энергии взрыва на дробление и создание повышенной нарушенности массива горных пород в зоне предразрушения при сохранении главного – минимальное перемещение руд и пород в развале горной массы.

Анализ эффективности процессов добычи и переработки минерального сырья показывает, что энергетические затраты поглощают около 20% всей вырабатываемой в мире энергии, а извлекаемый полезный продукт составляет лишь 2–6% от извлеченной горной массы [70]. Для получения конечного продукта обогащения (концентрата) во всем мире применяются «энергопожирающие» технологии, которые призваны в ходе процесса дезинтеграции или раскрытия обеспечить физическое выделение одного или группы извлекаемых минералов из вмещающих пород.

Предпринятые в 70–90-х гг. прошлого столетия попытки разобраться в этих вопросах не получили должного развития, несмотря на разработанную методологию и концепции [133]. Совместить повышение показателей буровзрывных работ на добычных работах (заданное качество дробления руды с хорошей проработкой подошвы уступа при небольшом развале горной массы) и при обогащении (снизить энергоемкость дробления, измельчения, расход мелющих тел, повысить извлечение и выход концентрата) пытались рациональным размещением оптимального количества ВВ в массиве и увеличением КПД энергии взрыва

[134]. Вопрос оптимального удельного расхода ВВ был основательно проработан с позиций добычных работ, но в значительно меньшей степени – с позиций обогащения.

Экспериментальные исследования [64, 135] показали перспективность использования воздействия взрыва на микроструктуру горных пород, целесообразность повышения энергозатрат на стадии их взрывного разрушения для увеличения целенаправленного разупрочнения и изменения магнитных свойств.

В работах В. И. Ревнивцева и В. А. Чантурии [136, 137] необходимым условием для организации процесса избирательного измельчения считается повышение плотности дефектов зерен породообразующих минералов. При взрывном рыхлении пород в зоне разрушения происходит не только дезинтеграция массива на отдельные, но и накопление в зоне предразрушения микродефектов зерен, от плотности и места развития которых зависят магнитные свойства горной породы как в куске, так и в измельченном состоянии, а также полнота раскрытия зерен, что оказывает прямое воздействие на эффективность магнитной сепарации.

Измельчение руды с целью раскрытия минеральных зерен является самым энергоемким и дорогим процессом в технологической цепочке получения концентрата [134]. Так, если общая энергоемкость получения концентрата на горно-обогатительных комбинатах черной металлургии, перерабатывающих железистые кварциты, составляет 110–115 кВт • ч/т, то энергоемкость обогатительного передела в пересчете на 1 т концентрата составляет 90–95 кВт • ч/т, в том числе энергоемкость измельчения – 55–60 кВт • ч/т.

Суммарная энергоемкость бурения и взрывания в пересчете на 1 т концентрата составляет 2–2,5 кВт • ч/т. Отсюда следует, что энергоемкость обогатительного передела составляет 80–82%, в том числе измельчения – 50–52% общей энергоемкости получения концентрата, в то время как суммарная относительная энергоемкость бурения и взрывания не превышает 2% (по 1% на бурение и взрывание). Экспериментальные исследования, проведенные во взрывной камере, показали, что увеличение длительности динамического импульса с 5–6 до 15–18 мс обеспечивает при измельчении продуктов взрывного разрушения повышение удельной производительности лабораторных мельниц по готовому классу (–50 мкм) с 0,178–0,195 до 0,196–0,233 кг/(л • ч), увеличение выхода свободных зерен магнетита с 71,5–72 до 77,5–85%, снижение богатых сростков магнетита с кварцем с 14–17 до 8–13%, а бедных – с 8–9 до 4–6,5%.

Такая длительность динамического импульса получена в работе [112], где показано, что с увеличением длительности импульса от 8 до 24,5 мс отрицательная фаза амплитуды волны напряжения возрастает. Исследованиями также установлено, что при длительности

импульса, равного 14; 15,5 и 18 мс, отрицательная фаза амплитуды волны напряжения принимает максимальное значение – 5; 12 и 15 МПа соответственно для инертной, активной и компенсационной забоек скважинного заряда ВВ. Следовательно, необходимы именно увеличенные замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов, чтобы обеспечить полноту срабатывания таких импульсов.

4.2. Экранирование волн напряжения как фактор регулирования параметров смещения взорванной горной массы

4.2.1. Сущность и теоретические предпосылки создания технологии с экранированием волн напряжения от каждого заряда

Сущность технологии взрывного рыхления с использованием экранирования волн напряжения нам представляется в максимальном использовании энергии взрыва скважинного заряда на взрывное рыхление при минимальном смещении взорванной горной массы. Она базируется на управлении параметрами отраженных и преломленных волн при постоянной энергии заряда путем регулирования граничных условий на внешнем и внутреннем контурах разрушения.

Регулирование граничных условий на внешнем контуре разрушения основано на принципе отражения волн от границы полупространства по законам акустики [15]. В упругом приближении на границе раздела двух сред, имеющих соответственно акустическую жёсткость $\rho_1 C_{p1}$ и $\rho_2 C_{p2}$, количество отраженной $W_{отр}$ и прошедшей за границу раздела полупространства $W_{пр}$ энергии может быть определено соответственно как:

$$W_{отр} = W_0 \left(\frac{\rho_1 C_{p1} - \rho_2 C_{p2}}{\rho_1 C_{p1} + \rho_2 C_{p2}} \right)^2, \text{ кгс}\cdot\text{м} \quad (4.1)$$

$$W_{пр} = W_0 \frac{4\rho_1 C_{p1} \rho_2 C_{p2}}{(\rho_1 C_{p1} + \rho_2 C_{p2})}, \text{ кгс}\cdot\text{м} \quad (4.2)$$

Следовательно, меняя акустическую жесткость среды, примыкающей к разрушаемой, можно существенно изменять параметры вторичного поля напряжений. Если на внешнем контуре разрушения воздух (поверхность или откос уступа), граничные условия на нем определяются акустической жесткостью окружающего среду воздуха при $\rho_2 C_{p2} / \rho_1 C_{p1} \rightarrow 0$. В связи с этим параметры волн отраженных и падающих почти равны; параметры преломленных волн в этом случае близки к нулю. При взрывании в «зажатой» среде, когда к внешнему

контуру разрушения примыкает не воздух, а разрушенная предыдущим взрывом среда, соотношение $\rho_2 C_{p2} / \rho_1 C_{p1} \gg 0$.

При формировании в разрушаемой среде вторичного поля напряжений одним из важнейших параметров управления энергией взрыва является акустическая жесткость среды, примыкающей к внешнему контуру разрушения. Ее отличие от акустической жесткости основного массива определяет параметры волн не только отраженных, влияющих на эффективность дробящего действия взрыва, но и преломленных, проходящих в эту среду. От них зависит сейсмическое действие взрыва – энергия преломленных волн расходуется на переупаковку и дополнительное разрушение кусков взорванной горной массы и, тем самым, снижается энергия сейсмических воздействий. Управление энергией взрыва при изменении условий на внешнем контуре разрушения позволяет значительно повысить качество дробления взорванной горной массы при снижении затрат. При условии отражения волн напряжений от одной открытой поверхности (верхняя площадка уступа) в разрушаемый объем возвращается $1/6$ энергии волны, от двух (верхняя площадка и откос уступа) – $2/6$, от трех – $3/6$ и т. д.; остальная энергия производит в массиве горных пород предразрушение [92]. Исходя из этих посылок, рассмотрим возможности повышения качества дробления и сохранности первичной структуры массива в развале взорванных пород комплексом факторов: взрывание в «зажиме», экранирование энергии взрыва разрушенной горной массой и увеличение нарушенности массива в зоне предразрушения.

Взрывание в «зажатой среде» в виде взорванной горной массы по внешнему контуру разрушения позволяет, помимо изменения параметров отраженных волн напряжения, перераспределить кинетическую энергию выброса на энергию дробления. Преломленные в разрушенную среду волны напряжения дополнительно повышают степень ее дробления: достаточная сжимаемость разрушенных пород является гарантией достижения качественного дробления при одновременном использовании кинетической энергии выброса на дробление пород [15, с.177]. Технологическое экранирование энергии волн напряжения при порядном взрывании достигали путем предварительного взрывания по внутреннему контуру разрушаемого объема серии зарядов, формирующих в массиве среду с отличной от исходной породы акустической жесткостью, что ведет к отражению энергии волн напряжения от четырех-пяти границ раздела, создавая условия к значительному повышению полезного использования энергии взрыва [15, с.179].

Поэтому нами поставлена задача на повышение интенсивности дробления горных пород с сохранением естественной геологической структуры рудных тел за счет взрывания с

экранированием волн напряжения разрушенной зоной ранее взорванных зарядов по принципу «один заряд – одно замедление».

При взрывании по схеме «один заряд – одно замедление» отражающим экраном может служить зона разрушения породы предыдущим зарядом, взорванным не менее чем за 75 мс. Это принципиально важная предпосылка, поскольку исследования [15, с.183] показали, что расстояние до экранирующей поверхности должно быть как можно меньшим, чтобы фронты поперечной и продольной волн от взорванного заряда не успели разойтись, ибо эти волны по-разному поглощаются разрушенной породой и экран, расположенный на значительном расстоянии, волны огибают без существенных изменений. В нашем случае разрушенная зона от предыдущего заряда располагается вплотную и является идеальной отражающей поверхностью, но она должна успеть сформироваться, поэтому взрыв следующего заряда (с учётом отклонения замедлителей от номинала) необходимо выполнять не ранее чем через 100 мс.

Нами ранее установлено [81, 84] существенное улучшение качества дробления и снижение величины смещения горной массы при увеличении интервалов замедления с 42–67 мс до 150–200 мс. Однако схема взрывания с интервалами 150×200 мс не позволяет достаточно эффективно использовать взорванную горную массу в качестве экрана, поскольку интервалы между взрывами скважинных зарядов составляют 50 мс, при необходимых на образование экрана более 75 мс. В то же самое время в районе вруба, расположенного в тыльной части блока, при учете экранирования волн напряжения, происходят принципиально важные процессы. Рассмотрим их подробнее на примере экспериментального массового взрыва блока № 518-190-4 91-В (см. подраздел 2.4), где старт инициирования проведен по третьему ряду в глубине блока в его середине по схеме «взрыв в жёстком зажиме» (Рисунок 4.1). Использование такой схемы возможно при любых размерах рабочей площадки, ибо не требует технологических ограничений в виде подпора из необрушенной горной массы предыдущего массового взрыва. На рисунке 4.1,*a* приведена графическая модель формирования зон разрушения и предразрушения на ступени замедления 350 мс без учета экранирования волн напряжения. На этой ступени замедления волны напряжения прошли через районы расположения 60 скважинных зарядов с различным числом воздействий на эти районы – от 1 до 8. К моменту срабатывания зарядов в скважинах 104, 106, 126 и 128 на ступени замедления 350 мс зоны разрушения от взрыва зарядов в скважинах 94 и 138, сработавших на ступени замедления 300 мс, еще не обладают достаточной акустической жесткостью для формирования отражающего экрана и волны напряжения будут свободно

проходить через эти зоны разрушения (Рисунок 4.1,б). В секторы влияния зарядов 97, 99 и 117, 119 попадают по 8 районов расположения зарядов в верхнем и нижнем секторах.

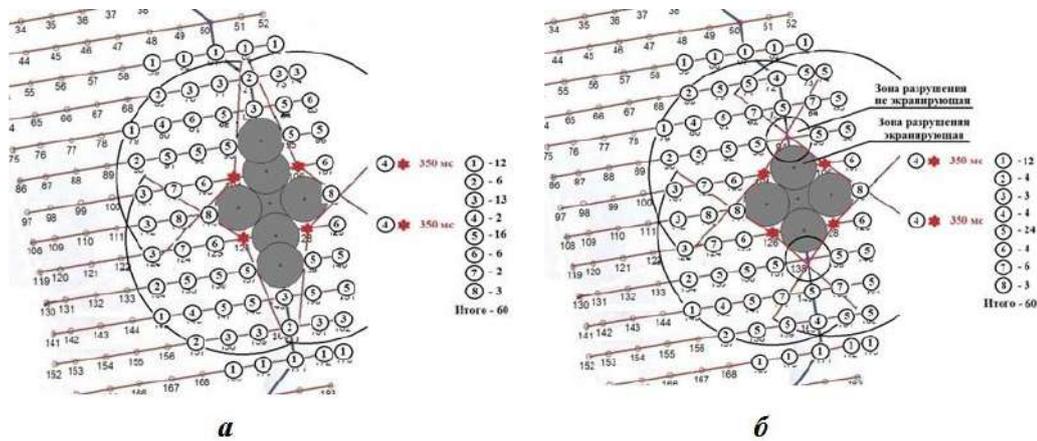


Рис. 4.1. Графическая модель формирования зон разрушения и предразрушения на ступени замедления 350 мс без учета (а) и с учетом времени на формирование экранирующей поверхности у ранее взорванной горной массы (б)

Поскольку взаимное наложение волн напряжения в этих секторах происходит от двух зарядов, то и результат оказывается значительным. Так, при одинаковом числе скважинных зарядов, охваченных влиянием волн напряжения – 60, качественное воздействие изменяется достаточно существенно: трехкратные воздействия увеличились в четыре раза, число пятикратных воздействий снизилось на треть, а семикратных вдвое – повысилась равномерность за счет сглаживания пика пятикратных воздействий (Рисунок 4.2).

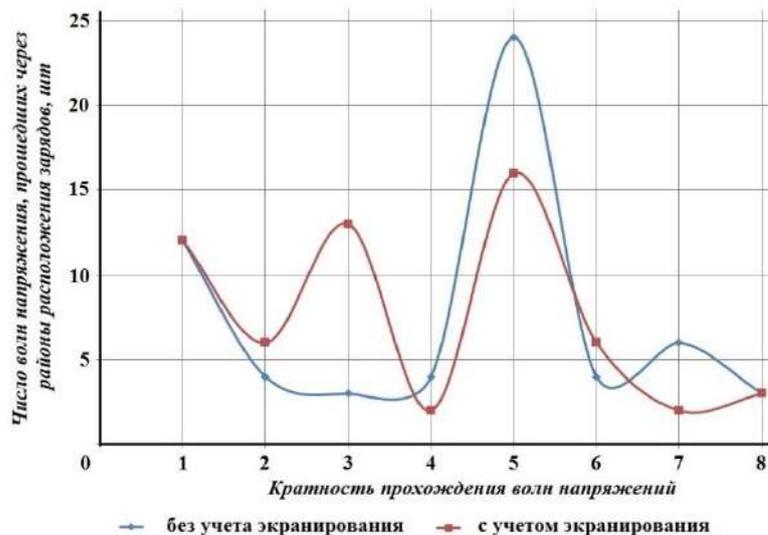


Рис. 4.2. Влияние экранирования волн напряжения на кратность воздействия на районы расположения скважинных зарядов

Следует обратить внимание на тот факт, что на разрушенную зарядом врубовой скважины 105 горную породу с противоположных сторон одновременно воздействуют волны напряжений скважинных зарядов 104 и 106. При этом все 70 % энергии преломленных волн от взрыва каждой из этих скважин не только поглощаются в разрушенной породе, но при этом происходит их встречное наложение, что, несомненно, существенно увеличивает степень дробления пород по врубовому ряду и позволяет по иному взглянуть на механизм образования крутых устойчивых бортов карьеров в группе компаний «Петропавловск». На рисунке 4.3,*а* показан борт карьера Центральный № 5 в 2011 г. при ведении взрывных работ с замедлениями 25×42 и 42×67 мс, на рисунке 4.3,*б* – там же в 2016 г. при интервалах замедления 150×200 мс [81].



Рис. 4.3. Борт карьера № 5 в 2011 г. (*а*) и в 2016 г. (*б*)

В работе [99] было установлено, что ослабление или полное устранение взаимодействия волн напряжений в системе одновременно взрывааемых зарядов способно повысить степень равномерности развития радиальных трещин вокруг каждого заряда и тем самым обеспечить возрастание целесообразной степени дробления среды взрывом. Результаты промышленных испытаний подтвердили выводы полигонных: при прочих равных условиях выход негабарита +1500 мм сокращался в 1,25 и 1,4 раза по мере увеличения фактического значения коэффициента сближения зарядов m соответственно от 1,16 до 3,5 и 8. Одновременно отмечено резкое сокращение обратного выброса горной массы за линию скважин: он почти полностью ликвидируется при $m = 6-8$ и замедлении между последовательными диагональными рядами в 20 мс. Заметно увеличился угол откоса вновь образованного при взрыве борта уступа и сокращение мощности заколов в тыл уступа. В работе [91] утверждается, что более качественный откол породы от массива и более крутой откос уступа свидетельствует о

том, что большая часть энергии продуктов детонации передалась разрушаемому массиву на разрушение, а не на перемещение породы. Это утверждение получает реальное подтверждение при учете экранирующей роли разрушенной горной породы – жесткое одновременное воздействие на зону разрушения скважинных зарядов врубового ряда соседних скважинных зарядов отбойных рядов создает непроницаемую преграду для волн напряжения основной массы скважинных зарядов всего взрываемого блока. Поэтому на массив горных пород в откосе уступа, расположенного в тылу взрываемого блока, воздействуют только волны напряжения от скважинных зарядов врубового ряда и 1–2 отбойных рядов между врубовым рядом и откосом уступа. Именно одиночное срабатывание этих зарядов за счет больших замедлений и создает устойчивые откосы бортов карьера. Примером является карьер Центральный рудника Албын – за период отработки 2012–2020 гг. работы проводились по схеме замедления 150×200 мс со стартом по 2–3 ряду в глубине блока без контурного взрывания. Окончание отработки – 05.2020 г., высота борта 340 м (Рисунок 4.4), он имеет устойчивый вид, без видимых разрушений и заколов.



Рис. 4.4. Вид погашенного борта отработанного карьера Албын

Состояние предохранительных берм вызывает оптимизм по устойчивости горного массива т. к. на площадках присутствует лишь небольшое количество горной массы вследствие обрушения или осыпания откоса уступа.

Таким образом, схемы взрывания в формате 150x200 мс с врубом в тыльной части блока показали отличные результаты, как в качестве дробления, так и в сохранности бортов карьера даже при неполном использовании возможностей экранирования волн напряжения. Поэтому нами поставлена техническая задача на повышение интенсивности дробления горных пород с сохранением естественной геологической структуры рудных тел за счёт максимального использования экранирования волн напряжения разрушенной зоной ранее взорванных зарядов по принципу «один заряд – одно замедление» изменением схем взрывания с большими интервалами замедлений.

4.2.2. Взрывные работы с экранированием волн напряжения

Нами установлено ранее [81] существенное улучшение качества дробления и снижение величины смещения горной массы при увеличении интервалов замедления с 42–67 мс до 150–200 мс. Однако схема взрывания с интервалами 150×200 мс не позволяет достаточно эффективно использовать взорванную горную массу в качестве экрана, поскольку интервалы между взрывами скважинных зарядов составляют 50 мс, а время на образование экрана необходимо не менее 75 мс. Сопоставим развитие массового взрыва по графической модели, представленной на рисунке 3.5, для схем 150×200 мс и 100×200 мс с позиций экранирования волн напряжения. На поверхности уступа граничные условия определяются акустической жесткостью окружающего среду воздуха при $\rho_2 C_{p2} / \rho_1 C_{p1} \rightarrow 0$ и параметры преломленных волн в этом случае близки к нулю, поэтому волновую картину от поверхности уступа исключим из анализа.

Анализируя графическую модель на рисунке 4.5, можно сделать следующие заключения о процессе развития взрыва с замедлениями 150×200 мс к моменту 800 мс. Происходит одновременный взрыв комплекта из трёх скважинных зарядов 5, 25 и 51, при этом все они разделены объёмами породы, разрыхленной предшествующими взрывами скважинных зарядов. При взрыве скважинного заряда 5 в окружении взорванной горной массы от скважинных зарядов 4, 15 и 16, экранирующая поверхность возникнет на разрыхленной породе от скважинных зарядов 4, 15, взорванных ранее за 150 и 200 мс соответственно, ибо у взорванной ранее за 50 мс скважины 16 экран ещё не сформирован. Следовательно, в объём разрушаемый скважиной 5, поступит по часть энергии отражённой волны напряжения от экранирующей поверхности разрыхленной породы каждой из скважин 4, 15 в пределах секторов взаимодействия волны напряжения с поверхностями горной массы. Часть общей энергии волны напряжения от взрыва скважинного заряда 5 в самой эффективной форме – в виде

волны растяжения (общеизвестно, что растягивающим напряжениям горные породы сопротивляются на порядок слабее, чем сжимающим) вернется в зону его разрушения, увеличивая мощность заряда на эту величину. Одновременно до 70 % энергии волны напряжения в этих секторах преломляется во взорванную горную массу, образованную взрывами зарядов скважин 4 и 15, поглощается там полностью, способствуя повышению степени дробления этих объёмов. Аналогичная ситуация происходит в районе скважины 25. В районе скважины 51 существует только экранирующая поверхность в виде разрушенной породы от скважинного заряда 41, поэтому эффект от экранирования будет меньшим.

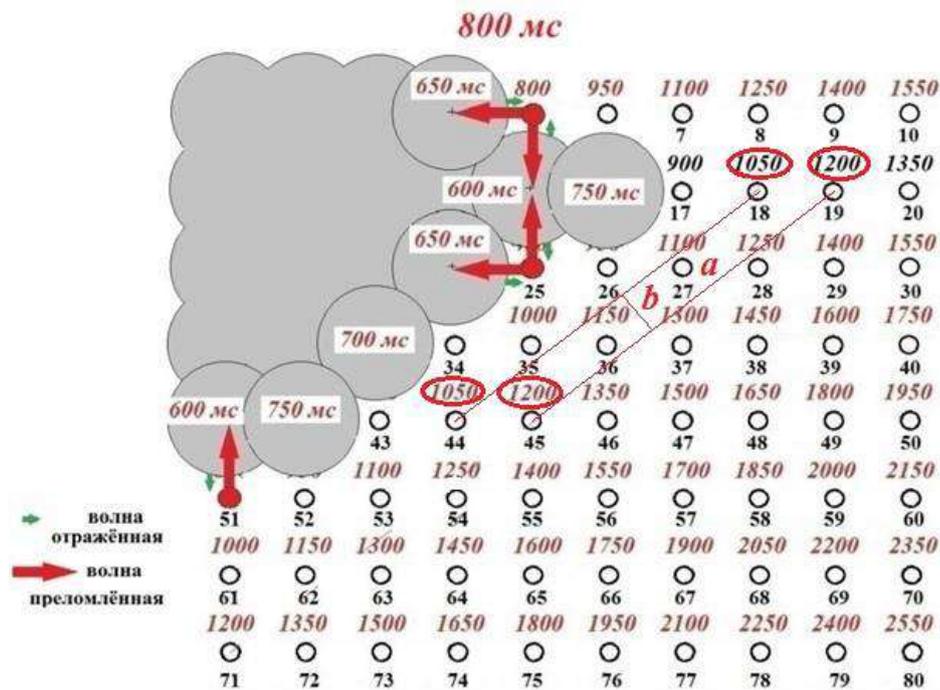


Рис. 4.5. Графическая модель взаимодействия взрываемых по схеме 150×200 мс зарядов ВВ с экранирующей зоной разрушения от предыдущих взорванных зарядов

Схема замедления 150×200 мс имеет сравнительно крутую диагональ, когда скважинные заряды комплекта срабатывают по схеме: следующий срабатывающий заряд комплекта (51) расположен от первого через два ряда и через три скважины в ряду. Коэффициент сближения зарядов при этом $m = a/b = 7,3$, что и обеспечивает высокое качество дробления [99].

Совсем иная картина взаимодействия волн напряжения от взрываемых зарядов на той же ступени замедления наблюдается для схемы взрывания 100×200 мс (Рисунок 4.6). Взрывание зарядов по схеме 100×200 мс выполаживает диагональ развития взрыва: следующий срабатывающий заряд комплекта расположен от первого в соседнем ряду и через скважину в ряду, коэффициент сближения зарядов при этом $m = 16$, т.е. вырос более чем вдвое.

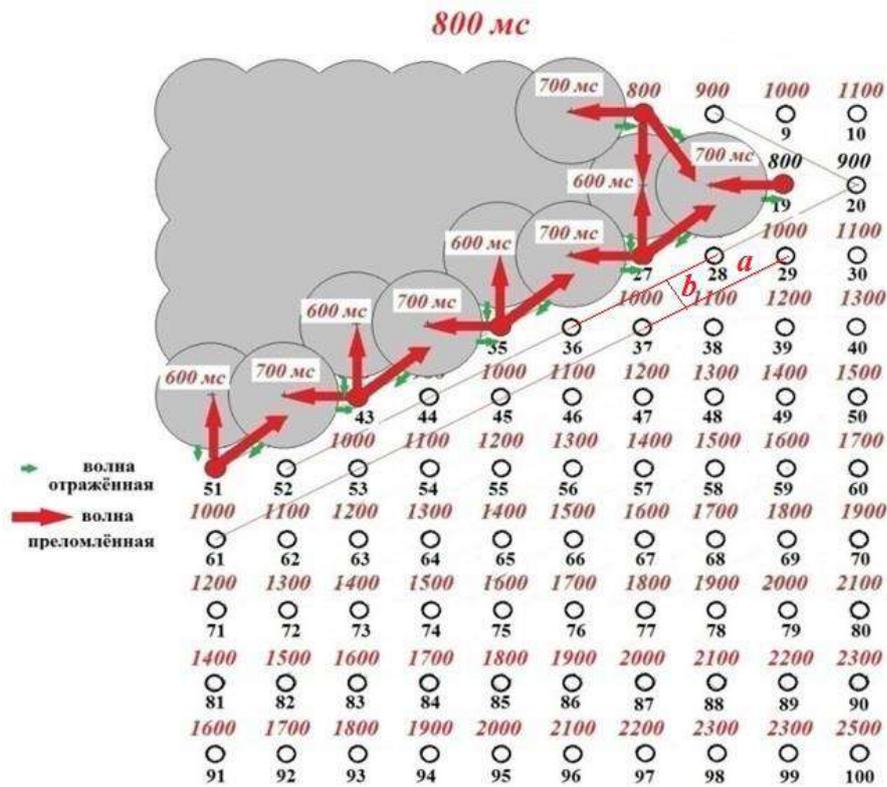


Рис. 4.6. Графическая модель взаимодействия взрываемых по схеме 100×200 мс зарядов ВВ с экранирующей зоной разрушения от предыдущих взорванных зарядов

Опыт работ с большими величинами коэффициента сближения зарядов [98–100] подтверждает улучшение качества дробления по мере роста коэффициента сближения зарядов. Поэтому необходимо внимательно рассмотреть этот вопрос на графических моделях применяемых в практике работ ООО «АВТ-Амур» фактических схем замедления 200×400 мс. Сразу обозначим необходимость применения таких схем разбросами времени замедления при волноводных системах – использование электронных детонаторов позволило бы оставить схему 100×200 мс, но их цена на порядок выше и значительны организационные сложности применения.

Рассмотрим на графической модели развития взрыва во времени и пространстве с учетом экранирования волн напряжения на примере рядового массового взрыва блока объемом 129015 м³ с удельным расходом ВВ 0,94 кг/м³, проведенного 20 ноября 2020 г на участке Центральном карьере Маломыр [125]. Схема взрывания: старт в начале блока на его середине с замедлением поверхностной сети во врубовом ряду 400 мс и в перпендикулярном направлении (по рядам скважин) – 200 мс (см. подраздел 3.3). На рисунке 4.7, где приведена картина взаимодействия с экранирующей поверхностью волн напряжения от комплекта за-

рядов справа от вруба на ступени замедления 2400 мс, видно, что слева от вруба одновременно срабатывает удвоенный комплект – из 3-х скважин слева 50, 64 и 78 и 4-х скважин справа: 48, 58, 68 и 78. Все они, кроме скважины 78, имеют экран из разрушенной породы с трех сторон, что позволяет отражать часть энергии волны напряжения каждого взорванного заряда в разрушаемый им объем породы [120].

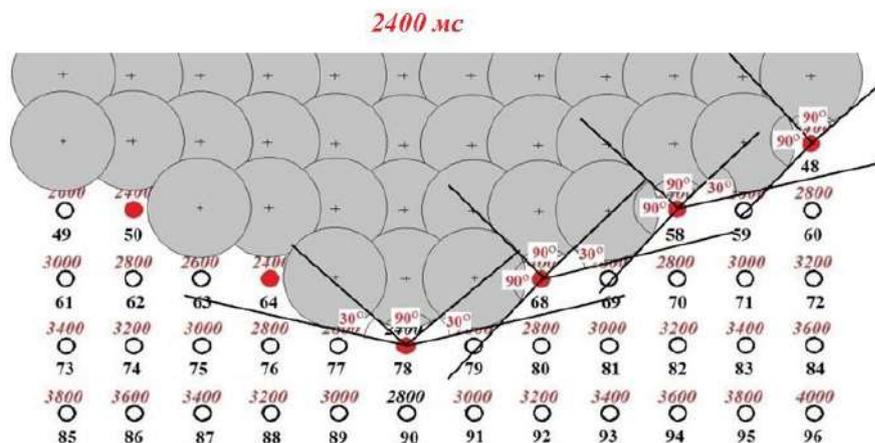


Рис. 4.7. Графическая модель взаимодействия волн напряжения срабатывающих зарядов с экранирующими поверхностями на ступени замедления 2400 мс

Волна напряжения от скважинного заряда 78 взаимодействует с ранее разрушенным скважинным зарядом 66 объемом пород в секторе с углом раскрытия 150° ($90^\circ + 30^\circ + 30^\circ$), на который приходится около 42 % её энергии ($150^\circ/360^\circ$). Следовательно, согласно [15, с.182] отражаться от разрушенной породы как от экрана, будет около $1/3$ (13 %) этой энергии, а остальные 87 % преломятся в разрушенный объем. Энергия волны напряжения скважинного заряда 78, заключённая в секторе с углом раскрытия 210° , произведёт дробление в зоне разрушения и трещинообразование в зоне предразрушения, при этом на дробление пород будет использована и дополнительная энергия отражённой от экрана волны. Следует учесть, что отраженная волна растяжения имеет удвоенную амплитуду и будет работать синфазно с волной разрежения от взрываемого заряда, накладываясь на хвостовую часть падающей волны, уходящей в массив горных пород [126]. Поле возмущения, возникающее в горной породе при взрыве одиночного заряда, складывается из полей возмущения падающей и отраженной волн, которые могут усиливать или ослаблять друг друга [138, с.85], а состояние среды и степень дробления горных пород определяются параметрами суммарного поля возмущения. На рисунке 4.7 видно, что каждый заряд срабатывает как одиночный, поскольку отделен от остальных зарядов ступени экранирующей горной массой. Трещины, развившиеся под действием волны напряжений, отраженной от экранирующей поверхности горной массы каждо-

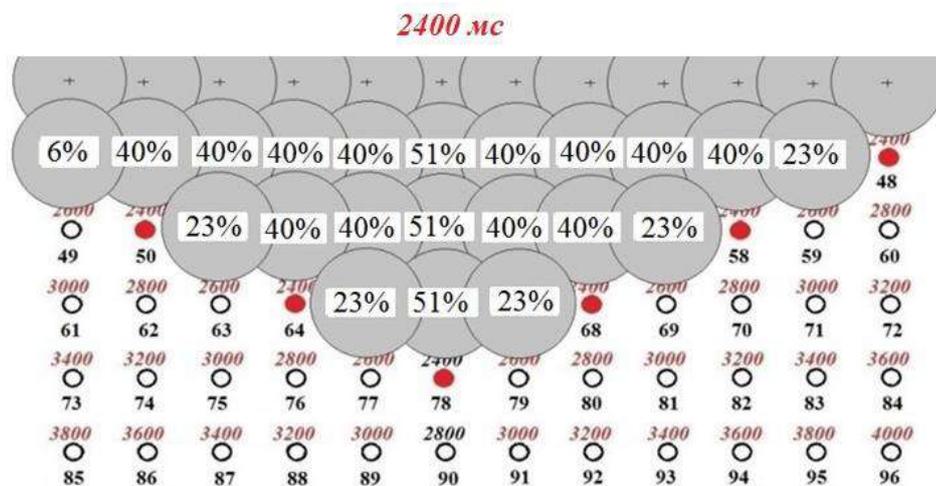


Рис. 4.9. Дополнительная энергия волн напряжения, преломленная в ранее разрушенные породы

Таблица 4.1

Энергия волн напряжения зарядов, взорванных по схеме 400×200 мс

Взрыва- емый заряд	Доля энергии волн напряжения взорванных зарядов, % на:								
	дробление и предразру- шение	отражение в разрушаемый объём/преломление в горную массу, экранирующую взрываемый заряд							
		зоны разрушения, созданные скважинными зарядами							
		36	46	47	56	57	65	66	67
48	50+16	8/17		8/17					
58	42+18		8/17	2/6		8/17			
68	42+18				8/17	2/6			8/17
78	58+13						2/6	8/17	2/6
Итого		8/17	8/17	10/23	8/17	10/23	2/6	8/17	10/23

На рисунке 4.10 приведена графическая модель взаимодействия волн напряжения от сработавших зарядов с экранирующими поверхностями при схеме взрывания 200×400 мс на ступени замедления 2600 мс. В подразделе 3.3 мы уже рассматривали преимущества такой схемы по увеличению количества волн напряжения, прошедших через районы расположения скважинных зарядов последующих ступеней замедления. Выясняется преимущество такой схемы взрывания и при использовании эффекта экранирования волн напряжений. Заряды срабатывают через ряд, но в соседних скважинах в ряду, что приводит к определенным преимуществам. Так, на зону разрушения скважинного заряда 150 врубового ряда волна напряжения воздействует в секторе с углом раскрытия 100°, а не 90°, как в схеме 400×200 мс, следовательно, доля преломленной в разрушенную горную массу энергии волны напряжений составит 20 %, а доля энергии на дробление и предразрушение горных пород в остальной ча-

сти сектора с углом раскрытия 260° составит 72 % и к ней добавится отраженная волна растяжения в размере 8 % общей энергии волны напряжения (Рисунок 4.11).

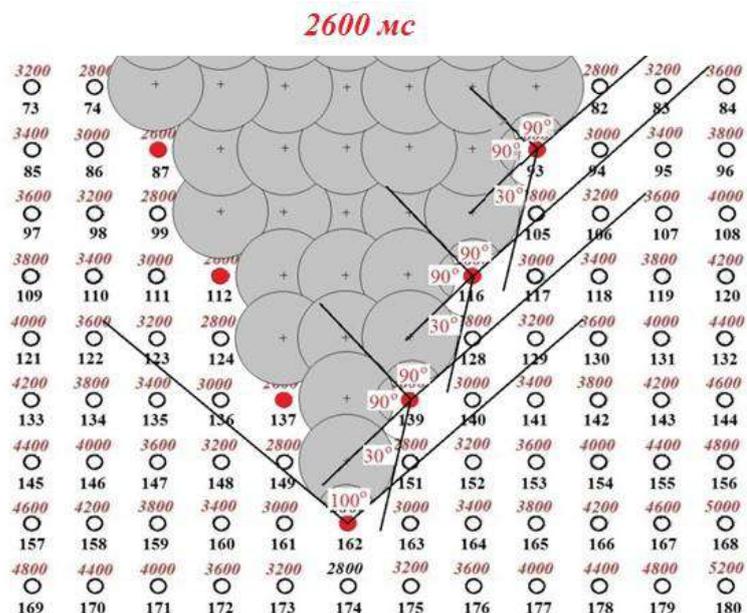


Рис. 4.10. Графическая модель взаимодействия волн напряжения от сработавших зарядов с экранирующими поверхностями при схеме взрыва 200×400 мс

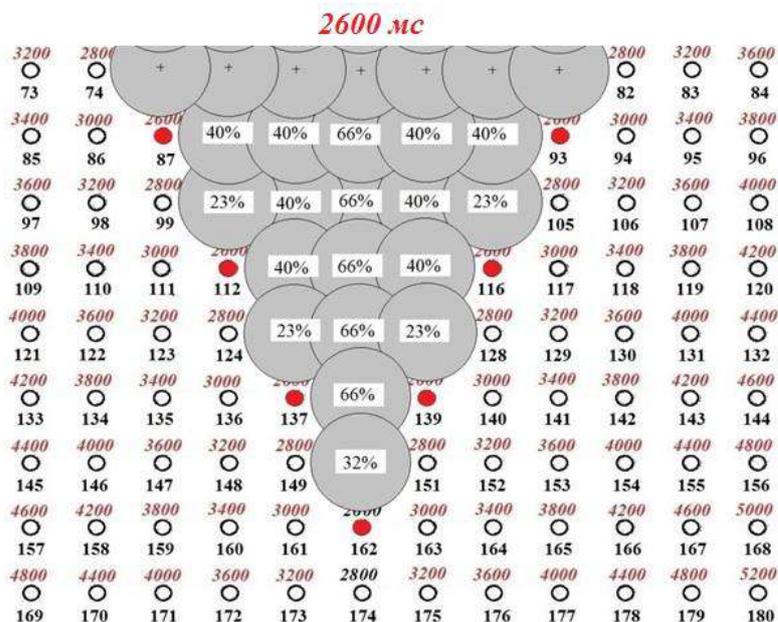


Рис. 4.11. Дополнительная энергия волн напряжения, преломленная в разрушенные породы при схеме взрыва 200×400 мс

Величины долей энергии волн напряжения, отражённых от экранирующей горной массы в объём разрушения взрывающихся справа от вруба зарядов, и преломленных в эту разрушенную породу для схемы взрывания 200×400 мс приведены в таблице 4.2.

Таблица 4.2

Энергия волн напряжения зарядов, взорванных по схеме 200×400 мс

Взрываемый заряд	Доля энергии волн напряжения взорванных зарядов, % на:							
	дробление и предразрушение	отражение в разрушаемый объём/преломление в горную массу, экранирующую взрываемый заряд						
		зоны разрушения, созданные скважинными зарядами						
		81	92	104	115	127	138	150
93	39+18	8/17	8/17	2/6				
116	39+18			8/17	8/17	2/6		
137	39+10						8/17	2/6
139	39+18					8/17	8/17	2/6
162	72+8							8/20
Итого		8/17	8/17	10/23	8/17	10/23	16/34	12/32

Таким образом, изменение схемы взрывания с 400x200 мс на схему 200x400 мс позволяет увеличить количество преломленной энергии в ранее взорванную горную массу на 30 %.

4.3. Проведение экспериментальных массовых взрывов

Для проверки изложенных выше посылок, ввиду отсутствия электронных детонаторов, были проведены несколько экспериментальных массовых взрывов с замедлениями по схеме 400×200 мс системой неэлектрического инициирования Rionel. Принцип работы схемы сохраняется – по отбойным рядам замедление вдвое выше, чем по врубовому. Причина такого подхода заключается в том, что производитель системы Rionel допускает отклонения для поверхностных замедлителей в 150 и 200 мс $\pm 12,5$ мс, а скважинные замедлители номиналом 750 мс могут срабатывать в интервале от 725 до 800 мс. Тогда связка поверхностного замедлителя 150 мс со скважинным замедлителем 750 мс может сработать при максимальных отклонениях от номинала через 113 или 212 мс – фактически с разрывом в 100 мс. Для связки 200–750 мс максимальное отклонение от номинала составит 163–262 мс, разрыв в те же 100 мс. Следовательно, чтобы иметь гарантированный разрыв замедлений в 100 мс необходимо использовать неэлектрическую систему Rionel по схеме 400×200 мс.

Построим графическую модель развития массового взрыва с применением НСИ Rionel по схеме взрывания с замедлением во врубовом ряду 400 мс (два последовательно соединённых поверхностных замедлителя Rionel X-200), по рядам скважин – 200 мс с внутрискважинным замедлением 5000 мс (Rionel LP-50) на примере рядового массового взрыва блока вскрышных пород с коэффициентом крепости $f = 8 - 10$, объёмом 99264 м^3 , обуренного по сетке $6,5 \times 6,5 \text{ м}$ 470-ю взрывными скважинами диаметром 215 мм средней глубиной 6 м (при средней высоте уступа 5,0 м). Взрыв блока произведён 15 апреля 2021 г в глубоком зажиме со стартом в тыльном ряду. Удельный расход ЭВВ Нитронит Э-70 составил $0,7 \text{ кг/м}^3$ при массе заряда длиной 3,0 м около 150 кг; выход взорванной горной массы – $35,2 \text{ м}^3$ с 1 пог. м скважины [138].

Общая продолжительность процесса развития массового взрыва составила на графической модели 13400 мс (Рисунок 4.12,а), а по кадрам видеосъёмки (между появлениями выбросов первого и последнего сработавших зарядов) – 11397 мс, или на 2 секунды меньше (Рисунок 4.12,б).

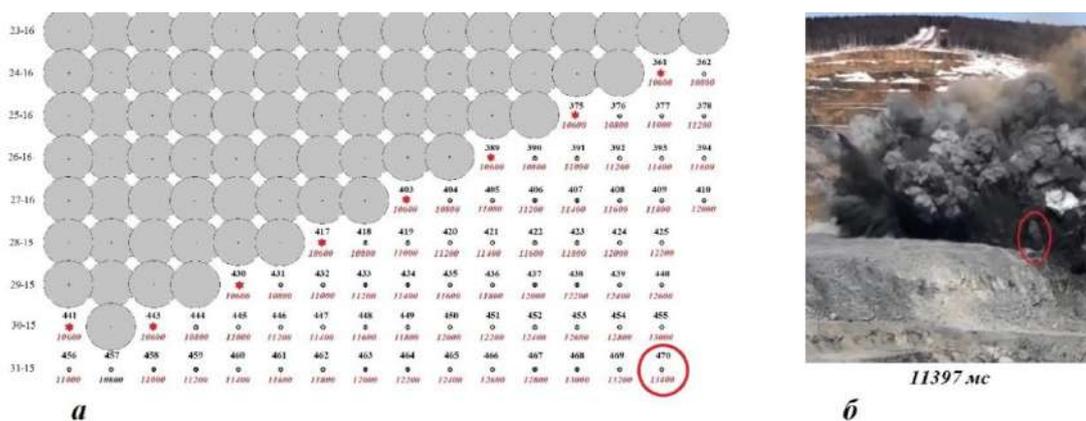


Рис. 4.12. Продолжительность развития массового взрыва по графической модели (а) и по кадрам видеосъёмки (б)

Столь существенная разница объясняется допускаемым производителем разбросом величины интервалов замедления: у Rionel X-200 она составляет 188 – 212 мс, у Rionel LP-50 – 4750 – 5240 мс. Так, уже с самого начала развития взрыва заметны отклонения от модельного варианта, по которому после взрыва стартового скважинного заряда на следующей ступени замедления через 200 мс должны сработать два заряда, ещё через 200 мс – уже три заряда (Рисунок 4.13,а), а на видеокдрах картина существенно иная. Уже в следующем кадре, через 29 мс, виден пылегазовый выброс следующего взрыва, через 116 мс отмечен взрыв

двух зарядов, через такой же промежуток – ещё одного, а следующий заряд сработал уже через 58 мс, затем два через 29 мс (Рисунок 4.13,б).

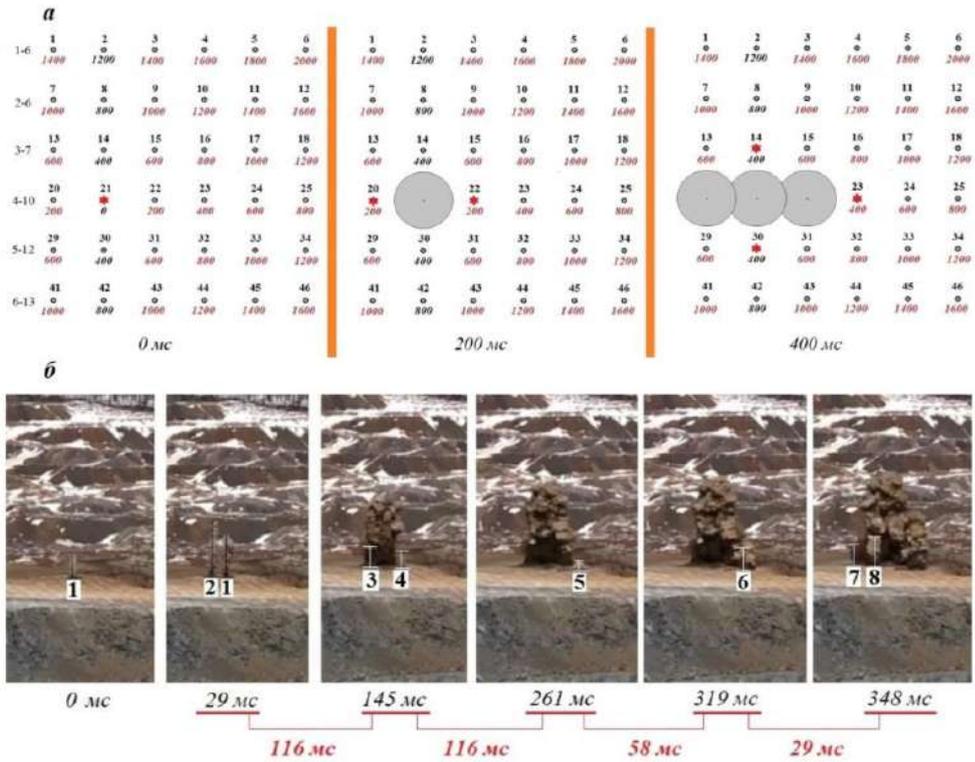


Рис. 4.13. Начало развития массового взрыва по графической модели (а) и по кадрам видеосъемки (б)

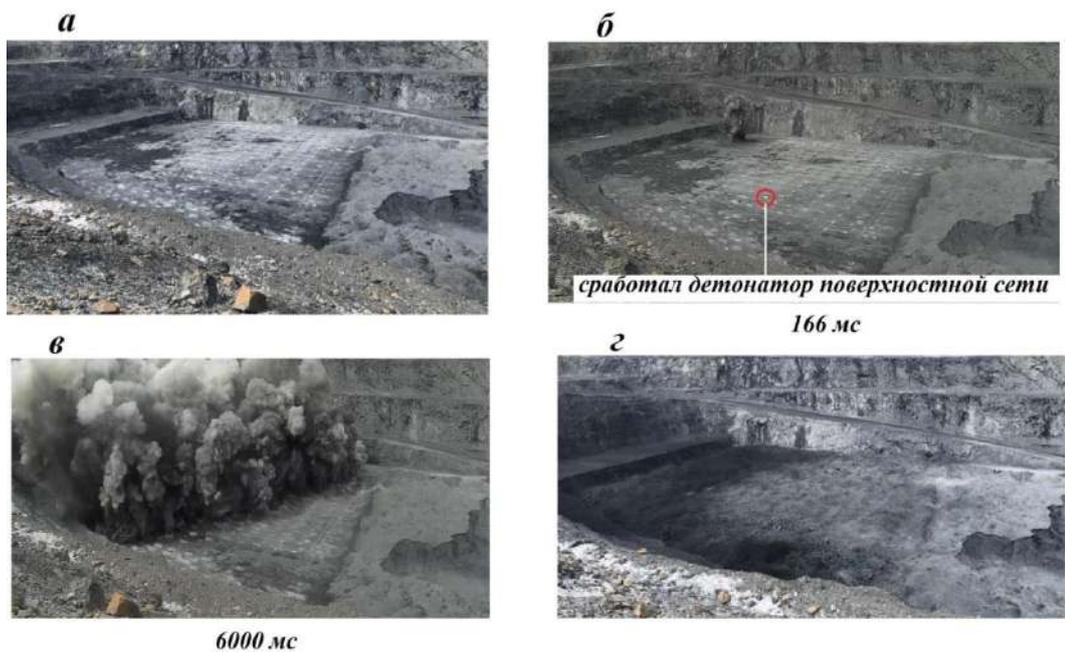


Рис. 4.14. Этапы развития массового взрыва по схеме 400×200 мс

Таким образом, фактическое развитие массового взрыва носит ярко выраженный вероятностный характер, что отмечается другими исследователями [113, 139]. Тем не менее, общий характер перехода клиновой схемы в диагональ сохраняется и выдерживается геометрически достаточно строго (Рисунок 4.14,в), а опережение поверхностной сети достигает 10 – 12 рядов, что практически исключает возможность повреждения элементов поверхностной сети разлетающимися кусками горной массы (Рисунок 4.14,б).

Сравнительные результаты взрывания по схемам 150×200 и 400×200 мс приведены на рисунках 4.15 и 4.16.



Замедление 150×200 мс

Поверхность развала имеет перепады высот от $-1,5$ до $+2$ м

Рис. 4.15. Поверхность взорванной горной массы при схеме взрывания 150×200 мс



Замедление 400×200 мс

Поверхность развала имеет перепады высот от $-0,7$ до $+1,2$ м

Рис. 4.16. Поверхность взорванной горной массы при схеме взрывания 400×200 мс

При обеих схемах взорванная горная масса в полном объёме остаётся в контурах блока, развал за его пределы отсутствует, следовательно, смещение первичных контактов «руда-порода» минимально, что способствует снижению потерь и разубоживания полезного ископаемого.

Для выявления влияния больших замедлений (400x200) на качество взрыва (дробление горных пород и смещение взрываемого массива) 13.07.2021 на участке «Центральном» карьера «Маломыр» произведен опытно-промышленный массовый взрыв блока № 5 на горизонте +495. Фактические параметры блока +495 № 5: объем взорванного блока – 75 тыс. м³; площадь взорванного блока – 15,0 тыс. м²; количество взрывных скважин – 453 шт.; средняя глубина скважины – 5,2 м; глубина перебура – 1,0 м; расстояние между скважинами в ряду – 6,5 м; расстояние между рядами скважин – 6,5 м; коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова – 8; тип применяемого ВВ – Нитронит Э-70/30; схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб по схеме 400x200 мс; количество затраченного ВВ – 63,750 т; удельный расход ВМ – 0,85 кг/м³; количество установленных маяков – 4 шт.

Согласно разработанным мероприятиям, было выполнено:

- Геологической службой ООО «Маломырский рудник» произведена эксплуатационная разведка (путем отбора «шламовых» проб).
- Маркшейдерской службой произведена исполнительная съемка обуренных скважин, вынесены границы фактического контура рудного блока, данные переданы в ООО «АВТ-Амур».
- Вынесены в натуру намеченные скважины заложения каждого маяка (d= 215 мм) с указанием глубины заложения в увязке с проектным контуром рудного тела.
- После выноски в натуру мест заложения маяков, были пробурены 4 маркировочные скважины глубиной 5,0 м, в которых были установлены маяки в количестве 1 шт. на каждую скважину (Рисунок 4.17), свободное пространство заполнено буровым шламом (Рисунок 4.18). Иллюстрации приведены из технического акта по взрыву экспериментального блока.
- В соответствии с утвержденным проектом массового взрыва произведено зарядание и взрывание опытно-промышленного блока.
- При отгрузке взорванного блока под контролем маркшейдерской службы ООО «Маломырский рудник» было обнаружено, отснято и вынесено фактическое местонахождения маяков на ситуационный план (Рисунок 4.19). Все установленные маяки были обнаружены.
- Маркшейдерской службой рудника произведена съемка параметров развала взорванной горной массы.

Параметры маяка приведены на рисунке 4.17.

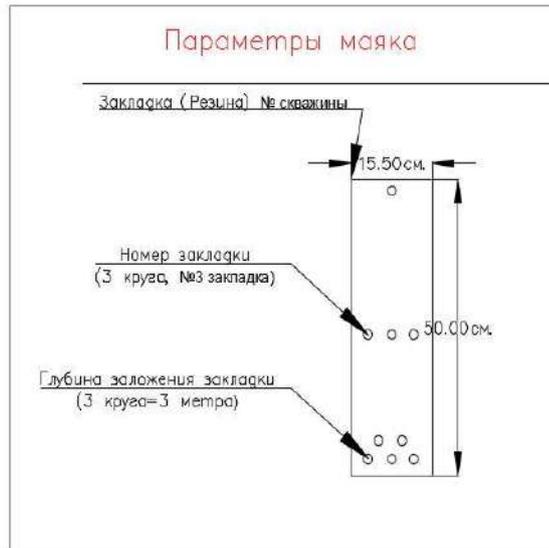


Рис. 4.17. Параметры маяка в маркировочной скважине.

Расстановка маяков показана на рисунке 4.18.



Рис. 4.18. Расстановка маяков в специальных скважинах

Выводы комиссии:

Данные показатели смещения горной массы были получены при взрывании массива, находящегося в зажатом пространстве, без выхода на дневную поверхность.

С применением систем инициирования Rionel 400x200 мс. при визуальном наблюдении взрыва разброс отдельных кусков горной массы и высота пылегазового облака минимальные. При осмотре взорванного массива видимых отказов скважинных зарядов не обнаружено. Взорванная горная масса находится в контуре взорванного блока, качество дробления удовлетворительное: по основной площади выходы негабаритной фракции +600 единичны. Основное поле взрыва имеет характерный рельеф взорванной горной массы без резких

отклонений по высоте. При отгрузке взорванного блока под контролем маркшейдерской службы ООО «Маломырский рудник» было обнаружено, отснято и вынесено фактическое местонахождение маяков на ситуационный план. Все установленные маяки были обнаружены. Координаты маяков и их горизонтальное смещение представлено в таблице 4.3.

Таблица 4.3

Координаты маяков и их горизонтальное смещение

Участок Центральный горизонт +495 блок №5								
До взрыва				После взрыва				Горизонтальное смещение (м)
№ маяка	горизонт	Координаты по X	Координаты по Y	№ маяка	горизонт	Координаты по X	Координаты по Y	
1-1	496,00	4367034.295	5865925.213	1-1	496,50	4367034.243	5865925.584	0,37
2-1	496,00	4367041.9770	5865935.7240	2-1	497,00	4367042.0006	5865936.2234	0,50
3-1	496,00	4367049.9830	5865946.4150	3-1	496,40	4367049.8420	5865946.0230	0,42
4-1	496,00	4367057.6130	5865956.8570	4-1	496,90	4367058.1670	5865957.2040	0,65
Среднее горизонтальное смещение маяков по всем скважинам (м):								0,49

Обнаруженные после массового взрыва маяки показали, что горизонтальное смещение горной массы в массиве при многорядном короткозамедленном взрывании на замедлениях Rionel 400x200 мс колеблется от 0,37 м до 0,65 м (Рисунок 4.19).

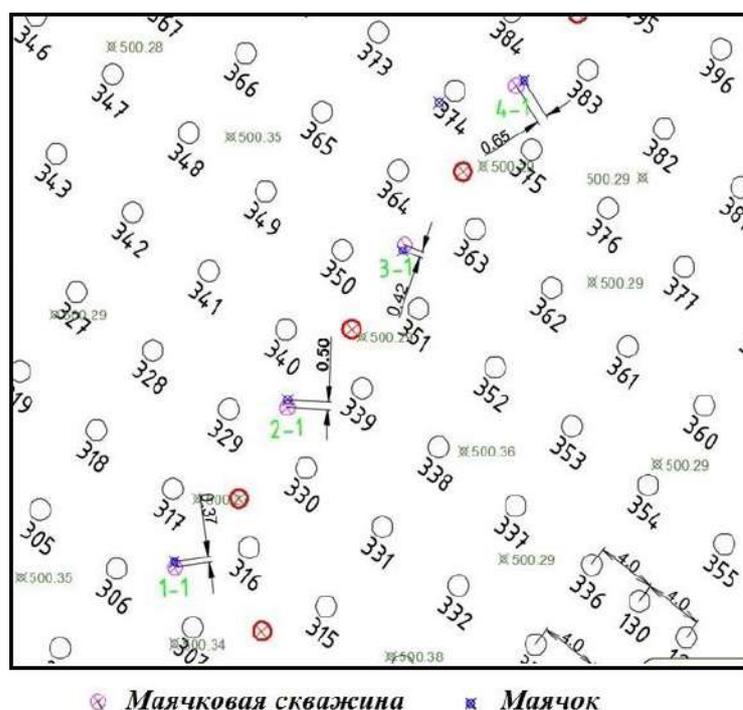


Рис. 4.19. Маркшейдерская съемка смещений маячков на блоке +495 № 5

Принципиально важным, на наш взгляд, является разнонаправленность смещения маркеров: в скважинах 1-1 и 2-1 маячки сместились на 12 часов; в скважине 3-1 – на 7 часов, а в скважине 4-1 – на 2 часа. Именно это показывает, что каждый заряд взрывается в особых условиях: в зависимости от времени образования податливой на данный момент горной массы, еще не затронутой процессами переуплотнения преломленными волнами, в сторону которой возможно смещение взрываемого объема, при сохранении общего тренда диагональной схемы (см. рисунок 4.14,б). Тем самым при многорядном короткозамедленном взрывании на замедлениях Rionel 400/200 мс смещение горной массы во взрываемом блоке снизилось до 0,49 м в сравнении с испытаниями на руднике Албын в 2013 г. с применением более низких замедлений в 150/200 мс, при которых смещение горной массы составляло в среднем 1,3–1,5 м. Что в свою очередь должно положительно отразиться на разубоживании и потерях полезного ископаемого во взрываемом блоке и в целом при отработке месторождения.

Выводы комиссии относительно снижения потерь и разубоживания согласуются с техническим актом № 1 «Влияние больших интервалов замедления при многорядном короткозамедленном взрывании на процесс разубоживания и потерь полезного ископаемого», в котором отражено следующее. «При применении короткозамедленного взрывания с интервалами замедления 150/200 мс в 2019 г. процент разубоживания в среднем составил 8,8 %, при переходе на короткозамедленное взрывание с интервалами замедления 200/400 мс в 2020 г. процент разубоживания в среднем составил 7,6 %, что на 1,2 % меньше. Тем самым потери полезного ископаемого в 2020 году уменьшились на 22 % по сравнению с 2019 годом» (Приложение 1).

Блок № 9 объемом 99566 м³ взорван 05.06.2021 на гор. 510-505 м. Общая масса ВВ – 82603 кг, удельный расход ВВ – 0,86 кг/м³. 469 скважин диаметром 215 мм глубиной 5,6 м размещены по сетке 6,5×6,5 м. Масса заряда Нитронита Э-70 в скважине составила 175,5 кг на длине 3,5 м. Промежуточные детонаторы ПТ-П500 с замедлителем 5000 мс, схема монтажа взрывной сети – клиновой вруб с замедлением 400 мс между рядами и 200 мс – между зарядами в ряду. На рисунке 4.20 показаны характерные стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 9 со стартом инициирования взрыва от середины блока.

Следует обратить внимание на характерный воронкообразный профиль поверхности горной массы в контурах блока. Что и следовало ожидать при размерах выхода зоны трещинообразования на поверхности уступа в 6,8 м (см. рисунок 3.44) – разрушенная на большей площади порода выбрасывается в большем объеме при увеличенном заряде – удельный расход на данном блоке 0,86 кг/м³. Однако подвижек горной массы практически нет – смещение маяков в специальных скважинах не превышает величины 0,8–1,3 м [130].

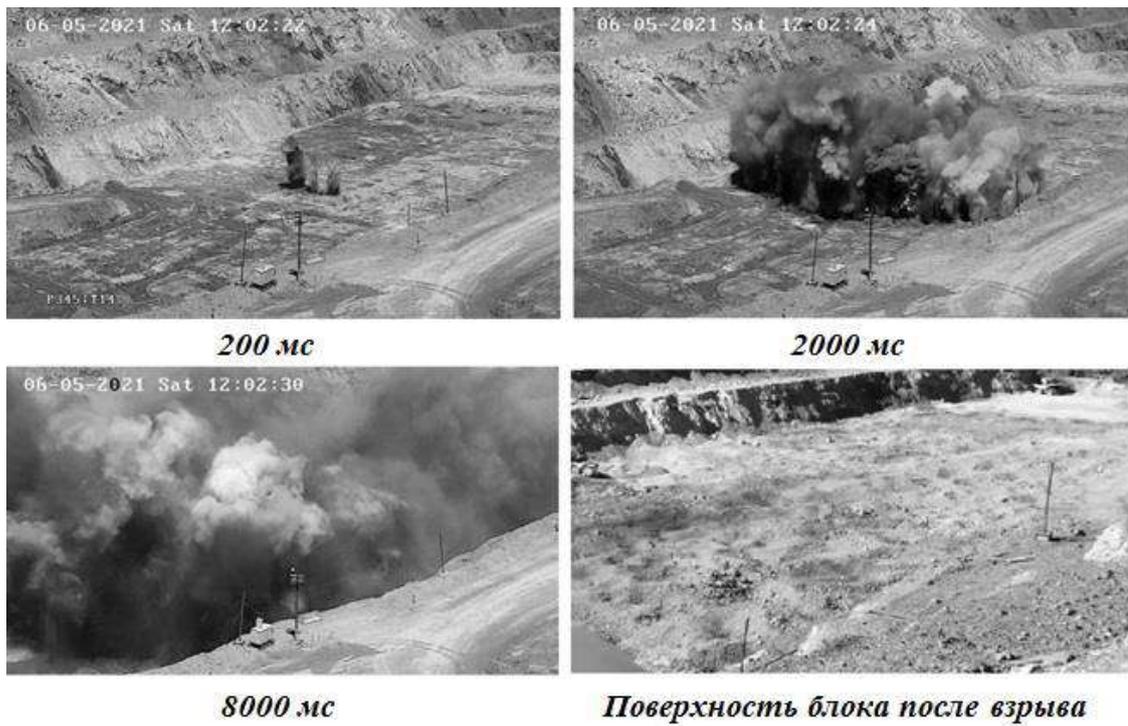


Рис. 4.20. Стоп-кадры фактического развития массового взрыва блока № 9

С учетом зоны предразрушения и экранирования волн напряжения на уступе высотой 5 при сетке скважин 6,6х6,5 м проработка подошвы уступа и крупность дробления горной массы в забое весьма высокие (Рисунок 4.21).



Рис. 4.21. Подошва уступа высотой 5 м, взорванного по сетке скважин 6,5х6,5 м

Степень дробления подтверждается и рисунком 4.22.



Рис. 4.22. Выемка горной массы блока № 9, взорванного по сетке 6,5х6,5 м

Экспериментальный массовый взрыв рудного блока 204-в на карьере Желтунак, гор 260-265 объемом 48920 м^3 в породах с коэффициентом крепости $f = 10\text{--}12$ был проведен 15 апреля 2020 г. в глубоком зажиме со стартом в тыльном ряду. Блок обурен по сетке 5х5 м 411-ю взрывными скважинами диаметром 215 мм средней глубиной 5,5 м (при средней высоте уступа 5,0 м). Удельный расход ЭВВ Нитронит Э-70 составил $0,86 \text{ кг/м}^3$ при массе заряда длиной 1,9 м около 95 кг. Схема взрывания 200×400 мс – по врубовому ряду интервал замедления составил 200 мс, по рядам скважин – 400 мс (см. рисунок 4.11).

Развал взорванной горной массы за пределы блока отсутствует – она полностью осталась в его контурах. Перепады высот поверхности горной массы блока незначительны, что позволило сразу же вынести контакты рудных зон на поверхность горной массы в виде маркировочных лент (Рисунок 4.23) и использовать патент автора [82].



Рис. 4.23. Поверхность горной массы после взрыва блока 204-в карьера Желтунак

Камни на поверхности развала сильно растрескались (Рисунок 4.24) и разрушаются просто от ударов ногой (Рисунок 4.25), что подтверждает существенное увеличение доли энергии взрыва на разрушение пород.



Рис. 4.24. Камень на поверхности развала горной массы после взрыва по схеме 200×400 мс



Рис. 4.25. Разрушение камня на поверхности развала ударами ноги

При выемке из ковша экскаватора видны просыпи очень мелкой горной массы (Рисунок 4.26), в кузове автосамосвала на поверхности горной массы практически нет камней да-

же средней крупности. Сказывается экранирование энергии волн напряжений, в том числе увеличение энергии преломленных волн (см. Рисунок 4.11 и Таблицу 4.2).



Рис. 4.26. Выемка горной массы блока 204-в карьера Желтунак

Таким образом, нами установлено, что применение интервалов замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов выше 100 мс позволяет использовать фактор экранирования волн напряжений ранее взорванной горной массой как для повышения степени дробления за счет преломленных волн напряжения, так и снизить величину смещения отдельных участков разрушаемого массива и исключить развал взорванной горной массы за пределы контура блока, т. е. перейти к взрывному рыхлению без развала горной массы. Кроме того, разброс интервалов замедления приводит к вероятностному характеру срабатывания отдельных скважинных зарядов и, как следствие – к разнонаправленному смещению отдельных участков массива взрываемого блока, разрушаемых конкретными скважинными зарядами, в сторону ближайшей сформированной области разрушения. Определенная хаотичность в смещении контрольных маяков по направлениям позволяет считать малоподвижной разрушаемую зону массива и выделять в ней рудную зону на поверхности горной массы с увеличением ее исходных размеров на 1–2 м, что существенно снижает величину разубоживания и потери полезного ископаемого.

4.4. Выводы

4.4.1. Фактическое развитие массового взрыва носит ярко выраженный вероятностный характер, что отмечается другими исследователями. Тем не менее, общий характер перехода клиновой схемы в диагональ сохраняется и выдерживается геометрически достаточно строго, а опережение поверхностной сети достигает 10–12 рядов, что практически исключает возможность повреждения элементов поверхностной сети разлетающимися кусками горной массы. Схемы взрывания с межскважинными замедлениями выше 200 мс за два года промышленного применения показали весьма высокий качественный результат увеличения нарушенности массива в зоне предразрушения за счёт многократной циклической нагрузки волнами напряжения в стадии растяжения с кратностью 35–69. При этом за счёт циклического воздействия волн напряжения в зоне предразрушения, наряду с существенным снижением размеров кусков в горной массе, наблюдается эффект минимизации параметров развала – он практически весь остается в контурах блока, сохраняя первичные контакты «руда–порода» со смещением 0,8–1,3 м при коэффициенте разрыхления 1,3–1,48, позволяя осуществлять отдельную выемку руд с минимальным примешиванием пустых пород. Коэффициент использования скважины доведен до значения 0,9, увеличен выход горной массы с 1 пог. м скважины с 17 до 26–30 м³.

4.4.2. Разработан и защищен патентом РФ «Способ отработки локальных участков оруденения в крепких горных породах», в котором при обурировании вскрышных блоков проводят валовое опробование всех взрывных скважин, выявленные локальные участки оруденения промышленного характера выделяют на плане взрываемого блока и проводят взрывание вскрышного блока с интервалами замедлением выше 300 мс, с увеличением размера контура границ локального участка оруденения на поверхности развала горной массы на 1–2 м. Это позволило снизить процент разубоживания по сравнению с МКЗВ с интервалами замедления 150×200 мс в среднем с 8,8 % до 7,6 % и тем самым уменьшить на 22 % потери полезного ископаемого.

4.4.3. Разработан и защищен патентом РФ «Способ ведения взрывных работ с учетом зоны предразрушения», в котором стартовый импульс на взрывание подают одновременно на два врубовых ряда навстречу друг другу с противоположных концов, интервал замедления во врубовых рядах принимают не ниже 100 мс, а в перпендикулярном направлении, по рядам отбойных скважин, – вдвое выше. Количество волн напряжения, проходящих через большую часть зоны предразрушения возрастает вдвое, существенно возрастает КПД взрыва на рыхление горной массы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Диссертационное исследование является научно-квалификационной работой, в которой, на основании выполненных автором исследований, решена важная научно-техническая задача – разработана и внедрена в практику открытых горных работ технология многорядного короткозамедленного взрывания с увеличенными интервалами замедлений, обеспечивающая повышение эффективности подготовки скальных горных пород к выемке с сохранением первичных контактов «руда–порода» для обеспечения возможности снижения разубоживания при селективной выемке руд, что имеет существенное значение для развития горнорудной промышленности России.

Основные научные и практические результаты работы заключаются в следующем.

1. Выполнен системный анализ отечественного, зарубежного опыта и патентно-защищённых технических решений по снижению перемешивания руд и пород в развале взорванной горной массы. Выявлено, что управление взрывным рыхлением горных пород различной прочности основано на применении комплекса технических решений, направленных на увеличение времени действия продуктов взрыва на взрываемый массив, чтобы трещины разрушения проросли на большую величину. Главную роль в этом комплексе играют интервалы замедления между взрывами отдельных скважинных зарядов, с увеличением которых возрастает роль зоны предварительного разрушения горных пород, в которой обеспечивается увеличение трещиноватости массива горных пород за счет многократного знакопеременного циклического нагружения его волнами напряжения в стадии растяжения с накопительным эффектом.

2. Разработана и внедрена в практику ведения взрывных работ в ГК ПЕТРОПАВЛОВСК технология МКЗВ с интервалами замедления, увеличенными до 150×200 мс, по схеме «одна скважина – одно замедление», позволившая увеличить выход горной массы с 1 пог. м скважины на 56 %, не снижая ее качества, снизить удельный расход ВВ на 20 %.

3. Схемы взрывания с межскважинными замедлениями выше 200 мс за два года промышленного применения показали весьма высокий качественный результат увеличения нарушенности массива в зоне предразрушения за счёт многократной циклической нагрузки волнами напряжения в стадии растяжения. При этом, наряду с существенным снижением размеров кусков в горной массе, наблюдается эффект минимизации параметров развала – он практически весь остается в контурах блока, сохраняя первичные контакты «руда–порода» со смещением 0,8 – 1,3 м при коэффициенте разрыхления 1,4 – 1,48 и увеличении выхода

горной массы с 1 пог. м скважины с 17 до 26 – 30 м³. Коэффициент использования скважины доведен до значения 0,9.

4. Разработан и защищен патентом РФ № 2723419 «Способ отработки локальных участков оруденения в крепких горных породах», в котором при обурировании вскрышных блоков проводят валовое опробование всех взрывных скважин, выявленные локальные участки оруденения промышленного характера выделяют на плане взрываемого блока и проводят взрывание вскрышного блока с интервалами замедлением выше 300 мс, с увеличением размера контура границ локального участка оруденения на поверхности развала горной массы на 1-2 м. При использовании неэлектрических волноводных систем инициирования устанавливают скважинные замедлители величиной 3000-5000 мс. Это позволило снизить процент разубоживания по сравнению с МКЗВ с интервалами замедления 150×200 мс в среднем с 8,8 до 7,6 % и тем самым уменьшить на 22 % потери полезного ископаемого.

5. Разработан и защищен патентом РФ № 2744534 «Способ ведения взрывных работ с учетом зоны предразрушения», в котором подают стартовый импульс на взрывание одновременно на два врубовых ряда с противоположных концов врубовых рядов навстречу друг другу, интервал замедления во врубовых рядах принимают не ниже 100 мс, а в перпендикулярном направлении, по рядам отбойных скважин, – вдвое выше. Количество волн напряжения, проходящих через большую часть зоны предразрушения возрастает вдвое, а за счет эффекта экранирования волн напряжения ранее взорванной горной массой существенно возрастает КПД взрыва на рыхление горной массы.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЕ ССЫЛКИ

1. Трубецкой К. Н. Панфилов Е. И. Совершенствование методических основ определения и учета потерь твердых полезных ископаемых при освоении месторождений (в порядке обсуждения) // Маркшейдерия и недропользование. – 2015. – № 4. – С. 3–13.
2. Мельников Н. Н. Стоимость запасов месторождений и их рациональное освоение /Н. Н. Мельников, В. М. Бусырев //Недропользование XXI век .– 2007. – № 3. – С. 48–52.
3. Подтуркин Ю. А. Государственная экспертиза запасов полезных ископаемых – основа рационального использования недр // Недропользование XXI век. – 2006. – № 1. – С. 3–6.
4. Ткач С. М., Батугина Н. С., Джемакулова И. Д. Анализ развития и вывод общей формулы коэффициента разубоживания // Проблемы и перспективы комплексного освоения месторождений полезных ископаемых криолитозоны: Тр. междунар. науч. практич. конф. / г. Якутск 14-17 июня 2005 г. – Т.3. – Якутск, 2005. – С. 223–225.
5. Правовой режим минеральных ресурсов: словарь; под ред. А. А. Арбатова, В. Ж. Аренса, А. Н. Вылегжанина, Л. А. Тропко. – М.: Геоинформмарк, 2002. – 284 с.
6. Батугин С. А., Ткач С. М., Баракаева И. Д. Развитие методологических основ определения и учета разубоживания руд //Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 9. – С. 312–319.
7. Лапшин Н. С. Пути снижения потерь и разубоживания руды при открытой разработке рудных тел /Новая наука. Стратегия и векторы развития. – 2016. – № 6-1(88). – С. 31–34.
8. Методические основы нормирования потерь и разубоживания при добыче с учетом их влияния на технологические показатели при обогащении / Г. С. Курчин, К. Е. Ананенко, И. В. Прокопьев, А. К. Кирсанов // Маркшейдерия и недропользование. – 2017. – № 6 (92). – С. 55-59.
9. Разубоживание полезных ископаемых как объект государственного надзора в сфере недропользования / С. А. Вохмин, В. И. Брагин, К. Е. Ананенко, Ю. П. Требуш, Г. С. Курчин, Е. С. Майоров // Недропользование XXI век. – 2013. – № 5 (42). – С. 8–11.
10. Technical Report on the Lapa Gold Project, Cadillac Township, Quebec, Canada, Cadillac, Quebec, May 31st, 2006. режим доступа http://s1.q4cdn.com/150142668/files/doc_Technical_Reports/Lapa/May31-Lapa-TechnicalReport-2006_v001_m0opd1.pdf.
11. Сатыбаев Н. М. Разработка метода оптимизации бортового содержания при освоении сложноструктурных рудных месторождений/ Дисс. ... канд. наук – Новосибирск, 2006 – 140 с.

12. Кожиев Х. Х. Укрупненный расчет эффективности системы управления качеством руды // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2006. № – С. 29–30.
13. Козлов А. П. Прогнозная обогатимость платинометаллических руд на основе минералого/технологических исследований /Маркшейдерия и недропользование. – 2009. – №2. с. 65 – 67.
14. Нормирование разубоживания при добыче полезных ископаемых / С. А. Вохмин [и др.] //Маркшейдерия и недропользование. – 2016. – № 2 (82). – С. 43–46.
15. Мосинец В. Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. – М., Недра. – 1976. – 271 с.
16. Чернегов Ю. А. Пути повышения эффективности использования минерального сырья /Энергетическая политика. – 2009. – № 3. – С. 45-52.
17. Рудаков М. Л. Научные основы сокращения потерь полезных ископаемых при открытой разработке месторождений на Урале. Автореф. дисс. ... докт. наук. М. 1954.
18. Тангаев И.А. Исследование технологии взрывных работ при разработке сложных месторождений открытым способом. Автореф. дисс. ... канд. наук. Фрунзе. 1963.
19. Секисов Г. В. Рациональное использование недр при открытой разработке рудных месторождений. – Фрунзе, «Илим». – 1976. – 204 с.
20. Баранов Е. Г., Тангаев И. А. Опыт селективной разработки сложных месторождений. – Фрунзе, «Илим». – 1969. – 112 с.
21. Прогнозирование распределения полезного компонента в развале взорванной горной массы при больших удельных расходах ВВ / С. Р. Пьянзин, В. Н. Рождественский, С. А. Кочнев, С. Г. Кабелко //Проблемы недропользования – 2014. – № 1. – С. 114–120.
22. Особенности нормирования и учета потерь, разубоживания руды при открытой разработке сложноструктурных урановых и золоторудных месторождений / И. И. Аристов, А. П. Беленко, Н. А. Зинько, В. И. Филь // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2003. – № 6. – С. 227-234.
23. Горная энциклопедия. Том 1. – М.: Советская энциклопедия, 1984. – С. 323.
24. Ломоносов Г. Г. Селективная, валовая и выборочная разработка месторождений ТПИ: практика применения и направления развития // Недропользование XXI век. – 2008. – № 3. – С. 64-72.
25. Кабелко С. Г., Дунаев В. А., Герасимов А. В. Верификация компьютерной технологии прогнозирования развала взорванной горной массы в карьерах // Маркшейдерия и недропользование. – 2016. – № 3 (83). – С. 62 – 65.

26. Моделирование или измерение смещения пород после взрыва? Увеличение добычи руды и уменьшение разубоживания на рудниках открытой разработки. Blast Movement Technologies. Сентябрь 2018. Ресурсы Интернет. <https://blastmovement.com/wp-content/uploads/2018/11/Model-Measurement-FINAL-11-2018-RU.pdf>. Дата обращения 28.07.2021.

27. Тюпин В. Н., Хаустов В. В. Зависимость геомеханического состояния трещиноватого массива от интервала замедления в зоне сейсмического действия массовых взрывов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2021. – № 2. – С. 45–54. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-2-0-45-54.

28. Господариков А. П., Зацепин М. А. Математическое моделирование нелинейных краевых задач геомеханики // Горный журнал. — 2019. — № 12. — С. 16–20. DOI: 10.17580/gzh.2019.12.03.

29. Ефремовцев Н. Н., Трофимов В. А., Шиповский И. Е. Локализация деформаций в волновом поле, наведенном взрывом удлиненного заряда // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 8. – С. 73–85. DOI: 10.25018/0236-14932020-8-0-73-85.

30. Одинцев В. Н., Шиповский И. Е. Моделирование влияния взрывного воздействия на газодинамическое состояние пачки выбросоопасного угля // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 2019. — № 4. — С. 46–57. DOI: 10.15372/FTPRPI20190406.

31. Кабелко С. Г. Компьютерное моделирование развала буровзрывного блока и распределения содержания полезных компонентов во взорванной горной массе // Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Экономика. Информатика. 2010. № 13 (84). С. 84–92.

32. Лаптев Ю. В., Кантемиров В. Д., Яковлев А. М. Компьютерное моделирование развала горной массы при селективной разработке // Альманах современной науки и образования. – 2014. – № 5-6 (84). – С. 92–96.

33. Кабелко С. Г. Алгоритмы и численные методы компьютерного моделирования развала буровзрывного блока и распределений полезных компонентов во взорванной горной массе // Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Экономика. Информатика. – 2010. – № 7 (78). – С. 102–109.

34. Компьютерное моделирование смещения горной массы и оценка разубоживания руды в результате массового взрыва при открытой разработке месторождений / С. Г. Кабелко, В. А. Дунаев, Е. Б. Яницкий, Р. А. Рахманов // Взрывное дело. – 2018. – № 120-77. – С. 94–108.

35. Жилияков Е. Г., Кабелко С. Г. Математическая модель развала буровзрывного блока и распределения содержания полезного компонента во взорванной горной массе // Научные ведомости Белгородского государственного университета. Серия: Экономика. Информатика. – 2010. – № 1 (72). – С. 66-73.
36. Друкованый М. Ф., Куц В. С., Ильин В. И. Управление действием взрыва скважинных зарядов на карьерах. – М.: Недра, 1980. – 223 с.
37. Особенности производственных испытаний комбинированных забоек взрывных скважин / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. А. Галимьянов, К. А. Рудницкий. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № 4.– С. 97–107.
38. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Рудницкий К. А. Энергосберегающие укороченные забойки взрывных скважин // Открытые горные работы в XXI веке: сб. матер. Междунар. науч.-практ. конф., – Красноярск, 2011. – С. 30–35.
39. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В. Комбинированная забойка взрывных скважин на карьерах. – Хабаровск: Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2013. – 201 с.
40. Пат. № 2526950 Российская Федерация, МПК F42D 1/08. Засыпная забойка взрывных скважин с элементами каменного материала / Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Шемякин С. А., Галимьянов А. А.; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2013108521/03; заявл. 26.02.2013; опубл. 27.08.2014, Бюл. № 24. – 5 с.
41. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Галимьянов А. А. Короткая комбинированная забойка взрывных скважин высокой запирающей способности // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 4 –С. 331–336.
42. Короткая каменно-засыпная забойка взрывных скважин / А. И Добровольский, А. А. Галимьянов, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Уголь. – 2015. – № 2. – С. 6–10.
43. Пат. № 2386032 Российская Федерация, МПК E21C 41/26. Способ определения содержания полезного компонента во взорванной горной массе при ее выемке на карьерах / Божков А. М., Кабелко С. Г., Рязанов К. С., Дунаев В. А., Серый С. С., Герасимов А.В.; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное унитарное предприятие Всероссийский научно-исследовательский институт по осушению месторождений полезных ископаемых, защите инженерных сооружений от обводнения, специальным горным работам, геомеханике, геофизике, гидротехнике, геологии и маркшейдерскому делу. Заявка: 2008148421/03, 08.12.2008. Опубликовано: 10.04.2010 Бюл. № 10.

44. Кабелко С. Г., Дунаев В. А., Герасимов А. В. Верификация компьютерной технологии прогнозирования развала взорванной горной массы в карьерах // Маркшейдерия и недропользование. – 2016. – № 3 (83). – С. 62–65.

45. Ковлеков И. И., Тарасов А. С. Метод контрастных маркеров для повышения качества руды при совместной отбойке с вмещающими породами // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 11. С. 401-404.

46. Патент РФ № 2 738 331 МПК E21C 41/30, F42D 3/04. Способ взрывной подготовки к селективной выемке рудного тела и покрывающих вскрышных пород. Маринин М. А., Хохлов С. В., Ишейский В. А. Заявка: 2020110566, 12.03.2020. Опубликовано: 11.12.2020. Бюл. № 35. Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет".

47. Крюков Г. М., Глазков Ю. В. Теоретическая оценка степени взрывного дробления горных пород на карьерах при разных способах инициирования зарядов: Отдельные статьи Горного информационно-аналитического бюллетеня. – 2003. – № 8. – 26 с. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003.

48. Барон В. Л., Кантор В. Х. Техника и технология взрывных работ в США. – М.: Недра, 1989. – 376 с.

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

50. Козырев С. А., Соколов А. В., Доильницын В. М. Повышение эффективности скважинной отбойки на рудниках Хибин при использовании систем неэлектрического инициирования зарядов // Физические проблемы разрушения горных пород: Сб. тр. Четвёртой международной научной конференции, 18-22 октября 2004 г. – М. – 2005. – С. 370-376.

51. Лихачёв С. А., Турегельдиев В. Д. Опыт применения неэлектрической системы инициирования СИНВ на открытых горных работах // Физические проблемы разрушения горных пород: Сб. тр. Третьей международной научной конференции, 9-14 сентября 2002 г. Новосибирск. – 2003. – С. 194 – 198.

52. Неэлектрическая система инициирования «ЭКСЭЛ». Технические условия. ТУ 7287 – 005 – 23308410 – 2006.

53. Кочанов А. Н. К вопросу о выборе интервалов замедления при короткозамедленном взрывании // Физические проблемы разрушения горных пород: Сб. тр. Третьей международной научной конференции, 9 – 14 сентября 2002 г. Новосибирск. – 2003. – С. 162 – 164.

54. Рубцов С. К., Ершов В. П. Применение неэлектрических систем инициирования на карьерах Навоийского ГМК // Физические проблемы разрушения горных пород: сб. тр. Четвёртой междунар. науч. конф., 18–22 октября 2004 г. – М., 2005. – С. 387 – 391.

55. Рождественский В. Н. Определение оптимальных интервалов времени замедления при многорядном короткозамедленном взрывании // «Известия вузов. Горный журнал». – 2010. – № 8. – С 96 – 103.

56. Гальянов А. В., Рождественский В. Н., Блинов А. Н. Трансформация структуры горных массивов при взрывных работах на карьерах. Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999. – 140 с.

57. Виноградов Ю. И., Парамонов Г. П. О распределении продуктов разрушения горных пород // Физические проблемы разрушения горных пород / Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). СПб, 2007. (Записки Горного института. Т. 171). – С. 161-166.

58. Кук М. А. Наука о промышленных взрывных веществах. – М.: Недра, 1980. – 453 с.

59. Викторов С. Д., Кочанов А. Н., Осокин А. А. Определение состояния предразрушения горных пород по генерации микро и наноразмерных частиц // Труды научного симпозиума «Неделя горняка-2010»: сборник статей. Отд. выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня (научно-технического журнала). – М.: Горная книга, 2010. – № ОВ1. – С. 419–422.

60. Викторов С. Д., Кочанов А. Н., Одинцев В. И. Предразрушение горных пород как стадия процесса разрушения при квазистатическом и динамическом нагружении // Записки Горного института. Физические проблемы разрушения горных пород / Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет). – СПб, 2007. – Т. 171. – С. 153–157.

61. Соппротивление разрушению горных пород при временах нагружения 10^{-2} – 10^{-6} с / Э.Н. Белендир [и др.] // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1991. – № 2. – С. 46–49.

62. Новикова М. А. Разработка способа производства массовых взрывов с попутной добычей гранитных блоков. Автореф. дис. ... канд. техн. наук / Московский горный ин-т. М., 1984. 23 с.

63. Волченко Г. Н., Фрянов В. Н., Серяков В. М. Исследование влияния предразрушения горных пород на снижение энергоемкости взрывного дробления // Вестник научного центра по безопасности работ в угольной промышленности. – 2011. – № 1. – С. 19–31.

64. Мец Ю. С., Левицкий А. П. Исследование влияния взрывного нагружения на дробление, измельчение и обогащение железистых кварцитов // Научный вестник КУЭИТУ «Новые технологии». – 2010. – № 1 (27). – С. 209–212.

65. Мальский К. С., Боровков Ю. А. Анализ результатов исследований по снижению прочности горных пород от серийного взрывания скважинных зарядов взрывчатых веществ. Известия высших учебных заведений. Геология и разведка. – 2020. – № 1 (63) – С. 39–45.

66. Физика взрыва /Под ред. Л. П. Орленко. 3-е изд., исправл. В 2 т. – М.: Физматлит, 2004. – 488 с.

67. Орленко Л. П. Физика взрыва и удара. – М.: Физматлит, 2006. – 304 с.

68. Мец Ю. С. Дробление горных пород взрывом // Взрывное дело. – 1984. – № 86/43. – С. 81–89.

69. Jide Muili Akande, Abiodun Ismail Lawal. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries, Ibadan, Oyo State, Nigeria: Geomaterials, 2013. 03:01. P. 28–37.

70. Хопунов Э. А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья (в обогащении и металлургии). – Екатеринбург: ООО «УИПЦ», 2013. – 429 с.

71. Мислибоев И. Т., Фурсов А. И. Исследование ослабления прочности горных пород при многоциклических динамических нагрузках в режиме сжатия и растяжения // Горный вестник Узбекистана. – 2013. – № 2 (53). – С. 50–53.

72. Momeni A., Karakus M., Khanlari G.R., Heidari M. Effects of cyclic loading on the mechanical properties of a granite. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Volume 77, July 2015, Pages 89–96.

73. Xiaodong Fu, Qian Sheng, Yonghui Zhang, Jian Chen. Application of the discontinuous deformation analysis method to stress wave propagation through a one-dimensional rock mass. – International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Volume 80. December 2015, Pages 155–170.

74. Akande J. M, Lawal A. I. Optimization of Blasting Parameters Using Regression Models in Ratcon and NSCE Granite Quarries. – Ibadan, Oyo State, Nigeria // Geomaterials. 2013. Vol. 3. № 1. P. 28-37.

75. Haeri H., Shahriar K., Fatehi Marji M., Moarefvand P. Experimental and numerical study of crack propagation and coalescence in pre-cracked rock-like discs //International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. 2014. Vol. 67 P. 20–28.

76. Liu T., Cao P., Lin H. Damage and fracture evolution of hydraulic in compression-shear rock cracks //Theoretical and Applied Fracture Mechanics. 2014. Vol. 74. P. 55–63.

77. AV GROUP внедряет передовые авторские технологии для снижения разубоживания и потерь полезного ископаемого. Ресурсы Интернет. Опубликовано: 28.11.2019. <https://www.azotvzryv.ru/press/208/> Дата обращения 07.01.2021.

78. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Плотников А. Ю. Оценка смещения горных пород в процессе массового взрыва // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ»– Том 11, №1. – 2020 – С. 252–262.

79. Рыжов П. А. Математическая статистика в горном деле. – М.: «Высшая школа», 1973. – 284 с.

80. Hino K. Fragmentation of rock through blasting and shock waves, theory of blasting Quarterly of the Colorado School of Mines, Golden, 1956, 51. P. 189-209.

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

82. Пат. № 2723419 Российская Федерация, СПК F42D 3/04, F42D 1/08, E21C 41/30. Способ отработки локальных участков оруденения в крепких горных породах / Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Плотников А. Ю., Дрокин Д. В.; патентообладатель: Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2019143882, заявл. 23.12.2019; опубл. 11.06.2020. Бюл. № 17.

83. Влияние воздушного промежутка в заряде на скорость вылета забойки из скважины и временные характеристики взрывного импульса / М. Ф. Друкованый, В. М. Комир, Л. Н. Литвин, Н. И. Мячина // Взрывное дело. – М. : Недра, 1964. – № 54/11. – С. 362–367.

84. Оптимизация параметров взрывных работ увеличением интервалов замедления / Ю. А. Митюшкин [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2015. – № 4. – С. 341–348.

85. Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Горбуля Ю. А. Оценка динамики экспериментальных массовых взрывов на карьерах //Вестник Тихоокеанского государственного университета. – 2015. № 2(37). – С.137–146.

86. Разработка сближенных наклонных пластов каменного угля в разнопрочных и мерзлых вмещающих породах : монография./ Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, А. И. Добровольский, А. А. Галимьянов // – М.: Издательство «Горная книга», 2019. – 256 с.

87. Разрушение скальных пород при открытых горных работах : монография / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун ; Министерство науки и высшего образования Российской Феде-

рации, Тихоокеанский государственный университет. – Хабаровск : Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та, 2020. – 261 с.

88. Evgeny Shevkun, Aleksander Leshchinsky and Andrey Plotnikov. Special aspects of explosive loosening with minimal rock displacement // E3S Web of Conferences 192, 01003 (2020). VIII International Scientific Conference “Problems of Complex Development of Georesources”. <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202019201003>.

89. Шевкун Е. Б., Плотников А. Ю. Особенности взрывного рыхления с минимальным перемешиванием пород // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ». – Том 12, № 2. – Хабаровск, Изд-во Тихоокеан. гос. ун-та. – 2021. – С. 176–188.

90. Сысоев А. А. Анализ систем инициирования скважинных зарядов на карьерах // «Известия вузов. Горный журнал». – 2016. – № 4. – С. 60–67.

91. Юровских А. В. Разработка модели разрушения горных пород на квазистатической стадии действия взрыва: Дис. ... канд. техн. наук : 25.00.20 : Санкт-Петербург, 2003. – 119 с.

92. Александров В. Е., Кочанов А. Н., Левин Б. В. О взаимосвязи прочностных и акустических свойств пород в зоне предразрушающего действия взрыва // ФТПРПИ – 1987 – № 4. – С. 24-32.

93. Садовский М. А., Адушкин В. В., Спивак А. А. О размере зон необратимого деформирования при взрыве в блочной среде // Динамические процессы в геосферах. Геофизика сильных возмущений. – М., 1994. – С. 45-56.

94. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н., Деньгина Н. И. Параметры волн напряжений и предразрушение прочных пород при взрыве // Разрушение взрывом и необратимые деформации горных пород. – М., 1997. – С. 15-25.

95. Выбор пути повышения производительности карьерного экскаватора / А. В. Лещинский, Е. Б. Шевкун, А. Р. Вершинина, С. В. Белокопытов // Маркшейдерия и недропользование. – 2021. – № 1 (111). – С. 40–45.

96. Взрывное рыхление горных пород на карьерах группы компаний «Петропавловск» / Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный журнал. – 2022. – № 2. – С. 45–50. DOI: 10.17580/gzh.2022.02.07.

97. Норов Ю. Д., Очиллов Ш. А. Проблема управления дроблением горных пород под действием энергии взрыва скважинных зарядов взрывчатых веществ на открытых горных работах // Горный вестник Узбекистана. – 2016. – № 4(67). – С. 17–23.

98. Сенук В. М. Импульс взрыва и условия более полного использования его на дробление массива крепких пород при скважинной отбойке //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – № 1. – С. 28–34.

99. Влияние коэффициента сближения зарядов на характер дробления среды взрывом/ В. М. Сенук [и др.] //Горный журнал. – 1970. – № 6. – С. 44–46.

100. Ведение взрывных работ на Качканарском ГОКе с повышенным коэффициентом сближения зарядов / Б. Б. Рыковский [и др.] //Горный журнал. – 1970. – № 6. – С. 46–47.

101. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. – М., Промстройиздат. – 1957.

102. Андриевский А. П. Физико-техническое обоснование параметров разрушения горного массива взрывом удлиненных зарядов//Автореф. дисс. ... д.т.н., Новосибирск, 2009. 38 с.

103. Патент РФ № 2 653 172 МПК E21C 41/30, F42D 3/04. Способ взрывной подготовки горной массы к селективной выемке / Корнев К. Л., Маринин М. А., Бабкин Р. С. Заявка: 2017120635, 13.06.2017. Опубликовано: 07.05.2018 Бюл. № 13. Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования "Санкт-Петербургский горный университет".

104. Пат. № 2593285 Российская Федерация, МПК F42D 1/08. Способ открытой разработки группы угольных пластов с валовым взрывным рыхлением вскрышных пород / Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Добровольский А. И., Галимьянов А. А.; патентообладатель: Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2015127598/03, заявл. 08.07.2015; опубл. 10.08.2016.

105. 97. 94. 81. Разработка группы угольных пластов с валовым взрывным рыхлением вскрышных пород / А. А. Галимьянов, А. И. Добровольский, Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский // Горный информационно-аналитический бюллетень. Открытые горные работы в XXI веке : Спец. вып. 45. – М. : Горная книга, 2015. – С. 424–432.

106. Пат. № 2677727 Российская Федерация, МПК F42D 3/04. Способ определения оптимального заряда ВВ с учётом зоны предразрушения / Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Лысак Ю. А.; патентообладатель: Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2018106570, заявл. 21.02.2018; опубл. 21.01.2019. Бюл. № 3.

107. Пат. № 2698391 Российская Федерация, МПК F42D 1/08, F42D 3/04. Способ ведения взрывных работ с учётом зоны предразрушения / Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Лы-

сак Ю. А.; патентообладатель: Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2018141931, заявл. 27.11.2018; опубл. 26.08.2019. Бюл. № 24.

108. Лещинский А. В., Шевкун Е. Б., Лысак Ю. А. Влияние направления инициирования зарядов взрывчатых веществ на предразрушение массива скальных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2019. – № 2. – С. 50–57. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-02-0-50 – 57.

109. Исследование влияния внедрения валовой технологии разработки на разубоживание наклонных угольных пластов сложного строения / Е. Б. Шевкун [и др.] // Уголь. – 2019. – № 6. – С. 16–21. DOI: <http://dx.doi.org/10.18796/0041-5790-2019-6-16-19>.

110. Справочник взрывника / Б. Н. Кутузов [и др.]. Под общей редакцией Б. Н. Кутузова – М: Недра, 1988. – 511 с.

111. Скачков А.А. Исследование взаимодействия зарядов при многорядном короткозамедленном взрывании // «Известия вузов. Горный журнал» – 2014.– № 5. – С. 63-69.

112. Влияние конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ на размеры зон ослабления прочности горного массива / И. Т. Мислибоев, З. С. Назаров, Д. С. Ивановский, Ш. К. Урунов // Горный вестник Узбекистана. – 2013. – № 1 (52). – С. 36–39.

113. Лапшов А. А. Оптимизация интервалов замедлений при массовых взрывах на карьерах // Автореф. дисс. ... к.т.н. Екатеринбург. 2011.

114. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. – М.: Недра, – 1973. – 416 с.

115. Кочанов А. Н., Одинцев В. Н. Теоретическая оценка радиуса области предразрушения пород при камуфлетном взрыве // Взрывное дело. – 2015. – № 113/70. – С. 41-54.

116. Peng Qiu, Zhongwen Yue, Renshu Yang. Experimental study on mode-I and mixed-mode crack propagation under tangentially incident P waves, S waves and reflected waves in blasts // Engineering Fracture Mechanics 247 (2021) 107664. 17 P.

117. К концепции экологически рационального взрывного разрушения горных пород при открытой разработке месторождений / В. И. Комащенко, Е. Д. Воробьев, В. И. Сарычев, К. А. Головин // Известия ТулГУ. Науки о Земле.– 2019. Вып. 3. – С. 37–47.

118. Ханукаев А. Н. Энергия волн напряжений при разрушении горных пород взрывом. М.: Госгортехиздат, 1962. – 200 с.

119. Покровский Г. И. Предпосылки теории дробления породы взрывом / Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – М., Изд-во АН СССР, 1938.

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

121. Скрыбин Р. М., Фёдоров Л. Н. Новые подходы к организации ресурсосберегающих процессов разрушения горных пород // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 1995. – № 5. – С. 59–62.

122. Демидюк Г. П., Викторов С. Д., Фугзан М. М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения // Взрывное дело. – 1985. – № 89/46. – С.116–121.

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

124. Графоаналитический метод определения интенсивности предварительного разрушения окрестностей взрывных скважин / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Е. А. Шишкин, Ю. А. Лысак // Взрывное дело. – 2018. – № 121/78. – С. 33–47.

125. Analyzing methods of determining pre-destruction of blast hole vicinity/ Yevgeny B. Shevkun, Alexander V. Leshchinsky, Evgeny A. Shishkin, Yuri A. Lysak, Andrey Yu. Plotnikov //Nexo. Vol. 34, No. 04, pp. 1448-1460/Septiembre. 2021.

126. Шевкун Е. Б., Плотников А. Ю. Рыхление скальных горных пород взрыванием без развала горной массы // Электронное научное издание «Ученые заметки ТОГУ».– Том 13, № 3. –2021. – С. 17–29.

127. Казьмина А. Ю. Обоснование параметров буровзрывных работ при разрушении скальных пород скважинными зарядами конечной длины (на примере ЗАО «Гавриловское карьероуправление»)//Автореф. дис. ... к.т.н. С-Пб. 2013. – 23 с.

128. Дугарцыренов А. В., Ким С. И., Петров А. Н., Марков В. С. Разрушение горных пород при взрыве торцевой части скважинного заряда// Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № 11. – С. 377–383.

129. Мислибоев И. Т., Уринов Ш. Р. Исследования размеров зон ослабления прочности горных пород взрывом скважинных зарядов // Горный вестник Узбекистана. – 2012. – № 2 (49). – С. 28–29.

130. Шевкун Е. Б., Плотников А. Ю. Взрывное рыхление скальных пород без развала горной массы // Маркшейдерия и недропользование. – 2022. – №3(119). – С. 47–53.

131. Взрывное рыхление пород на карьерах с большими замедлениями / Е. Б. Шевкун, А. В. Лещинский, Ю. А. Лысак, А. Ю. Плотников // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2020. – № 10. – С. 29–41.

132. Пат. 2744534 Российская Федерация, МПК F42D 1/08, F42D 3/04, E21C 41/26. Способ ведения взрывных работ с учетом зоны предразрушения /Шевкун Е. Б., Лещинский А. В., Плотников А. Ю., Шишкин Е. А. ; заявитель и патентообладатель Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Тихоокеанский государственный университет». – № 2020132515 ; заявл. 30.09.2020 ; опубл. 11.03.2021. Бюл. № 8. – 11 с.

133. Ревнивцев В. И., Гапонов Г. В., Зарогатский Л. П. и др. Селективное разрушение минералов / Под ред. В. И. Ревнивцева. – М.: Недра, 1988. – 286 с.

134. Гончаров С. А. Оптимизация дробления руды в забое — резерв повышения эффективности обогатительного передела // Горный журнал. – 1988. – № 10. – С. 55–57.

135. Гзогян Т. Н. Интенсификация процессов рудоподготовки и обогащения железистых кварцитов на основе энергетических воздействий: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — М.: ИПКОН РАН, 1991. – 18 с.

136. Ревнивцев В. И. О рациональной организации процесса раскрытия минералов в соответствии с современными представлениями физики твердого тела // Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. Труды Механообра. Вып. 140. – Л., 1975. – С. 153–168.

137. Чантурия В. А. Современные проблемы обогащения минерального сырья в России // Обогащение руд. – 2000. – № 6. – С. 3–8.

138. Казаков Н. Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. – М., Недра. – 1975. – 192 с.

139. Yevgeny B. Shevkun, Alexander V. Leshchinsky, Andrey Yu. Plotnikov. Special aspects of explosive loosening with minimal rock displacement // E3S Web of Conferences. №192. – Лез-Юлис (Франция), Изд-во EDP Sciences. – 2020. – С. 1–7. DOI 10.1051/e3sconf/202019201003.

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

**Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"**

675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137

Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96

e-mail: mlm@POKRMINE.ru

Утверждаю:

Главный инженер

ООО «Маломырский рудник»

Д.В. Дрокин

2020 г.



Технический акт № 4

Влияние больших интервалов замедления при многорядном короткозамедленном взрывании на процесс разубоживания и потерь полезного ископаемого

Мы, нижеподписавшиеся комиссия в составе: заместитель главного инженера по БВР ООО «АВТ-Амур» А.Ю. Плотников, заместитель начальника участка по БВР ООО «АВТ-Амур» А.К. Шипов, старший горный мастер участка по БВР ООО «АВТ-Амур» С.А. Мирный, ведущий инженер по БВР ООО «Маломырский рудник» Е.А. Вехов, старший маркшейдер ООО «Маломырский рудник», главный геолог ООО «Маломырский рудник» составили настоящий акт о нижеследующем: 16.10.2020 г. произведен массовый взрыв на горизонте 515, блок № 4 карьер «Маломыр» участок «Центральный».

На производство опытно-промышленного взрыва гор.+515 № 4 с применением систем инициирования Rionel было выдано «Техническое задание» утвержденное главным инженером ООО «Маломырский рудник», в котором были указаны требуемые параметры буровзрывных работ и мероприятия по подготовке массового взрыва с указанием ответственных лиц и сроков исполнения пунктов мероприятий в рамках подготовки к проведению БВР.

Параметры БВР по блоку 515 № 4 согласно техническому заданию:

1. Объем взрываемого блока -85,7 тыс. м³;
2. Количество скважин - 650 шт.;

**Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"**

675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137

Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96

e-mail: mlm@POKRMINE.ru

3. Общая длина скважин – 3981,5 м;
4. Высота уступа -5 м;
5. Глубина перебура - 0,5 м;
6. Сетка бурения скважин, а=5 м б=5м;
7. Коэффициент крепости пород 8–10 по шкале проф. М.М. Протодяконова;

Цель производства опытно-промышленного взрыва гор + 515 № 4:

- Выявить зависимость больших замедлений (200х400) на качество взрыва (дробление ГП, смещение взрываемого массива);
- В целях эксперимента вынести в натуру предполагаемый контур рудного блока оценку смещения выделенного контура производить по маякам.

Согласно разработанным мероприятиям, было выполнено:

- на бурение взрывного блока был разработан паспорт бурения в соответствии с требованиями ЕПБ при ВР пункт IV-7 и утвержденного типового проекта на производство БВР с обозначением на нем дополнительных скважин для маяков.
- участком горных работ ООО «Маломырский рудник» произведена зачистка бурового блока согласно требованиям ЕПБ на ОГР (ПБ 03-498 02), в утвержденных границах бурового блока.
- На основании утвержденного паспорта бурения маркшейдерской службой ООО «Маломырский рудник» вынесены в натуру намеченные скважины (на вешке отмечена высотная отметка, номер скважины, номер ряда).
- Организацией ООО «АВТ-Амур» буровой блок обурен буровыми станками DM-45 НР (диаметр скважины 215 мм) в соответствии с паспортом бурения и высотных отметок.
- Геологической службой ООО «Маломырский рудник» произведена эксплуатационная разведка (путем отбора «шламовых» проб).

**Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"**

675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137

Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96

e-mail: mlm@POKRMINE.ru

- Маркшейдерской службой произведена исполнительная съемка обуренных скважин, вынесены границы фактического контура рудного блока, данные переданы в ООО «АВТ-Амур».
- На основании исполнительной съемки подготовлен проект массового взрыва, с учетом массы скважинного заряда индивидуально на каждую скважину.
- Вынесены в натуру намеченные скважины заложения каждого маяка с указанием глубины заложения в увязке с проектным контуром рудного тела.
- После выноски в натуру мест заложения маяков, были отбурены 4 маркировочные скважины глубиной 5,0 м.
- В выбуренные маркировочные скважины установлены маяки в количестве 3 шт. на каждую скважину, свободное пространство заполнено буровым шламом
- В соответствии с утвержденным проектом массового взрыва произведено зарядание взрываемого блока.
- При отгрузке взорванного блока под контролем маркшейдерской службы ООО «Маломырский рудник» было обнаружено, отснято и вынесено фактическое местонахождения маяков на ситуационный план. Все установленные маяки были обнаружены.
- Маркшейдерской службой рудника произведена съемка параметров развала взорванной горной массы.

Фактические параметры блока +515 № 4:

1. объем взорванного блока – 86,700 тыс. м³;
2. площадь взорванного блока – 17,870 тыс. м²
3. количество взрывных скважин - 662 шт.;
4. Количество погонных метров – 4186 п. м.;
5. средняя глубина скважины - 5,0 м;
6. глубина перебура-0,5 м;
7. расстояние между скважинами в ряду -5 м;
8. расстояние между рядами скважин -5 м;
9. коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова - 8;
10. тип применяемого ВВ - Нитронит Э-70/30;

**Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"**

675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137

Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96

e-mail: mlm@POKRMINE.ru

11. схема монтажа взрывной сети - клиновой вруб;
12. количество установленных маяков - 12 шт;
13. количество затраченного ВВ – 83,328 т;
14. удельный расход ВМ - 0,96 кг/м³.

Вывод комиссии:

С северной части граница взорванного блока выходит в выработанное пространство, со стороны юга, запада и востока граница блока находилась в зажатом массиве вмещающих пород.

При визуальном наблюдении взрыва разброс отдельных кусков горной массы и высота пылегазового облака минимальная. При осмотре взорванного массива видимых отказов скважинных зарядов не обнаружено. Взорванная горная масса находится в контуре взорванного блока, качество дробления удовлетворительное по основной площади выход негабаритной фракции +600 единичны. Основное поле взрыва имеет характерный рельеф взорванной горной массы без резких отклонений по высоте. Развал горной массы в сторону выработанного пространства минимальный.

При отгрузке взорванного блока под контролем маркшейдерской службы ООО «Маломырский рудник» было обнаружено, отснято и вынесено фактическое местонахождения маяков на ситуационный план. Все установленные маяки были обнаружены. Координаты маяков и горизонтальное смещение представлено в таблице – 1.

При применении короткозамедленного взрывания с интервалами замедления 150/200 м.с. в 2019 г. процент разубоживания в среднем составлял 8,8 %, при переходе на короткозамедленное взрывания с интервалами замедления 200/400 м.с. в 2020 г. процент разубоживания в среднем составлял 7,6 %, что на 1,2% меньше. Тем самым потери полезного ископаемого в 2020 году уменьшились на 22 % по сравнению с 2019 годом.

Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"
675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137
Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96
e-mail: mlm@POKRMINE.ru

11. схема монтажа взрывной сети - клиновой вруб;
12. количество установленных маяков - 12 шт;
13. количество затраченного ВВ – 83,328 т;
14. удельный расход ВМ - 0,96 кг/м³.

Вывод комиссии:

С северной части граница взорванного блока выходит в выработанное пространство, со стороны юга, запада и востока граница блока находилась в зажатом массиве вмещающих пород.

При визуальном наблюдении взрыва разброс отдельных кусков горной массы и высота пылегазового облака минимальная. При осмотре взорванного массива видимых отказов скважинных зарядов не обнаружено. Взорванная горная масса находится в контуре взорванного блока, качество дробления удовлетворительное по основной площади выход негабаритной фракции +600 единичны. Основное поле взрыва имеет характерный рельеф взорванной горной массы без резких отклонений по высоте. Развал горной массы в сторону выработанного пространства минимальный.

При отгрузке взорванного блока под контролем маркшейдерской службы ООО «Маломирский рудник» было обнаружено, отснято и вынесено фактическое местонахождения маяков на ситуационный план. Все установленные маяки были обнаружены. Координаты маяков и горизонтальное смещение представлено в таблице – 1.

При применении короткозамедленного взрывания с интервалами замедления 150/200 м.с. в 2019 г. процент разубоживания в среднем составлял 8,8 %, при переходе на короткозамедленное взрывания с интервалами замедления 200/400 м.с. в 2020 г. процент разубоживания в среднем составлял 7,6 %, что на 1,2% меньше. Тем самым потери полезного ископаемого в 2020 году уменьшились на 22 % по сравнению с 2019 годом.

**Общество с ограниченной ответственностью
"МАЛОМЫРСКИЙ РУДНИК"**

675000, РФ, Амурская обл., г. Благовещенск, ул. Калинина, д. 137

Тел. +7(4162) 39-09-93; факс: +7(4162) 39-09-96

e-mail: mlm@POKRMINE.ru

Таблица - 1

Участок Центральный горизонт +515 блок № 4					
№ маяка, горизонт маяка	До взрыва (координаты маяка)		После взрыва (координаты маяка)		Горизонтальное смещение (м)
	X	Y	X	Y	
№ 1, 519 гор.	4367008,736	5865856,152	4367008,242	5865856,205	0,5
№ 2 517 гор.	4367008,736	5865856,152	4367009,013	5865856,508	0,5
№ 3, 515 гор.	4367008,736	5865856,152	4367009,262	5865855,580	0,8
№ 4, 519 гор.	4367019,170	5865868,260	4367019,040	5865868,720	0,5
№ 5, 517 гор.	4367019,170	5865868,260	4367019,170	5865868,880	0,6
№ 6, 515 гор.	4367019,170	5865868,260	4367020,420	5865868,150	1,3
№ 7, 519 гор.	4367031,850	5865882,860	4367032,007	5865883,535	0,7
№ 8, 517 гор.	4367031,850	5865882,860	4367031,449	5865882,657	0,4
№ 9, 515 гор.	4367031,850	5865882,860	4367032,576	5865882,564	0,8
№ 10, 519 гор.	4367042,300	5865894,460	4367040,648	5865894,784	1,7
№ 11, 517 гор.	4367042,300	5865894,460	4367041,744	5865894,007	0,7
№ 12, 515 гор.	4367042,300	5865894,460	4367043,050	5865894,747	0,8
Среднее смещение маяков (м):					0,77

Члены комиссии:

Заместитель главного инженера по БВР
ООО «АВТ-Амур»

 А.Ю. Плотников

Заместитель начальника участка по БВР
ООО «АВТ-Амур»

 А.К. Шипов

Старший горный мастер участка по БВР
ООО «АВТ-Амур»

 С.А. Мирный

Ведущий инженер по БВР
ООО «Маломырский рудник»

 Е.А. Вехов

Главный геолог
ООО «Маломырский рудник»

 С.В. Видягин

Старший маркшейдер
ООО «Маломырский рудник»

 Д.С. Голубченко