

**НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ УКРАИНЫ
«КИЕВСКИЙ ПОЛИТЕХНИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ»
Институт энергосбережения и энергоменеджмента
Кафедра охраны труда, промышленной и гражданской безопасности**

**К. Н. Ткачук, К. К. Ткачук
О. Я. Тверда**

**УПРАВЛЕНИЕ РАЗРУШЕНИЕМ
ГОРНЫХ ПОРОД
ВЗРЫВОМ НА КАРЬЕРАХ**

Монография

**Киев
ООО «Основа»
2015**

УДК 622.235.07

ББК 33.133

Т48

Рецензенты: **О. Е. Кружилко**, докт. техн. наук, ст. научн. сотрудник Национального научно-исследовательского института промышленной безопасности и охраны труда;
Т. Н. Таирова, докт. техн. наук, ст. научн. сотрудник Национального научно-исследовательского института промышленной безопасности и охраны труда.

*Рекомендовано Ученым советом
Института энергосбережения и энергоменеджмента
(протокол № 7 от 23.02 2015 г.)*

Научный редактор – канд. техн. наук, доцент Д. В. Зеркалов

Ткачук К.Н., Ткачук К.К., Тверда О. Я.

Т48 Управление разрушением горных пород взрывом на карьерах. [Электронное издание] Моногр. — К.: Основа, 2015. — 262 с.
ISBN 978-966-699-804-3

Разработаны и научно обоснованы методы управления энергией заряда при короткозамедленном взрывании. Проведён анализ и обобщен опыт ведения взрывных работ. Приведены результаты исследований в области разрушения горных пород взрывом. Обобщены специальные теоретические исследования, лабораторные и производственные эксперименты с применением современных средств регистрации быстропротекающих процессов.

Для научных работников и специалистов соответствующего профиля.

УДК 622.235.07

ББК 33.133

ISBN 978-966-699-804-3

© Ткачук К. Н. та ін., 2015

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|-----|
| Введение..... | 4 |
| Раздел 1. Анализ представлений о действии взрыва в твердой среде. Задачи и методика исследований..... | 6 |
| Раздел 2. Свойства горных пород карьеров Кривбасса..... | 38 |
| Раздел 3. Методы управления распределением энергии взрыва в горные породах..... | 74 |
| Раздел 4. Методы управления распределением энергии взрыва в горных породах..... | 107 |
| Раздел 5. Экспериментальные исследования распределения поля напряжений при одиночном и короткозамедленном взрывании зарядов..... | 154 |
| Раздел 6. Исследование эффективности разработанных методов управления энергией взрыва в условиях железорудных карьеров кривбасса..... | 209 |
| Литература..... | 242 |

ВВЕДЕНИЕ

При разработке железорудных бассейнов основным звеном, которое предопределяет улучшение современной технологии экскаваторных работ и развитие поточного производства, являются взрывные работы. В зависимости от того, насколько хорошо будет подготовлена горная масса для экскавации, будут определяться дальнейшие производственные и экономические показатели предприятия. В настоящее время ставятся новые производственные требования к качеству взрывных работ, которые заключаются в получении достаточно мелко и равномерно раздробленной горной массы, отвечающей условиям применения машин непрерывного действия, внедрение которых позволит повысить производительность труда на открытых разработках в 1,5-2 раза. Поэтому регулирование качества дробления горных пород взрывом является важной народнохозяйственной задачей.

Ограничивающим фактором перехода на поточную технологию является ещё и неудовлетворительная кусковатость взорванной массы, получению которой препятствует недостаточная изученность процесса разрушения горных пород взрывом и методов управления им.

Для обеспечения равномерного и достаточно мелкого дробления пород взрывом необходимо решить проблему управления энергией взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании, которое, благодаря присущим ему достоинствам и перспективности по сравнению с другими методами, является в настоящее время основным методом ведения взрывных работ. В связи с этим возникла настоятельная необходимость в выполнении научных исследований по физико-техническому обоснованию процессов короткозамедленного взрывания. Этому должно предшествовать исследование физической сущности механизма разрушения горных пород, обладающих различными свойствами, влияния параметров зарядов, их расположения на протекание процессов и конечные результаты взрыва, что

должно послужить основанием для изыскания путей повышения эффективности многорядного короткозамедленного взрывания.

Таким образом, требования промышленности – повышение качества дробления горных пород взрывом – определили цели и задачи новых исследований.

Целью работы явилось создание и обоснование новых методов управления энергией заряда при короткозамедленном взрывании, позволяющих повысить использование энергии взрыва на дробление горных пород и обеспечить такую кусковатость взорванной горной массы, которая удовлетворяла бы требованиям применения машин непрерывного действия.

Для достижения поставленной цели был проведён анализ и обобщение передового опыта ведения взрывных работ, результатов новейших исследований в области разрушения горных пород взрывом, специальные теоретические исследования, лабораторные и производственные эксперименты с применением современных средств регистрации быстропротекающих процессов.

Исследования выполнялись на протяжении ряда лет в производственных условиях горнодобывающих предприятий Кривбасса.

Проверка научных выводов и рекомендаций в широких масштабах проведена в условиях железорудных карьеров ГОКов Кривбасса, где были внедрены работы по разработке научно-обоснованных методов определения параметров буровзрывных работ при многорядном короткозамедленном взрывании, обеспечивающих повышение эффективности взрыва.

РАЗДЕЛ 1

АНАЛИЗ ПРЕДСТАВЛЕНИЙ О ДЕЙСТВИИ ВЗРЫВА В ТВЕРДОЙ СРЕДЕ. ЗАДАЧИ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЙ

1.1 Общая характеристика современного состояния теории действия взрыва на среду

Управление энергией взрыва при короткозамедленном взрывании (КЗВ) зарядов невозможно без ясного и четкого представления о процессе разрушения горных пород при взрывании одиночного заряда. Поэтому необходимо критически рассмотреть проведенные ранее исследования по действию взрыва с учетом имеющихся достижений в смежных областях науки и на этом основании наметить пути дальнейшего решения проблемы управления дроблением горных пород при многорядном КЗВ зарядов.

Механизм разрушения горных пород взрывом исследовался многими советскими и зарубежными учеными, разработавшими ряд теоретических направлений, которые, исходя из доли участия продуктов детонации и волн напряжений в процессе разрушения, можно разделить на следующие основные группы.

1. Разрушение пород взрывом обусловлено поршневым действием продуктов детонации.

Представители этого направления [30, 31, 32, 33, 16, 51, 47, 100, 107, 108, 15] считают, что динамический удар газов взрыва не производит отрыва породы, а только уменьшает сопротивление разрушению статическим давлением газов.

Согласно основным положениям этого направления разрушение пород взрывом происходит от заряда к свободной поверхности. Основную работу при этом выполняет поршневое действие продуктов детонации, которые разрушают породу и сообщают ей поступательное движение.

Так как рассматриваемое направление не учитывает свойств горных пород и действия волн напряжений, которые возникают в среде при взрыве

заряда, что является его основным недостатком, целесообразно ограничить и область его применения. Эта теория приемлема в большей степени для разрушения слабых горных пород, которые обладают большой поглощающей способностью энергии волн напряжений, в результате чего разрушение под их действием незначительное. С увеличением крепости пород доля участия энергии волн напряжений в процессе разрушения возрастает в связи с уменьшением поглощающих свойств горных пород. Поэтому, выдвинутая гипотеза приемлема только для определенного типа пород, который надо определить.

2. По мере накопления экспериментальных данных была разработана теория действия взрыва, согласно которой разрушение горных пород обусловлено действием волн напряжений.

Ряд исследователей считают, что разрушение любых горных пород происходит за счет действия отраженной волны [88, 85, 86, 87, 139, 132, 134, 90, 91, 102]. Эта точка зрения уточняется в работах [119, 118, 75, 76], где показано, что роль отраженной волны напряжений в процессе разрушения повышается с увеличением крепости пород.

Имеются доводы в пользу падающей волны [34], как основного фактора, разрушающего массив. Другие считают [12], что в производственных условиях отраженные волны не играют решающей роли в процессе разрушения горных пород.

Следует отметить, что выдвинутые гипотезы о механизме разрушения горных пород действием волн напряжений в основном базируются на результатах экспериментальных исследований, полученных в лабораторных условиях. В связи с тем, что физико-механические свойства моделей и горных массивов, а также условия проведения экспериментальных исследований в лабораторных и промышленных условиях, существенно отличаются, выдвинутая гипотеза не всегда подтверждается данными промышленных экспериментов. Кроме того, нет данных о характере формирования и распространения волн напряжений при взрывании

скважинных зарядов в производственных условиях, без которых нельзя сделать окончательных выводов о роли волн напряжений в процессе разрушения различных пород.

Формирование и распространение волн напряжений, кроме физико-механических свойств горных пород, предопределяется формой прилагаемой взрывной нагрузки. Эти факторы до настоящего времени исследованы недостаточно, а поэтому не представляется возможным на научной основе с полным правом судить о роли волн напряжений в процессе разрушения. Хотя можно предполагать, что с уменьшением поглощающих свойств горных пород, доля участия энергии волн напряжений в процессе разрушения возрастает.

Вопросы теории распространения взрывных волн в упругих, пластических и сыпучих средах с глубоким математическим анализом рассмотрены в работах авторов: Г.М. Ляхова, Н.И. Поляковой, К.И. Огурцова, Г.И. Петражена, Е.И. Шемякина и др. [64, 81, 82, 123, 122, 43, 26, 19, 55]. Вдаваться в подробный разбор этих исследований было бы нецелесообразно, поскольку каждое из них посвящено лишь изучению отдельных узких вопросов волновых процессов, и не охватывает комплексного рассмотрения причин, предопределяющих процесс разрушения скальных пород взрывом.

3. Разрушение горных пород взрывом обусловлено совместным действием волн напряжений и давления продуктов детонации.

Представители этого направления, Н.В. Мельников, Ф.А. Баум, Л.И. Барон, В.Н. Родионов и др. [67-74, 13, 14, 8, 9, 10, 97, 95, 96], основываясь на результатах современных средств экспериментального изучения процессов разрушения пород взрывом, пришли к выводу, что разрушение горных пород связано как с действием волн напряжений, так и с давлением газов взрыва.

Однако роль указанных факторов в процессе разрушения зависит от формы взрывного импульса и физико-механических свойств пород, и до

настоящего времени полностью не выяснена, что сдерживает развитие и создание новых методов управления энергией взрыва при многорядном КЗВ зарядов.

В силу отсутствия единого мнения о причинах, вызывающих разрушение, возникают трудности в том, какие факторы следует усилить для повышения эффективности разрушения пород при КЗВ зарядов.

Имеется ряд теоретических и экспериментальных исследований, объясняющих улучшение дробления пород при КЗВ. При этом рассмотрение механизма разрушения пород при КЗВ производится не изолированно от теории взрыва одиночного заряда, а с позиций вышеизложенных общих направлений в теории взрыва. В результате отставания теоретического анализа от запросов производства имели место случаи, когда КЗВ не давало требуемого результата. В большинстве случаев это объясняется тем, что интервал замедлений и сетка скважин были выбраны неправильно.

При КЗВ зарядов происходит наложение процессов, протекающих в породе в момент взрыва и взаимодействие их на разных стадиях развития, которое зависит от величины интервала замедления. В зависимости от величины замедления будет меняться характер взаимодействия и как следствие этого, результаты взрыва. Исследование этих зависимостей представляет основу, на которой должны развиваться методы управления энергией взрыва при КЗВ. Это позволит активно вмешиваться в процесс разрушения пород взрывом и управлять им для получения нужных результатов.

Среди отечественных и зарубежных исследователей нет единого мнения о процессе разрушения горных пород при КЗВ. Сложившиеся представления, в зависимости от использования факторов, определяющих процесс разрушения горных пород при КЗВ, можно свести, в основном, к следующему: взаимодействие процессов, происходящих до разрушения массива и после разрушения.

1. Взаимодействие падающих волн напряжений и квазистатическое напряженное состояние. Для использования указанных факторов интервал замедления должен быть меньше времени образования дополнительной свободной поверхности.

До момента образования свободной поверхности или трещин, массив пребывает в сложном напряженном состоянии. Это состояние вызвано действием динамических и квазистатических напряжений. Динамические напряжения возникают в результате распространения волн напряжений, а квазистатические – поршневого действия продуктов детонации. Изменяя в определенных пределах величину интервала замедления, можно усилить действие того или иного фактора. В результате этого взрыв будет оказывать различное действие на среду.

Необходимо отметить, что при небольших интервалах замедления соизмеримых с действием положительной фазы волны, наблюдается взаимодействие волн напряжений, в результате чего происходит усиление максимальных напряжений и увеличение времени действия падающей волны, что приводит к улучшению качества дробления пород, за счет увеличения плотности потока энергии результирующего импульса распространяющейся волны.

Представитель этого направления Г.П. Покровский [89] считает, что при КЗВ происходит взаимодействие волн напряжений от взрыва соседних зарядов, за счет чего в отдельных местах массива наблюдается усиление напряженного состояния и, соответственно, улучшение дробления. Интервал замедлений при этом рассчитывается по формуле

$$t_3 = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{C_p},$$

где a – расстояние между скважинами;

W – величина ЛНС;

C_p – скорость распространения волны

и для скважинных зарядов составляет 5-10 мсек.

Ф.И. Галаджий и И.В. Бобров [27], исследуя процесс разрушения при КЗВ установили, что при взрывании зарядов с миллисекундным замедлением возникает интерференция волн напряжений. Авторы предлагают для максимального использования энергии взрыва на дробление среды последующие заряды взрывать через промежуток времени, в течение которого колебания породы, вызванные предыдущим взрывом, могли бы усиливаться. Интервал замедления, предлагаемый авторами, составляет 3-5 мсек.

Е.Г. Баранов и Кота [7, 5], исследуя взаимодействие волн напряжений при КЗВ, определили условие максимального их взаимодействия на различных расстояниях от взрывааемых зарядов. Однако авторы не указывают в каких породах целесообразно использовать этот метод.

Н.А. Евстропов [40, 41] предлагает производить расчеты интервалов замедлений, исходя из теории вибрационного разрушения, по формуле

$$t_3 = \frac{2W}{C_p}$$

Рекомендуемая им величина интервала замедления находится в пределах 3-7 мсек.

При увеличении интервала замедления увеличивается доля энергии квазистатической составляющей волны, а энергия от взаимодействия динамических составляющих уменьшается. Так, Н.Л. Росинский [98] считает, что при интервале замедления, превышающем время действия положительной фазы волны, интерференция волн напряжений не наблюдается и заряды действуют как самостоятельные. Однако автор не учитывает, что после прохождения волны до момента трещинообразования в заданной области существует квазистатическое напряженное состояние, вызванное статическим действием продуктов детонации. Поэтому при взрывании зарядов с интервалами замедлений большими времени действия

положительной фазы волны и меньшими времени прихода фронта разрушения в заданную область, волна напряжения от взрыва последующего заряда будет распространяться в квазистатически напряженном массиве.

Г.П. Демидюк, Е.Г. Баранов, У. Лангефорс, Уайт [31, 7, 61, 106] считают, что при КЗВ используется и напряженное состояние разрушенной, но еще не отделившейся среды, в районе действия первого ряда.

С.Х. Иогансон и У. Лангефорс [61] на основе практического опыта рекомендуют интервал замедления определять по формуле

$$t_3 = KW,$$

где $K=3,3\div 6,6$ – эмпирический коэффициент, величина которого с увеличением крепости пород уменьшается.

Величина интервала замедления, определяемая по формулам указанных авторов, находится в пределах 20-30 мсек при взрывании скважинных зарядов.

Произведенные нами численные сопоставления времени действия положительной фазы волн напряжений и применяемых на практике интервалов замедлений показывают, что при существующих на карьерах параметрах буровзрывных работ время действия положительной фазы меньше или равно применяемым интервалам замедлений, т.е. возможно взаимодействие волн напряжений или использование квазистатического напряженного состояния. Однако для определения условий, обеспечивающих максимально возможное взаимодействие энергии волн напряжений, необходимо производить дальнейшие исследования параметров волн напряжений в промышленных условиях. При этом необходимо определить область эффективного использования указанных факторов при КЗВ в зависимости от свойств пород и параметров заряда.

2. Действие отраженных волн от дополнительной свободной поверхности и соударение движущейся горной массы. Использование

указанных факторов возможно при интервалах замедления превышающих время образования дополнительной свободной поверхности.

Согласно этому направлению, улучшение качества дробления массива при КЗВ зарядов достигается за счет образования дополнительных свободных поверхностей при взрыве предыдущих зарядов и за счет дополнительного дробления соударением движущихся масс породы.

При взрывании последующего заряда при КЗВ волна напряжений, достигая вновь образованной свободной поверхности, отражается от нее, трансформируясь в волну растяжения. Отраженная волна, интерферируя с прямой волной, способствует разрушению массива.

Представители этого направления А.Н. Ханукаев, М.Ф. Друкованый, Ф.И. Кучерявый, Ю.В. Гаек, Н.Г. Петров и др. [118, 58, 39, 83, 84] считают, что наиболее эффективной является схема поочередного взрывания зарядов при таком интервале замедлений, который соответствовал бы образованию новых дополнительных обнаженных поверхностей. Как дополнительный фактор дробления они считают соударение движущейся массы пород.

Необходимо отметить, что эффективность отраженной волны повысилась бы, если бы от свободной поверхности отражалась более мощная падающая волна. Этого можно достичь при выборе интервала замедления, исходя из условия максимального взаимодействия падающих на свободную поверхность волн напряжений.

Для определения интервала замедления А.Н. Ханукаев [118] предлагает аналитическое выражение

$$t_3 = t_1 + t_2 + t_3 ,$$

где t_1 – время прохождения волны напряжений от зарядной камеры до свободной поверхности и обратно;

t_2 – время развития трещин от обнаженной поверхности к зарядной камере;

t_3 – время перемещения породы на расстояние 0,8-1,0 см от целика.

Аналогичную формулу для определения интервала замедления предлагают Ф.И. Кучерявый и М.Ф. Друкованый [58].

Рассматриваемая формула недостаточно теоретически и экспериментально обоснована. Это, особенно, относится к определению и обоснованию времени перемещения породы на указанное расстояние.

В конечном итоге авторы рекомендуют интервал замедления для скважинных зарядов 20-30 мсек, а для шпуровых – 15 мсек. Н.Г. Петров предлагает определять интервал замедления, исходя из условия образования дополнительной свободной поверхности, по формуле [84]

$$t_3 = \frac{31,5}{\sqrt[4]{\rho C_p}} W - 6 \sqrt[4]{\rho C_p} + 9,6.$$

Формула установлена эмпирическим путем при взрывании шпуровых зарядов в определенных условиях и поэтому имеет ограниченную область применения.

Н.Л. Росинский, Г.М. Китач, Н. Тайхман, Ханкок [98, 16, 131] и др. считают, что улучшение качества дробления при КЗВ достигается, в основном, за счет соударения движущихся масс породы.

Н.Л. Росинский [98] полагает, что в момент взрывания зарядов второй очереди масса породы от действия взрыва первой очереди находится в состоянии движения на некотором расстоянии от вновь образовавшихся поверхностей обнажения. За счет взрыва зарядов первой очереди в массиве образуется большое число трещин, которые выполняют роль дополнительных свободных поверхностей. При этом масса породы приобретает поступательное движение и подвергается действию взрыва зарядов следующих замедлений. Таким образом, происходит взаимодействие масс породы, что позволяет получить дополнительное дробление и дает возможность управлять движением и смещением взорванной массы.

Г.М. Китач [47] утверждал, что соударение взрываемых масс породы должно происходить в момент наличия в породе максимального внутреннего напряжения, возникающего в результате прохождения волн напряжений от предыдущего взрыва.

Английские исследователи Тайхман и Ханкок [131] полагают, что столкновение породы происходит при ее встречном движении в расширяющемся конце выброса. Столкновение кусков в полете вызывает их дополнительное дробление. Интервал замедления при этом выбирается из учета столкновения максимального количества кусков взорванной горной массы при их наибольших скоростях.

Необходимо отметить, что эффект соударения движущихся масс в настоящий период развития КЗВ рассматривается как неосновной, а дополнительный фактор, способствующий дроблению пород.

На основании проведенного анализа можно заключить, что ни одно из рассмотренных выше направлений в отдельности не может полностью объяснить физическую сущность повышения эффективности использования энергии взрыва при КЗВ зарядов. Это объясняется быстротечностью и сложностью протекания процессов во времени. Кроме того, выдвинутые гипотезы не в состоянии дать полное физическое обоснование картины взаимодействия волн напряжений при КЗВ, а, следовательно, и неудивительным является тот факт, что полученные формулы для определения рациональных интервалов замедления, с целью использования одного и того же фактора, не всегда дают одинаковые значения и зачастую значительно отличаются.

Недостаточно исследована область применения разработанных методов повышения эффективности использования энергии взрыва на дробление среды в зависимости от свойств пород и параметров начального импульса.

Не во всех предлагаемых формулах для определения интервала замедления учитываются параметры заряда, а влияние схем взрывания на интервал замедления вообще не рассматривается.

Учитывая то, что характер распространения волн напряжений и процесс разрушения пород взрывом зависят от физико-механических свойств пород и формы начального импульса, параметров заряда и его удаления от свободной поверхности, можно предположить, что эффективность использования факторов, обуславливающих повышение дробления в зависимости от интервала замедления, будет определять качество дробления.

Используя современные достижения в области регистрации быстропротекающих процессов, в настоящий период представляется возможным фиксировать процесс развития полей напряжений и разрушение сред взрывом. Это позволит более полно раскрыть механизм разрушения горных пород взрывом и на этом основании совершенствовать существующие и разрабатывать новые эффективные методы управления энергией взрыва.

Как заключение необходимо отметить, что, несмотря на противоречивость теоретических взглядов, значительно расширился круг знаний физических основ разрушения пород взрывом. Особенно большой вклад в развитие теории разрушения горных пород взрывом внесли советские ученые. Тем не менее, необходимо настойчиво проводить дальнейшие исследования природы разрушения пород взрывом при одиночном взрывании зарядов и КЗВ серии зарядов, исследовать закономерности распространения и взаимодействия волн напряжений, изучать влияние параметров заряда на конечные результаты взрыва, исследовать изменение напряженного состояния среды во времени и с расстоянием, а также законы развития процесса разрушения.

Знание этих законов и их комплексное применение в целесообразном сочетании позволит наметить пути решения большой и важной задачи – получение горной массы заданной кусковатости при взрывной отбойке.

1.2 Анализ опыта ведения взрывных работ на открытых разработках

При разработке месторождений полезных ископаемых одним из основных процессов, определяющим эффективность всех последующих звеньев технологической цепи, являются буровзрывные работы. Качество взорванной горной массы зависит от применяемых параметров и методов ведения взрывных работ.

До недавнего времени основным методом ведения взрывных работ являлось мгновенное взрывание зарядов при однорядном и двухрядном расположении скважин. Качество дробления горной массы при этом было неудовлетворительное, выход негабарита составлял 10-20%, объем одновременно взрываваемой горной массы не превышал 3000-4000 м³ [65].

Поэтому для обеспечения производительности горно-обогатительных комбинатов требовалось производить до 200 взрывов в год, что приводило к большим потерям времени при производстве взрывов и, следовательно, к убыткам из-за простоев горного оборудования.

Необходимого дробления среды при этом пытались достичь путем максимального рассредоточения зарядов взрывчатого вещества в горном массиве, принимая заниженные значения конструктивных параметров – линии сопротивления по подошве и расстояний между скважинами (4-5м). Однако, практикой отдельных предприятий установлено, что сближение скважин не улучшает, а иногда даже ухудшает дробление пород [58] взрывом.

В начале 50-х годов на открытых разработках при однорядном расположении скважин начали применять КЗВ – последовательно и через скважину в ряду. Дробление породы при этом несколько улучшилось, несколько увеличилось расстояние между скважинами, а, следовательно, возрос выход горной массы с 1 погонного метра скважины, достигли лучшей планировки подошвы уступа и улучшилось оформление откоса уступа. Но количество одновременно взрываваемых объемов горной массы оставалось незначительными, поэтому, этот метод взрывания широкого распространения не получил.

Применение двухрядного расположения скважин с КЗВ рядов также не обеспечило резкого увеличения объема одновременно взрываваемой горной массы и требуемого качества дробления пород.

В связи с этим на железорудном карьере Южного горно-обогатительного комбината (ЮГОК) было применено многорядное КЗВ, которое получило широкое распространение [38, 59, 47, 5, 40, 6, 56, 66, 42].

При многорядном КЗВ, качество дробления породы резко повышается, снижается выход негабарита до 2-3% и ниже, отсутствуют заколы в тыльной части уступа, уменьшается развал породы и улучшается оформление откоса уступа, что значительно улучшает работу экскаваторов.

В результате внедрения многорядного КЗВ появилась возможность увеличить объем единичного массового взрыва на карьере. Это привело к значительному снижению количества взрывов в год, несмотря на постоянное увеличение объемов взрывных работ. Следовательно, снизились простои горного оборудования, связанные с производством массовых взрывов и поэтому уменьшились убытки рудника от простоев оборудования.

Переход к методу взрывания на неподобранный забой привел к значительному увеличению переходящих запасов взорванной горной массы. При этом большая часть этого переходящего запаса составляла подпорную стенку, необходимую для осуществления метода взрывания в зажатой среде. Резкое увеличение объема массового взрыва привело к новой задаче: возникла необходимость определения оптимальной величины объема единичного массового взрыва.

Получившие широкое распространение в первые годы освоения МКЗВ порядные схемы и схемы с продольными и поперечными врубами перестали удовлетворять требованиям, предъявляемым к качеству дробления, развалу горной массы и уменьшению вредных последствий сейсмического воздействия взрыва.

Мгновенное инициирование зарядов в ряду, характерное для порядных схем, приводит к наложению полей напряжений соседних зарядов.

Образованное при этом поле напряжений по линии скважин и изотропные области с зонами пониженных напряжений являются причиной плохого разрушения массива. Особая неравномерность в дроблении массива наблюдается впереди первого ряда скважин. За последним рядом образуются выбросы горной массы на кромку уступа и заколы в массиве, затрудняющие бурение скважин после взрыва. Практически невозможным оказывалось управление развалом горной массы.

Применение продольных и поперечных врубов, несмотря на их преимущества, тоже не везде давало положительные результаты, так как являлось причиной низкого выхода горной массы с 1 м скважины и часто сопровождалось неудовлетворительной проработкой массива на уровне подошвы уступа.

В связи с увеличением объемов взрывных работ порядные схемы на фронтальных блоках значительной протяженности не соответствовали требованиям правил по условиям сейсмической безопасности. Несмотря на определенную последовательность в инициировании рядов зарядов, происходило наложение времени взрывов разновременных взрываемых групп. Заряды последующих рядов начинали детонировать раньше окончания предыдущих, оказывая вредное влияние на устойчивость бортов карьера, сохранность пробуренных скважин, а также на здания и сооружения за пределами опасной зоны.

В Криворожском бассейне впервые были испытаны на ЮГОКе радиальные схемы взрывания. В отличие от порядного взрывания при радиальной схеме создаются благоприятные условия для соударения движущихся масс. Уменьшение сейсмического эффекта достигается за счет разнонаправленности действия радиальных зарядов по кругу и уменьшения величины одновременно взрывающегося взрывчатого вещества (ВВ) в каждой группе.

К недостаткам радиальных схем следует отнести:

а) сложность схемы соединения зарядов и ограниченность количества взрываемых рядов, требующих разбивки блока на секции, а секций – на группы с соблюдением порядка взрывания по концентрическим полуокружностям;

б) отсутствие постоянного количества ВВ в скважинах различных групп, что затрудняет заряжание скважин и требует особого расчета;

в) большая высота развала взорванной горной массы;

г) большой разрыв по времени между инициированием врубовых скважин и крайних зарядов последней группы, расположенных на одной линии с врубом, при небольшом расстоянии между ними;

д) эффективность применения ограничена условиями определенной конфигурации забоя (вогнутость в сторону массива).

На ЮГОКе начали применять также секционные схемы КЗВ, благодаря чему появилась возможность в 2 раза снизить сейсмический эффект и увеличить в 1,5-2 раза количество одновременно взрываемого ВВ. Суть новых схем заключалась в увеличении числа ступеней замедлений и очередности взрывания групп равномерно распределенных зарядов. Однако при этих схемах взрывания увеличивалось число подбоев смежных скважин в соседних секциях, что резко снижало качество взрывных работ, указанные недостатки присущи и диагональным схемам взрывания [114].

При ведении взрывных работ величина замедлений между рядами скважин для различных пород принималась в пределах 20-70 мсек, причем, для крепких пород интервал замедлений принимался в пределах 20-35 мсек, а для пород средней крепости и слабых – 50-70 мсек. Опыты по взрыванию с интервалом замедлений в 10-15 мсек и менее были очень немногочисленны, и поэтому достоверных выводов по эффективности их применения не было сделано. К тому же, при применении интервалов замедлений только между рядами скважин происходит усиление напряженности массива по линии скважин, вызывающее местное переизмельчение породы вблизи стенок скважин и быстрый отрыв массива в границах воронки разрушения по линии

зарядов. А в отдельных местах, особенно впереди первого ряда скважин, образуются зоны пониженных (затухающих) напряжений, где массив плохо разрушается. В этом случае энергия расходуется больше на выброс породы и местное ее переизмельчение, чем на равномерное дробление.

Таким образом, мгновенное взрывание смежных скважин в рядах (группах), что наблюдается во всех схемах взрывания, применяемых на карьерах, не обеспечивает благоприятного взаимодействия полей напряжений при взрывании смежных зарядов, что понижает КПД взрыва. Это приводит к неравномерности дробления горной массы и образованию плохо взорванных зон наряду с хорошим дроблением отдельных участков.

Опыты по использованию многократного взаимодействия полей напряжений, образование которых возможно при осуществлении замедлений как между рядами скважин, так и между смежными зарядами в рядах, не проводились. Все это вызывает необходимость разработки новых способов КЗВ, исключающих мгновенность течения взрыва смежных зарядов во взрываемых рядах, с использованием многократной напряженности массива, вызываемой замедлением как между рядами, так и между скважинами в рядах.

Качество взрывных работ в значительной мере зависит также от применяемых параметров взрывных работ и конструкции заряда. На карьерах в большинстве случаев применяются сплошные колонковые заряды, конструкция которых не всегда является рациональной, так как не обеспечивает равномерного дробления пород взрывом.

С целью улучшения дробления горных пород взрывом, академиком Н.В. Мельниковым и доктором технических наук Л.Н. Марченко разработана конструкция заряда с воздушными промежутками. В ее основу заложена возможность более полного использования энергии взрыва путем перераспределения энергии ВВ за счет применения воздушных промежутков.

Как показала практика ведения взрывных работ, конструкция заряда с воздушными промежутками обеспечивает интенсивное дробление горной

массы, а применение укороченной забойки резко снижает затраты на ее производство.

Параметры взрывных работ при многорядном КЗВ устанавливались в основном в процессе промышленного внедрения МКЗВ и являются далеко несовершенными.

Разнообразие свойств горных пород, имеющих в карьере, приводит к необходимости применять разные параметры буровзрывных работ для различных условий взрывания. В связи с этим на карьерах применяется классификация горных пород по взрываемости (табл. 1.1). В соответствии с составленной классификацией горных пород разработаны параметры буровзрывных работ, которые приведены в табл. 1.2. Соответствующая схема расположения скважин приведена на рис. 1.1.

Одним из наиболее важных параметров, влияющих на качество взрыва, является диаметр скважин. Увеличение диаметра скважин позволяет уменьшать перебур и увеличивать сетку расположения скважин. Так, на карьере ЮГОКа при удельном расходе ВВ равном $0,75 \text{ кг/м}^3$ с увеличением диаметра котлового расширения от 180 до 440 мм перебур скважин уменьшается с 3,5 до 0,8 м, расстояние между рядами скважин увеличивается до 9,5 м. Линия сопротивления по подошве при максимальном диаметре котлового расширения также возрастает до 13 м.

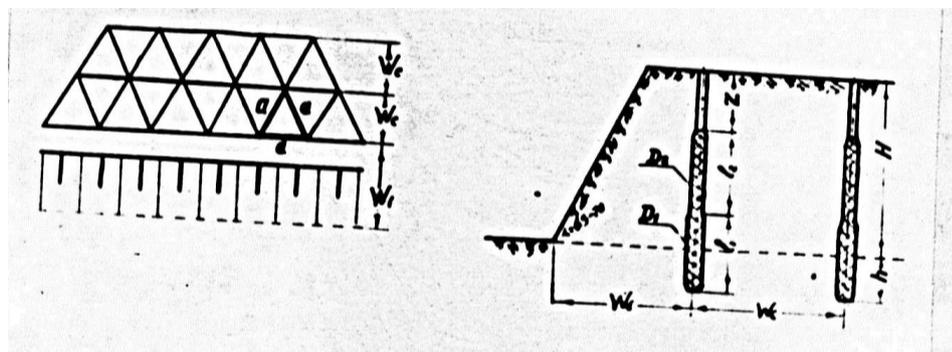


Рисунок 1.1– Схема расположения скважин при огневом бурении

В соответствии с изменением сетки скважин изменяется и выход горной массы с погонного метра скважины от 20,3 м³/пог. м при минимальном диаметре до 91 м³/пог. м при максимальном диаметре котлового расширения. Однако анализ гранулометрического состава горной массы, произведенный при различных диаметрах котловых расширений, показывает, что увеличение диаметра ухудшает качество взорванной горной массы. При этом размер среднего куска почти не изменяется. Это связано с тем, что одновременно с увеличением выхода мелких фракций увеличивается и выход крупных фракций. Выход же средних фракций снижается, что отрицательно сказывается на качестве взорванной горной массы. Этот фактор несколько снижает эффективность применения скважин увеличенного диаметра. Следовательно, вопрос установления рационального диаметра скважин и его взаимосвязи с параметрами сетки скважин требует дальнейшей разработки.

Таблица 1.1 – Классификация пород по взрываемости на карьере ЮГОКа

| Наименование пород | Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодьяконова | Категория по взрываемости пород | Объёмный вес, т/м ³ | Коэффициент трещиноватости |
|---|---|---------------------------------|--------------------------------|----------------------------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| Выветрелые сильно трещиноватые, кварцево-хлоритовые и кварцево-амфиболовые сланцы выщелоченные, сильно трещиноватые мартитовые и лимонито-мартитовые роговики | 6-9 | I легко-взрываемые | 3,0 | 1,25-1,80 |
| Затронутые выветриванием трещиноватые магнетито-карбонатно-силикатные роговики и кварцево-хлоритовые сланцы, а также трещиноватые, частично выщелоченные мартитовые и лимонито-мартитовые роговики | 10-11 | II средне-взрываемые | 3,2 | 1,20-1,25 |
| Карбонатно-магнетитовые роговики сильно трещиноватые, трещиноватые мартито-магнетитовые и мартитовые роговики. Слаботрещиноватые магнетито-карбонатно-силикатные роговики, переслаивание безрудного роговика со сланцем (сланцевые прослой до 50) | 12-15 | III средне-взрываемые | 3,3 | 1,15-1,20 |
| Магнетитовые, гематито-магнетитовые и карбонатно-магнетитовые роговики плотные, слаботрещиноватые, мартито-магнетитовые и мартитовые роговики весьма плотные, слаботрещиноватые | 16-20 | IV трудно-взрываемые | 3,4 | 1,12-1,15 |
| Исключительно крепкие, магнетитовые и гематито-магнетитовые роговики тонко и неяснополосчатые, монолитные, нетрещиноватые | 20-30 | V очень трудно-взрываемые | 3,4 | 1,10-1,12 |

Таблица 1.2 – Параметры буровзрывных работ при огневом бурении скважин на руднике ЮГОКа (для руд и пород IV-V категории взрываемости по местной шкале, высота уступа 15м)

| Показатели | Перебур | | | | | | | | | | | | | |
|---|---|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| | Глубина скважин, м | | | | | | | | | | | | | |
| | 3,5 | 3,5 | 3,5 | 3,5 | 3,5 | 3,2 | 2,8 | 1,8 | 1,5 | 1,5 | 1,5 | 1,0 | 1,0 | 0,8 |
| | 18,5 | 18,5 | 18,5 | 18,5 | 18,5 | 18,2 | 17,8 | 16,8 | 16,5 | 16,5 | 16,5 | 16,0 | 16,0 | 15,8 |
| Диаметр (D, мм) и длина частей (l, м) заряда в скважине (снизу вверх): | | | | | | | | | | | | | | |
| D_1 | 180 | 200 | 220 | 240 | 260 | 280 | 300 | 320 | 340 | 360 | 380 | 400 | 420 | 440 |
| l_1 | 14 | 13 | 13 | 13 | 12,5 | 12,2 | 11,3 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 |
| D_2 | - | - | - | - | - | - | - | 300 | 300 | 300 | 300 | 300 | 300 | 300 |
| l_2 | - | - | - | - | - | - | - | 5,3 | 5,0 | 5,0 | 5,0 | 4,5 | 4,5 | 4,3 |
| Общая длина заряда, м | 14 | 13 | 13 | 13 | 12,5 | 12,2 | 11,3 | 10,8 | 10,5 | 10,5 | 10,5 | 10,0 | 10,0 | 9,8 |
| Длина забойки, м | 4,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 5,5 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 | 6,0 |
| ЛСПП, м | Станками СБО скважины первого ряда не обуреваются | | | | 11,0 | 11,5 | 11,5 | 11,5 | 11,5 | 12,0 | 12,0 | 12,0 | 12,5 | 13,0 |
| РМС, м | 5,0 | 5,5 | 6,0 | 6,5 | 6,5 | 7,0 | 7,5 | 7,5 | 8,0 | 8,0 | 8,5 | 9,0 | 9,0 | 9,0 |
| РМР, м | 5,0 | 5,5 | 6,0 | 6,5 | 8,0 | 8,5 | 8,5 | 8,5 | 8,5 | 9,0 | 9,0 | 9,0 | 9,5 | 9,5 |
| Удельный расход ВВ при трёхрядном взрывании, кг/м ³ | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 | 0,75 |
| Расход скважины на 1000 м породы при трёхрядном взрывании, м | - | | - | - | 21,0 | 18,8 | 16,1 | 15,7 | 14,5 | 13,9 | 12,5 | 11,8 | 11,8 | 11,0 |
| Выход горной массы с I пог. м скважины при трёхрядном взрывании, м ³ | 20,3 | 24,5 | 29,2 | 34,2 | 47,5 | 54,5 | 62,0 | 63,5 | 69,0 | 73,0 | 80,0 | 84,5 | 88,5 | 91,0 |

При выборе расстояния между скважинами учитываются особенности пород; чем слабее породы, тем больше расстояние между скважинами может быть принято. С увеличением крепости пород расстояние между скважинами закономерно уменьшается. В процессе совершенствования взрывных работ на карьерах сетка расположения скважин расширилась с 4-5 до 8-9 м, а принимаемые интервалы замедлений за этот период не изменились.

Из анализа опыта ведения взрывных работ следует, что применяемые интервалы замедлений практически не зависят от принятых параметров буровзрывных работ и от свойств горных пород. Однако, как выше указывалось, величина интервала замедления оказывает существенное влияние на результаты взрыва. Следовательно, необходима методика определения интервалов замедления в зависимости от физико-механических свойств горных пород и параметров буровзрывных работ, позволяющая обоснованно принимать величины интервалов замедлений в различных условиях. Кроме того, интервалы замедлений принимались также без учёта параметров волн напряжений, которые зависят от типа применяемого взрывчатого вещества и диаметра заряда, конструкции заряда и т.д. Этот вопрос также требует дополнительных исследований.

Удельный расход ВВ оказывает существенное влияние на качество взрывных работ. Применение взрывания в зажатой среде и многорядного КЗВ повлекло за собой увеличение удельного расхода ВВ. Например, на карьере ЮГОКа удельный расход ВВ возрос с $0,47 \text{ кг/м}^3$ до $0,72 \text{ кг/м}^3$. В то же время выход негабарита соответственно снизился с 2,5% до 0,06%. Улучшение качества дробления пород полностью компенсировало дополнительные затраты на ВВ. Однако необходимо дальнейшее улучшение качества дробления взорванной горной массы для получения дробленной руды заданного гранулометрического состава. Решение этой задачи сдерживается недостаточной изученностью физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом.

В последние годы в отечественной практике применяют взрывание массива горных пород на высоту двух и более уступов с последующей отгрузкой горной массы на каждом горизонте [48, 49, 3, 116, 79, 37].

Технологическая схема нового метода сводится к обурированию, заряданию и взрыванию массива сразу на высоту двух и более уступов, в то время, как выемку взорванной горной массы осуществляют поуступно. Число подуступов при этом определяется из условия достижения максимальной производительности и безопасной работы погрузочно-транспортного оборудования, которое на промежуточных горизонтах располагается на взорванной горной массе.

Использование методов ведения буровзрывных работ с применением высоких уступов приводит к необходимости бурить глубокие скважины и, следовательно, увеличивать длину заряда. В связи с этим возникает задача определения рационального соотношения между длиной заряда и расстоянием между глубокими скважинами, которая ещё не имеет физического обоснования, а имеющиеся экспериментальные данные недостаточны для определения рациональных параметров буровзрывных работ при взрывании высоких уступов.

С целью выбора параметров буровзрывных работ при взрывании высоких уступов на карьерах производились промышленно-экспериментальные взрывы. Первые промышленные взрывы высоких уступов были проведены на карьерах ЦГОКа и ЮГОКа.

На карьере ЦГОКа ширина рабочих площадок в этот период не удовлетворяла условиям нормальной работы бурового и погрузочно-транспортного оборудования. Сдерживались темпы выемки горной массы и не обеспечивалось развитие карьеров в глубину. Эта проблема была успешно разрешена с применением взрывания высоких уступов. Впоследствии этот метод был перенесён на Ингулецкий горно-обогатительный комбинат и другие карьеры. Как показал опыт ведения взрывных работ эффективность

применения высоких уступов в значительной степени зависит от параметров взрывных работ и горногеологических условий взрывания высоких уступов.

На карьере ЦГОКа по новой технологии взрывали окисленные роговики крепостью $f=10-14$, сланцы крепостью $f=6-12$ и карбонатизированные роговики с $f=12-16$. Эти породы в разной степени выщелоченные, частично выветренные и сильно трещиноватые. В качестве ВВ применяли зерногранулит 80/20 и реже зерногранулит 50/50. Взрывание короткозамедленное. Схема коммутации взрывной сетки – порядная, применяемые интервалы замедления находятся в пределах 35-50 мсек. Для наглядного сравнения основных показателей взрывных работ в табл. 1.3 приведены результаты наиболее характерных массовых взрывов, произведённых на высоту одного и двух уступов. Анализ этих данных показывает, что на карьере ЦГОКа с переходом на взрывание сдвоенных уступов сетка скважин, перебур и удельный расход ВВ практически не изменились, выход горной массы с 1 пог. м скважины увеличился за счёт уменьшения доли перебура в общей длине скважины на 10-13%, а также удельный расход детонирующего шнура уменьшился на 20-30%. Приведенный ниже гранулометрический состав взорванной массы сланца крепостью $f=6-12$, измеренный по максимальному размеру куска, характеризует увеличение степени дробления при взрывании высоких уступов. Например, выход фракции до 400 мм в этих условиях увеличивается на 10,6%.

| Метод взрывания | Выход фракции, % | | | | | |
|-----------------|------------------|---------------|---------------|---------------|----------------|------------|
| | 0-200 мм | 201-400 мм | 401-600 мм | 601-800 мм | 801-1000 мм | 1000 мм |
| Один уступ | 76,9 | 10,2 | 6,1 | 4,4 | 2,1 | 0,1 |
| Два уступа | 81,4 | 11,3 | 4,1 | 2,7 | 0,5 | - |

Таблица 1.3–Средние показатели характерных взрывов на высоту одного и двух уступов на карьерах ЦГОКа и ЮГОКа

| Типы пород | Отметки горизонтов, м | Высота уступа, м | Перебур, м | Расстояние между скважинами в ряду, м | Расстояние между рядами скважин, м | Количество рядов, шт. | Объём взорванной горной массы, тыс.м ³ | Удельный расход | | Выход горной массы с одного погонного метра скважины, м ³ |
|---|-----------------------|------------------|------------|---------------------------------------|------------------------------------|-----------------------|---|-----------------------|----------------------|--|
| | | | | | | | | ВВ, кг/м ³ | ДШ, м/м ³ | |
| Сланцы, <i>f</i> = 6-12 | +25 +10 -5 | 14,5 | 3,0 | 8,7 | 8,0 | 4 | 340 | 0,55 | 0,049 | 52,2 |
| | +55 +40 +10 | 28,0 | 3,1 | 8,9 | 8,0 | 4 | 630 | 0,56 | 0,039 | 63,8 |
| Окисленные роговики, <i>f</i> = 10-14 | +65 +55 +25 | 13,9 | 2,8 | 8,6 | 8,0 | 4 | 250 | 0,59 | 0,054 | 57,8 |
| | +40 +10 | 30,1 | 3,1 | 8,3 | 8,0 | 4 | 320 | 0,63 | 0,040 | 51,2 |
| Неокисленные роговики, <i>f</i> = 12-16 | -20 -35 | 15,4 | 3,2 | 8,5 | 8,0 | 3 | 120 | 0,70 | 0,050 | 56,1 |
| | +40 +25 -5 | 29,7 | 3,2 | 8,6 | 7,7 | 4 | 230 | 0,72 | 0,043 | 60,6 |
| Окисленные роговики, <i>f</i> = 9-13 | +50 | 11 | 3 | 8,6 | 7,5 | 4 | 147,7 | 0,66 | 0,054 | 50,6 |
| | +40 | 21 | 3,1 | 8,5 | 7,5 | 4 | 173,4 | 0,72 | 0,049 | 56,3 |
| Полуокисленные роговики, <i>f</i> = 13-17 | +40 | 11 | 3 | 8,2 | 7 | 4 | 196,8 | 0,70 | 0,072 | 49,2 |
| | +40 | 25 | 3,3 | 8 | 7,1 | 4 | 213,4 | 0,75 | 0,062 | 54,4 |
| Карбонатно-магнетитовые роговики, <i>f</i> = 14-18 | ±0 | 15 | 3 | 7,7 | 7,5 | 5 | 166,0 | 0,65 | 0,054 | 57,0 |
| | -30 | 30,5 | 4,5 | 7,4 | 7,8 | 9 | 103,5 | 0,96 | 0,193 | 53,8 |

На ЮГОКе взрывание высоких уступов производили в породах, представленных гематито-мартиновыми и мартино-магнетитовыми роговиками и частично сланцами. Различная крепость пород по высоте уступа и обводненность в нижней части скважин обусловили применение комбинированных по мощности зарядов ВВ.

Анализ показателей характерных взрывов показывает, что при взрывании таким методом окисленных, полуокисленных и неокисленных роговиков крепостью $f= 9-17$ по шкале проф. М.М. Протодяконова, сетку скважин и перебур принимают такие же, удельный расход ВВ на 7-8% выше, чем при поуступном взрывании, удельный расход детонирующего шнура сокращается на 10-16%, выход горной массы с одного пог. м. скважины увеличивается на 10-11%.

Таким образом, опыт работы карьеров горнообогатительных комбинатов показывает эффективность применения высоких уступов при взрывании пород средней и ниже средней крепости. Как правило, в этих условиях на 10-13% увеличивается выход горной массы с пог. м скважины, снижается удельный расход бурения, на 15-25% сокращается расход детонирующего шнура и улучшается степень дробления горной массы. Если же учесть возможность применения поточной технологии, то взрывание высоких уступов становится одной из основных проблем совершенствования буровзрывных работ в крепких и весьма крепких породах.

Наряду с применением высоких уступов для отбойки руд и пород средней и ниже средней крепости на всех карьерах Кривбасса были произведены экспериментальные промышленные взрывы на высоту двух и трёх уступов в крепких и весьма крепких породах. Так, например, на карьере СевГОКа было проведено три массовых взрыва сдвоенных уступов в трудновзрываемых породах крепостью $f= 10-16$. Глубина скважин составила 30-32 м, сетка – 7х8 м. В результате взрывов хорошо разрушенной оказалась только верхняя часть уступа, а нижняя была слабо разрушенной и с трудом поддавалась экскавации. Кроме того, между скважинами образовались

целики высотой 7-9 м, которые не поддавались разработке экскаватором. Это вызвало необходимость в повторном обурировании и взрывании нижней части уступа, что представило большие трудности.

Ухудшение качества взрыва и проработки подошвы при взрывании сдвоенных уступов в крепких породах в зажатой среде имело место и на других карьерах [49, 116].

Значительное увеличение высоты взрываемого уступа (48 м) в крепких и средней крепости породах также не дало положительных результатов. Примером тому являются промышленно-экспериментальные взрывы на карьерах ЦГОКа. Анализ трёх взрывов в породах крепостью $f=16-20$ показал, что верхние два уступа имели хорошее дробление, порода нижнего третьего уступа была слабо разрушена, что вызвало необходимость перебуриуть этот участок и взрывать вторично.

Проверка рассматриваемого метода ведения буровзрывных работ и на других карьерах Кривбасса в крепких и весьма крепких монолитных породах подтвердила факт завышения подошвы уступа, ухудшение качества дробления породы нижнего подустапа и увеличение выхода негабарита.

Непрерывное совершенствование методов ведения буровзрывных работ на карьерах на протяжении многих лет привело к значительному улучшению качества дробления взорванной горной массы. Улучшение качества дробления позволило значительно повысить производительность погрузочно-транспортного оборудования в карьере.

Снижение промышленного выхода негабарита от 15-20% до 1-3% в условиях ГОКа Кривбасса обеспечило повышение производительности всего экскаваторного парка на 30-35%. При хорошо раздробленной горной массе, экскаватор ЭКГ-4 в течение часа загружает 9-10 думпкара. При наличии 15-20% негабарита время загрузки увеличивается в 1,2-2 раза, что приводит к увеличению времени простоя транспортных средств.

Аналогично совершенствование буровзрывных работ на руднике им. С.М. Кирова комбината «Апатит» привело к снижению выхода

негабарита в два раза, способствовало увеличению на 3% коэффициента наполнения ковша и сокращению времени черпания на 15%. В итоге производительность экскаваторов увеличилась на 23-25% [44].

Интенсивно и равномерно раздробленная взрывом горная масса обеспечивает на 15-25% повышение производительности дробилок первичного дробления и способствует увеличению стойкости брони дробилок. Так, на фабрике ЮГОКа стойкость брони в дробилках первичного дробления за счёт уменьшения кусковатости возросла с 700 до 1200 тыс. тонн, т.е. на 72%.

Однако, в настоящее время, применение современных способов бурения, методов взрывания и соответствующей технологии открытых горных работ обуславливает определенную стабилизацию параметров БВР и технико-экономических показателей добычи.

Практикой передовых отечественных и зарубежных карьеров доказана несостоятельность мнения, что улучшение дробления горной массы взрывом требует обязательного повышения стоимости буровзрывных работ. В настоящее время представляется возможным повысить качество дробления горных пород взрывом за счёт управления энергией взрыва без дополнительных затрат на буровзрывные работы.

Из анализа приведенных практических данных о влиянии качества дробления горной массы на производительность и ритмичность работы погрузочного, транспортного и дробильного оборудования, видна важность и необходимость изыскания методов получения интенсивного и равномерного дробления скальных массивов при взрывной отбойке, что достигается дальнейшим совершенствованием параметров буровзрывных работ, методов их ведения и схем многорядного КЗВ зарядов.

Как следует из проведенного анализа, применяемые на горных предприятиях методы взрывания и параметры буровзрывных работ во многих случаях являются несовершенными. Это приводит к низкому выходу

горной массы с 1 пог. м скважины и значительной неравномерности дробления.

До последнего времени не выработано единого мнения о том, какие диаметры зарядов в технологическом и экономическом отношении являются более эффективными в разнообразных условиях открытых горных работ; имеющиеся доводы, зачастую выражают диаметрально противоположные точки зрения [38, 59, 119].

Установление энергетических характеристик действия зарядов различных диаметров и длины является задачей большой сложности и трудоёмкости. Её решение обеспечит один из путей физически обоснованного подхода к управлению энергией взрыва для максимального её использования.

Для обеспечения равномерного и достаточно мелкого дробления пород взрывом необходимо решить проблему управления энергией взрыва при многорядном КЗВ, которое в настоящий период является основным методом ведения взрывных работ, благодаря присущим ему достоинствам и перспективности перед другими методами.

В связи с этим возникает настоятельная необходимость в выполнении научных исследований по теоретическому и технико-экономическому обоснованию оптимальных параметров при ведении взрывных работ методом многорядного КЗВ. Этому должно предшествовать исследование физической сущности механизма разрушения пород, обладающих различными физико-механическими свойствами, влияния параметров заряда, их расположения и последовательности взрывания на протекание процесса и конечные результаты взрыва, что послужит основанием для изыскания путей повышения эффективности многорядного КЗВ.

1.3 Обоснование основных задач и методов их решения

В общем комплексе разработки месторождений полезных ископаемых буровзрывные работы являются начальным звеном всего технологического цикла, поэтому от качества подготовки горной массы взрывом зависит

эффективность всех последующих процессов добычи и переработки сырья. Решение проблемы регулирования дробления горных пород энергией взрыва позволит не только повысить технико-экономические показатели на современном этапе, но и создать условия для коренного изменения технологии добычи полезных ископаемых за счёт внедрения машин непрерывного действия, использование которых повысит производительность труда в 1,5-2 раза.

В связи с этим решение проблемы регулирования дробления горной массы взрывом является важной и актуальной народно-хозяйственной задачей.

Решение указанной проблемы возможно осуществить за счёт дальнейшего совершенствования инженерных методов расчёта параметров буровзрывных работ и разработки новых эффективных методов многорядного КЗВ, которое является основным способом ведения взрывных работ на передовых горнодобывающих предприятиях.

Для установления рациональных параметров буровзрывных работ необходимо всесторонне и глубоко изучить влияние параметров заряда на конечные результаты взрыва, что не освещено достаточно полно в технической литературе и не имеет научной увязки со свойствами пород, а существующие инженерные рекомендации не всегда удачны и порой даже противоречивы.

Недостаточно полно изучен процесс формирования поля напряжений с учётом физико-механических свойств горных пород и параметров начального импульса, что необходимо для совершенствования на научной основе существующих и разработки новых более эффективных методов управления энергией взрыва при КЗВ зарядов.

Поэтому целью дальнейших исследований является создание на научной основе новых методов управления энергией взрыва при КЗВ зарядов, позволяющих максимально использовать энергию взрыва на дробление горных пород и обеспечить получение кусковатости взорванной

горной массы, удовлетворяющей требованиям применения циклично-поточной технологии разработки месторождений полезных ископаемых.

Детальный анализ результатов исследований в области разрушения горных пород взрывом, многолетнего опыта ведения взрывных работ на передовых горнодобывающих предприятиях страны, а также тенденций развития в смежных областях горной науки привели к выводу, что для достижения указанной цели необходимо решить следующий комплекс основных физико-технических вопросов.

1. Исследовать основные закономерности процесса разрушения твердых сред взрывом и дать физико-техническое обоснование влияния свойств среды, параметров заряда и его расположения относительно свободной поверхности на конечные результаты взрыва.

2. Исследовать и дать физико-техническое обоснование влияния параметров взрывного импульса и свойств пород на процесс формирования и распространения поля напряжений.

3. На основании физических представлений о действии взрыва на среду разработать эффективные методы управления распределением энергии взрыва при многорядном КЗВ зарядов с целью максимального использования энергии взрыва на дробление пород, дать в итоге методику инженерного расчёта его основных параметров.

4. Оценить границы эффективного применения разработанных методов управления энергией взрыва в условиях разработки карьеров.

Поставленные задачи определили и методы исследований, основным из которых являлся метод комплексных экспериментов в лабораторных и промышленных условиях с использованием современных регистрирующих средств быстропротекающих процессов взрыва, метод теоретического анализа физико-технических аспектов задачи. При решении отдельных вопросов был использован метод технико-экономического анализа.

Теоретический анализ был использован в основном для выяснения некоторых закономерностей разрушения твёрдых сред взрывом и получения

качественной картины процессов формирования поля напряжений в породах с различными свойствами, в зависимости от параметров взрывного импульса.

Экспериментальными исследованиями проверялась правильность выдвинутых гипотез и осуществлялось получение исходных данных для разработки инженерных методов регулирования дробления горных пород при многорядном КЗВ.

Экспериментальные исследования физической сущности действия взрыва на среду проводились:

а). с привлечением методов моделирования и скоростной фоторегистрации процессов;

б). с применением методов осциллографирования параметров волн напряжений и процесса разрушения среды в полупромышленных и промышленных условиях.

Для исследования эффективности разработанных методов регулирования дробления горных пород энергией взрыва основным являлся метод промышленного эксперимента.

Обработка результатов экспериментальных исследований, выполненных как в производственных, так и в лабораторных условиях, осуществлялась методами теории вероятностей и математической статистики.

Завершением работы явилась практическая проверка при внедрении разработанных рекомендаций и их технико-экономическая оценка.

РАЗДЕЛ 2

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД КАРЬЕРОВ КРИВБАССА

Горная наука накопила огромный опыт в изучении свойств горных пород. И, тем не менее, как это ни кажется парадоксальным, дальнейшему развитию горной науки и производства препятствует слабая изученность свойств горных пород [9, 93]. Поэтому, для решения проблемы регулирования качества дробления пород взрывом в первую очередь

необходимо провести детальные исследования прочностных, упругих и поглощающих свойств горных пород.

Знание свойств горных пород необходимо при определении параметров взрывных работ, обеспечивающих требуемое качество дробления. Свойства пород требуется учитывать при определении интервалов замедлений для многорядного КЗВ и установлении параметров заряда, обеспечивающих наиболее полное использование энергии взрыва.

Взрыв в горной породе в значительной степени определяется теми свойствами, которые определяют законы распространения в породе ударных волн и величины диссипативных потерь их энергии. К характеристикам этих свойств относятся модуль упругости, коэффициент Пуассона, скорость распространения и коэффициент поглощения амплитуды волны напряжения.

Существует несколько теоретических направлений, объясняющих природу диссипативных потерь, происходящих при распространении волн, вследствие неидеальности твердых тел [93, 17, 62]. Ландау, Лифшиц, Берман и др. дают аналитические зависимости для определения коэффициента поглощения упругой волны.

Однако, эксперименты, проведенные Л.И. Силаевой [104] и др. показывают несовпадение экспериментальных значений коэффициента поглощения с теоретическими. Особенно заметно расхождение, проявляемое в поликристаллических телах, которыми являются многие горные породы. Расхождения количественного соответствия между теоретическими и экспериментальными данными могут быть объяснены тем, что не все существенные факторы учитываются.

Учитывая многообразие факторов, влияющих на коэффициент поглощения упругих волн в горных породах, а также сложность исследования каждого фактора, коэффициент поглощения для горных пород необходимо определять экспериментальным путем. При этом все факторы, влияющие на его величину, будут учитываться в обобщенном виде (интегрально).

В связи с тем, что до настоящего времени влияние упругих констант горных пород Криворожского железорудного бассейна и коэффициента поглощения на распределение энергии волн исследовано недостаточно, в данном разделе уделено внимание этим вопросам.

2.1 Упругие и прочностные свойства горных пород

Из свойств горных пород экспериментально определяли упругие константы, предел прочности одноосному сжатию и коэффициент поглощения.

Упругие константы и коэффициент поглощения упругих волн в образцах горных пород определяли импульсным ультразвуковым методом, который основан на измерении скоростей распространения упругих волн и величины отклонения их амплитуды на экране прибора. Исследования производили на импульсном ультразвуковом сейсмокопе типа УЗС-2, ультразвуковом бетонокопе УКБ-1 и приборе типа Р5-1А. Общий вид прибора УКБ-1 показан на рис. 2.1.

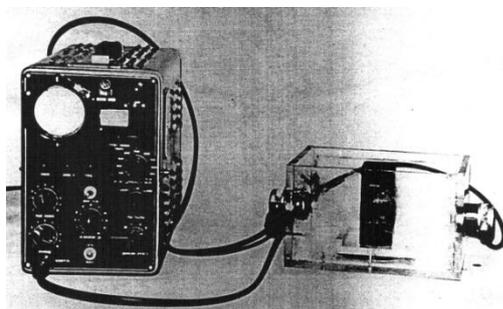


Рисунок 2.1 – Общий вид прибора УКБ-1

Принцип действия всех этих приборов одинаков. Генератор зондирующих импульсов вырабатывает короткие электрические импульсы, которые подаются на пьезоэлектрические кристаллы и заставляют их совершать механические колебания. Частота собственных колебаний кристалла зависит от его геометрических размеров. Передающие излучателем исследуемому образцу ультразвуковые колебания в виде кратковременных импульсов продолжительностью 3-5 периодов колебаний

кристалла распространяются вдоль исследуемого образца. Прием колебаний осуществляется пьезоприемником, идентичным пьезодатчику. Приемник преобразует механические колебания в электролитические, которые усиливаются усилителем, а затем подаются на вертикально отклоняющиеся пластины электронно-лучевой трубки. Одновременно с излучением запускается генератор ждущей развертки, который заставляет луч перемещаться по экрану с известной скоростью. В результате на экране прибора возникает развернутая во времени кривая колебаний, прошедших через исследуемый образец. Полученную картину на экране можно наблюдать визуально или фотографировать. Более полное представление о работе прибора Р5-1А дает его блок-схема, показанная на рис. 2.2.

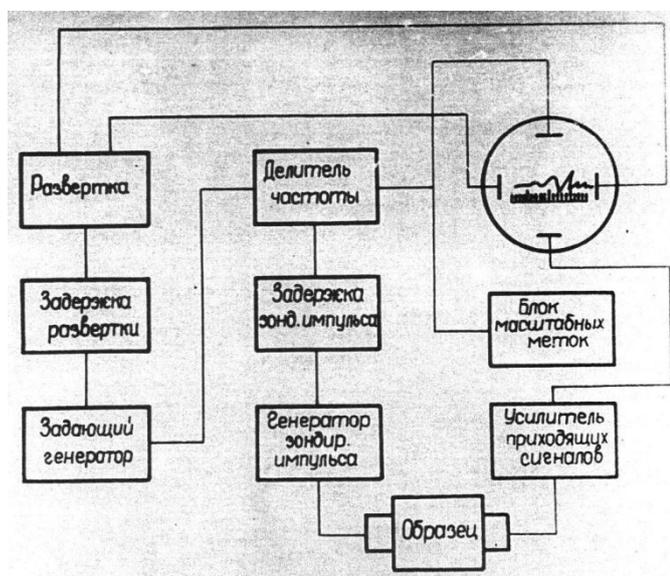


Рисунок 2.2 – Блок-схема прибора Р5-1А

Исследованию подлежали образцы горных пород длиной 60-150 мм, изготовленные из кернов геологоразведочных скважин диаметром 60-80 мм и кусков отбитой руды, а также стержни сечением 8x8 мм и длиной 110-120 мм, вырезанные из этих же образцов.

Для получения надежных результатов измерений соотношения между геометрическими размерами образцов и длиной возбуждаемой в них продольной волны должны удовлетворять неравенствам:

для образца

$$\frac{\lambda'}{d_0} \leq 1; \quad \frac{l_0}{\lambda'} \geq 5;$$

для стержня

$$\frac{\lambda'}{d_{CT}} \gg 1; \quad \frac{l_{CT}}{d_{CT}} \geq 10 - 15;$$

где λ' – длина волны ультразвуковых колебаний;

d_0 – радиус основания образца;

l_0 – высота исследуемого образца;

d_{CT} – радиус стержня;

l_{CT} – длина стержня.

Исследования образцов проводились на частоте $f=1,8$ МГц, стержней – $f=75$ кГц.

Длина волны определялась по выражению:

$$\lambda' = \frac{C_p}{f};$$

где f – частота колебаний;

C_p – скорость распространения продольной волны в массиве.

Упругие постоянные горных пород определяли двумя методами – методом прозвучивания стержня и методом преломления продольной падающей волны.

Величину скорости распространения упругих колебаний в образце горной породы определяли по формуле:

$$C_p = \frac{l}{t} \cdot 10^3, \quad 2.1$$

где C_p – скорость распространения звука в образце горной породы, м/с;

l – длина образца горной породы, мм;

t – время прохождения ультразвуковых колебаний в образце горной породы, мсек.

Используя метод распространения продольных волн в массиве и стержне, упругие постоянные горных пород и руд определяли по известным формулам из теории упругости [118, 103]:

$$\left(\frac{C_p^{CT}}{C_p}\right)^2 = 1 - \frac{2\sigma^2}{1-\sigma}.$$

Коэффициент Пуассона определяли по выражению:

$$\sigma = \frac{\left(\frac{C_p^{CT}}{C_p}\right)^2 - 1 + \sqrt{\left[\left(\frac{C_p^{CT}}{C_p}\right)^2 - 5\right]^2 - 16}}{4}, \quad (2.2)$$

где C_p^{cm} – скорость распространения продольной волны в стержне;

C_p – скорость распространения продольной волны в массиве;

σ – коэффициент Пуассона.

Модуль Юнга:

$$E = (C_p^{CT})^2 \rho, \quad (2.3)$$

где ρ – плотность породы.

Модуль сдвига:

$$\mu = \frac{E}{(1+\sigma) \cdot 2}. \quad (2.4)$$

Скорость распространения поперечной волны:

$$C_s = \sqrt{\frac{\mu}{\rho}}. \quad (2.5)$$

Модуль всестороннего сжатия:

$$K = (C_p)^2 \cdot \rho - \frac{4}{3}\mu. \quad (2.6)$$

Константа Ляме:

$$\lambda = \rho(C_p^2 - 2C_s^2). \quad (2.7)$$

Метод прозвучивания стержня применяли, главным образом, при исследовании плотных монолитных образцов горных пород. Интенсивно выщелоченные и трещиноватые образцы из-за сложности изготовления

стержней исследовались методом преломления падающей продольной волны на границе раздела двух сред.

Определив по осциллограммам скорость распространения продольной и поперечной волны, упругие константы горных пород рассчитывали по формулам:

$$\frac{C_p}{C_s} = \sqrt{\frac{2(1-\sigma)}{1-2\sigma}}. \quad (2.8)$$

Коэффициент Пуассона:

$$\sigma = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2(C_p^2 - C_s^2)}. \quad (2.9)$$

Модуль сдвига:

$$\mu = C_s^2 \cdot \rho. \quad (2.10)$$

Модуль Юнга:

$$E = (1 + \sigma) \cdot 2\mu. \quad (2.11)$$

Модуль всестороннего сжатия:

$$K = \frac{E}{3(1-2\sigma)}. \quad (2.12)$$

Постоянная Ляме:

$$\lambda = \frac{2\sigma\mu}{1-2\sigma}. \quad (2.13)$$

В обоих случаях акустическая жесткость определялась по выражению:

$$A = \rho \cdot C_p. \quad (2.14)$$

Упругие константы в массиве в связи с трудностью определения скорости распространения поперечной волны рассчитывали по известной скорости распространения продольной и релеевской волн (C_p), которые определяли по сейсмограммам взрыва. Затем по монограмме Кнопова, на основании известных отношений скоростей распространения релеевской волны к продольной, определяли коэффициент Пуассона. Определив величину коэффициента Пуассона по вышеприведенным формулам, производили расчеты упругих констант горных пород Кривбасса.

Величину коэффициента поглощения ультразвуковых колебаний определяли методом прозвучивания образцов горных пород различной длины, которые изготавливались из одной и той же пробы. Посланные излучателем в исследуемый образец ультразвуковые колебания фиксировались на экране прибора. При увеличении длины исследуемого образца, а, следовательно, и пути прохождения импульса, благодаря поглощающим свойствам пород происходит ослабление ультразвукового сигнала. По ослаблению амплитуды импульса и увеличению пути его прохождения определяли коэффициент поглощения упругих колебаний.

Зависимость коэффициента поглощения и скорости распространения продольной волны от напряженности исследуемой среды определяли методом продольного профилирования на образцах горных пород. Давление на образец создавали при помощи гидравлического пресса.

Сущность метода продольного профилирования состоит в том, что все точки излучения и приема располагаются на одной и той же прямой – профиле наблюдения. В наших опытах профилем служила грань образца с размерами 5x5x10 см. Излучатель устанавливался неподвижно на одном конце профиля, а приемник постепенно передвигался (или наоборот). Путем фотографирования с экрана электронно-лучевой трубки получали последовательность сейсмограмм, по которым определяли скорость распространения продольной волны, а также прослеживали изменения амплитуд этой волны вдоль профиля с целью определения коэффициента поглощения.

При выборе оптимальных образцов горных пород и диапазона рабочих частот аппаратуры соблюдались все необходимые условия. При исследовании образцов достаточно хорошо прослеживались колебания продольной волны, распространяющейся со скоростью C_{pm} .

Величину скорости продольной волны определяли по формуле:

$$C_{PM} = \frac{n \sum_{K=1}^n x_i t_i - \sum_{K=1}^n x_i \cdot \sum_{K=1}^n t}{n \sum_{K=1}^n t_i^2 - \left(\sum_{K=1}^n t_i \right)^2}, \quad (2.15)$$

где n – число наблюдений;

x_i – расстояние от излучателя к приемнику при n -ом положении приемника;

t_i – время прохождения продольной волны x_i расстояния.

Объемный вес горных пород определяли методом двойного взвешивания образца в воде и в воздухе с предварительным парафинированием и рассчитывали по формуле:

$$\rho = \frac{q_1 \rho_n \rho_e}{\rho_n (q_2 - q_3) - (q_2 - q_1) \rho_e}, \quad (2.16)$$

где q_1 – вес образца в воздухе;

q_2 – вес образца, покрытого парафином в воздухе;

q_3 – вес образца, покрытого парафином в воде;

ρ_n – плотность парафина.

Величину коэффициента пористости вычисляли по выражению:

$$\eta = \frac{q_1 - \rho(V - V_n)}{q_1} \cdot 100\%, \quad (2.17)$$

где V – объем образца;

V_n – объем порового пространства.

Объем порового пространства определяли, используя метод насыщения образца жидкостью в вакууме. Предел прочности горных пород на сжатие определяли на гидравлическом прессе типа «Amsler».

При определении предела прочности на растяжение применяли метод раскалывания, так как он позволяет из одной и той же пробы получить несколько показаний.

Предел прочности на растяжение вычисляли по формуле:

$$\sigma_{расм} = \frac{2P}{\pi hl}, \quad (2.18)$$

где h – толщина пластины;

l – ширина пластины.

По полученным значениям предела прочности на сжатие вычисляли удельную работу и критическую скорость разрушения. Расчеты производили по формулам:

$$a = \frac{\sigma^2}{2E}; \quad (2.19)$$

$$U_s = \frac{\sigma}{\sqrt{\rho E}}, \quad (2.20)$$

где a – удельная работа разрушения;

U_s – критическая скорость разрушения.

При проведении экспериментальных исследований необходимо определять количество опытов, позволяющих с заданной вероятностью утверждать, что полученное среднее значение исследуемого признака отличается от истинного не более чем на заранее известную величину δ .

Необходимое число опытов определяется из системы уравнений [99]

$$\begin{cases} n = \left(\frac{t\sigma}{\delta} \right)^2, \\ P = 2\Phi(t) \end{cases} \quad (2.21)$$

где σ – среднее квадратичное отклонение исследуемого признака;

δ – абсолютная погрешность измерения;

P – заданная вероятность;

$\Phi(t)$ – интегральная функция нормального распределения.

Если известны коэффициент вариации признака ($K_{вар}$) и допустимый коэффициент вариации ($K_{дон}$), то после несложных преобразований системы (2.21) получим:

$$\begin{cases} n = \frac{t \cdot K_{\text{вар}}}{K_{\text{дон}}} \\ P = 2\Phi(t) \end{cases} \quad (2.22)$$

При сравнении двух средних величин может оказаться, что различие в них статически не достоверно. Для установления различия между средними величинами воспользуемся способом, основанном на t – распределении.

Если соблюдается неравенство [50]

$$t' = \frac{\bar{x}_1 - \bar{x}_2}{\sqrt{\frac{S_1^2}{n_1 - 1} + \frac{S_2^2}{n_2 - 1}}} > \frac{\frac{S_1^2}{n_1 - 1} t\alpha(n_1 - 1) + \frac{S_2^2}{n_2 - 1} t\alpha(n_2 - 1)}{\frac{S_1^2}{n_1 - 1} + \frac{S_2^2}{n_2 - 1}}, \quad (2.23)$$

где $t\alpha(n_1 - 1)$ – значение при $n_1 - 1$ степенях свободы и уровне значимости α ;

$t\alpha(n_2 - 1)$ – значение при $n_2 - 1$ степенях свободы и уровне значимости α ;

$\bar{x}_1; \bar{x}_2$ – средние значения сравниваемых величин;

$S_1; S_2$ – средние квадратические значения,

то различие между средними величинами можно считать с вероятностью $(1 - \alpha)$ статически достоверным.

Для установления взаимосвязи между двумя или большим числом признаков использован корреляционный анализ. Уравнение множественной регрессии определено исходя из условия, что связь между отдельными признаками является линейной; это означает, что связь между ними можно выразить в виде линии или плоскости

$$y = a_0 + a_1 x_1 + a_2 x_2 + a_3 x_3 + \dots + a_n x_n. \quad (2.24)$$

Коэффициенты уравнения линейной регрессии определялись по методу наименьших квадратов из системы $(n+1)$ линейных уравнений [50]

$$\left\{ \begin{array}{l} \frac{\partial \sum_{j=1}^m (y_i - \sum a_j x_j - a_0)^2}{\partial a_i} = 0 \\ \frac{\partial \sum_{j=1}^m (y_i - \sum a_i x_j - a)^2}{\partial a_0} = 0 \end{array} \right. , \quad (2.25)$$

где $i = 1, 2, 3, \dots$

Коэффициент множественной корреляции определялся по формуле [50]

$$R = \sqrt{1 - \frac{|P|}{|P_{II}|}}, \quad (2.26)$$

где

$$P = \begin{vmatrix} 1 & r_{yx_1} & r_{yx_2} & \dots & r_{yx_n} \\ r_{yx_1} & 1 & r_{x_1x_2} & \dots & r_{x_1x_n} \\ r_{yx_2} & r_{x_1x_2} & 1 & & r_{x_2x_n} \\ r_{yx_n} & r_{x_1x_n} & r_{x_2x_n} & & 1 \end{vmatrix},$$

P_{II} – алгебраическое дополнение определителя к элементу $r_{yy}=1$;

r_{xixj} ; r_{ylyl} – коэффициенты парной корреляции.

Проверку надежности коэффициента множественной корреляции производили по критерию Ляпунова [63, 99]

$$\mu' = \frac{|R|\sqrt{m}}{1 - R^2}. \quad (2.27)$$

При $\mu' > 2,6$ связь между коррелируемыми величинами можно считать надежной.

2.2 Исследование упругих и прочностных свойств горных пород Кривбасса

В связи с тем, что данных по свойствам горных пород карьеров ГОКов Кривбасса недостаточно, а порой имеющиеся данные противоречивы, были проведены определения свойств и сопротивляемости разрушению основных разновидностей горных пород Кривбасса. Результаты сведены в табл. 2.1 и 2.2.

Таблица 2.1 – Прочностные константы горных пород карьеров Кривбасса

| Наименование пород | Плотность, 10^3 кг/м ³ | Скорость распространения продольной волны, 10^{-3} м/сек | Предел прочности на сжатие, 10^{-8} Н/м ² | Предел прочности растяжению, 10^{-7} Н/м ² | Модуль Юнга, 10^{-10} Н/м ² | Удельная работа разрушения при одноосном сжатии, 10^{-4} Дж/м ³ | Критическая скорость разрушения на сжатие, м/сек |
|--|-------------------------------------|--|--|---|--|--|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Карбонатно-магнетитовые роговики, брекчированные | 3,46 | 4,400 | 2,900 | 1,38 | 6,7 | 62,8 | 19,0 |
| | 3,24 | 5,500 | 2,200 | 1,40 | 10,4 | 23,3 | 12,0 |
| | 3,33 | 5,800 | 2,200 | 1,40 | 10,4 | 23,3 | 11,8 |
| | 3,57 | 5,950 | 2,600 | 1,28 | 10,6 | 36,9 | 13,4 |
| | 3,57 | 5,600 | 2,600 | 1,28 | 10,6 | 31,9 | 13,4 |
| | 3,24 | 4,700 | 2,500 | 1,50 | 6,7 | 46,6 | 16,9 |
| | 3,57 | 5,900 | 2,600 | 1,28 | 10,6 | 31,9 | 13,4 |
| | 3,46 | 4,400 | 2,900 | 1,40 | 6,7 | 62,8 | 19,0 |
| | 3,98 | 5,500 | 2,900 | 0,80 | 11,7 | 35,9 | 11,8 |
| | 3,93 | 5,400 | 2,480 | 0,78 | 11,1 | 27,7 | 13,6 |
| | 3,80 | 5,300 | 2,750 | 0,63 | 11,6 | 32,5 | 11,8 |
| | 3,93 | 5,500 | 2,480 | 0,78 | 11,1 | 27,7 | 13,0 |
| | 3,47 | 5,600 | 2,450 | 1,19 | 9,7 | 31,0 | 11,2 |
| | 4,44 | 6,100 | 2,480 | 0,78 | 11,1 | 27,7 | 13,1 |
| | 3,52 | 5,700 | 2,750 | 0,63 | 12,4 | 30,6 | 13,3 |
| 3,75 | 5,200 | 2,820 | 0,63 | 12,1 | 31,9 | 12,9 | |
| Параллельно слоистости образца | | | | | | | |
| Тонкополосчатые гематито-магнетитовые роговики | 3,72 | 4,870 | 3,470 | 1,50 | 13,6 | 42,3 | 15,4 |
| | 3,73 | 5,700 | 2,500 | 1,50 | 10,2 | 35,6 | 12,8 |
| | 3,81 | 5,600 | 3,470 | 1,50 | 12,5 | 48,2 | 15,9 |

Продолжение таблицы 2.1

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
|---|------|-------|-------|------|------|------|------|
| Среднеполосчатый и широкополосчатый магнетитовый роговик | 3,72 | 5,700 | 2,800 | 0,63 | 12,1 | 32,4 | 13,2 |
| | 3,80 | 5,400 | 2,900 | 1,91 | 12,4 | 33,9 | 13,4 |
| | 3,93 | 6,300 | 2,270 | 1,36 | 8,5 | 30,3 | 12,4 |
| | 3,52 | 5,900 | 2,270 | 1,36 | 12,7 | 20,3 | 10,7 |
| | 3,47 | 6,400 | 2,300 | 1,19 | 10,6 | 25,0 | 11,9 |
| | 4,31 | 5,850 | 2,270 | 1,36 | 12,4 | 20,8 | 9,8 |
| | 4,44 | 6,200 | 2,270 | 1,36 | 10,2 | 25,3 | 10,7 |
| | 3,47 | 5,650 | 2,300 | 1,19 | 12,1 | 21,9 | 11,2 |
| Тонкополосчатый магнетитовый роговик | 3,60 | 5,900 | 2,900 | 1,68 | 14,2 | 29,6 | 12,6 |
| | 3,54 | 6,150 | 2,950 | 1,10 | 11,1 | 39,1 | 14,7 |
| | 3,58 | 5,500 | 2,910 | 1,47 | 14,6 | 29,1 | 14,6 |
| | 3,60 | 5,750 | 2,900 | 1,68 | 12,6 | 33,3 | 13,6 |
| Среднеполосчатый магнетитовый роговик | 3,61 | 5,900 | 2,900 | 1,20 | 14,8 | 28,4 | 15,2 |
| Магнетито-мартитовые, лимонито-мартитовые и мартитовые тонкополосчатые роговики | 3,45 | 6,000 | 3,120 | 1,50 | 13,9 | 35,6 | 14,2 |
| | 3,49 | 6,110 | 3,110 | 1,82 | 13,9 | 34,9 | 14,1 |
| Карбонатно-магнетитовый роговик, некондиционный | 3,38 | 6,400 | 2,390 | 1,00 | 12,5 | 22,8 | 15,9 |
| Биотито-хлоритовые сланцы | 2,90 | 5,500 | 0,950 | 0,67 | 10,5 | 4,3 | 5,4 |
| | 2,90 | 6,250 | 1,000 | 1,76 | 10,5 | 4,4 | 5,7 |
| Маршалитизированный магнетито-мартитовый роговик | 3,49 | 5,750 | 1,500 | 0,50 | 6,8 | 16,5 | 9,8 |
| | 3,49 | 6,000 | 1,730 | 0,52 | 6,8 | 22,0 | 11,8 |

Продолжение таблицы 2.1

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
|--|------|-------|-------|------|------|------|-------|
| Амфиболовый сланец с прослойками роговика | 3,36 | 5,650 | 1,740 | 0,80 | 7,5 | 20,2 | 10,9 |
| | 3,36 | 5,750 | 1,940 | 0,80 | 7,5 | 25,1 | 12,2 |
| Безрудный роговик | 3,54 | 5,800 | 2,830 | 1,50 | 11,1 | 36,0 | 14,2 |
| Карбонатно-магнетитовый роговик | 3,50 | 4,600 | 1,000 | 1,76 | 5,9 | 8,5 | 6,94 |
| Перпендикулярно слоистости | | | | | | | |
| Биотито-хлоритовые сланцы | 2,90 | 5,000 | 1,000 | 1,76 | 8,40 | 6,00 | 6,40 |
| Среднеполосчатый и широкополосчатый магнетитовый роговик | 3,51 | 5,450 | 2,500 | 0,69 | 12,7 | 24,6 | 11,70 |
| | 3,81 | 5,200 | 2,500 | 0,69 | 12,7 | 24,6 | 11,34 |
| | 3,72 | 5,200 | 2,500 | 0,69 | 13,4 | 23,3 | 11,50 |
| Тонкополосчатый магнетитовый роговик | 3,58 | 5,350 | 2,750 | 0,66 | 14,2 | 26,6 | 12,20 |
| | 3,70 | 5,200 | 2,600 | 0,66 | 12,6 | 26,8 | 12,00 |
| Магнетито-мартитовый, лимонито-мартитовый тонкополосчатые роговики | 3,63 | 5,050 | 3,100 | 0,78 | 13,8 | 34,8 | 13,80 |
| | 3,49 | 5,580 | 3,230 | 0,88 | 10,8 | 47,4 | 16,50 |
| | 3,54 | 5,100 | 2,100 | 0,52 | 8,4 | 26,2 | 12,10 |
| | 3,54 | 5,100 | 3,100 | 0,78 | 8,4 | 57,0 | 17,90 |
| | 3,67 | 5,300 | 3,100 | 0,78 | 13,8 | 34,8 | 13,70 |
| Магнетито-мартитовые тонкополосчатые роговики | 3,49 | 5,700 | 3,190 | 0,70 | 14,2 | 36,0 | 14,00 |
| Карбонатно-магнетитовые роговики, некондиционные | 3,33 | 5,560 | 2,510 | 0,95 | 11,0 | 28,6 | 15,40 |
| | 3,41 | 5,600 | 1,000 | 1,76 | 11,0 | 4,5 | 5,16 |
| | 3,38 | 5,700 | 1,000 | 1,76 | 11,0 | 4,5 | 5,80 |
| | 3,45 | 5,500 | 2,510 | 0,95 | 11,0 | 28,6 | 12,70 |
| Амфиболовый сланец с прослойками безрудного роговика | 3,26 | 4,800 | 1,720 | 0,50 | 7,0 | 21,1 | 11,40 |
| Маршалитизированный магнетито-мартитовый роговик | 3,55 | 4,500 | 1,150 | 0,20 | 6,2 | 10,8 | 7,80 |
| Безрудные роговики | 3,53 | 5,500 | 2,800 | 0,90 | 8,9 | 43,8 | 15,70 |
| | 3,11 | 5,300 | 2,830 | 1,50 | 8,9 | 44,9 | 12,80 |
| Магнетитовые роговики широкополосчатые | 3,43 | 5,350 | 2,450 | 0,88 | 11,0 | 26,2 | 12,50 |
| | 3,63 | 4,900 | 2,450 | 0,88 | 11,9 | 26,2 | 11,80 |

Продолжение таблицы 2.1

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
|---|------|-------|-------|------|------|------|------|
| Карбонатно-магнетитовые роговики | 3,56 | 4,400 | 2,918 | 2,00 | 5,7 | 74,0 | 20,4 |
| Магнетитовые роговики тонкополосчатые | 3,54 | 5,600 | 2,860 | 1,01 | 12,4 | 33,0 | 13,6 |
| Карбонатно-магнетитовые роговики | 3,28 | 5,600 | 2,500 | 2,30 | 10,3 | 30,3 | 13,5 |
| | 3,52 | 5,750 | 2,090 | 0,71 | 10,5 | 20,7 | 10,7 |
| Магнетитовые роговики тонкополосчатые | 3,36 | 5,400 | 2,790 | 0,84 | 12,6 | 30,9 | 13,5 |
| Среднеполосчатые магнетитовые роговики | 3,50 | 5,700 | 2,800 | 0,80 | 14,8 | 30,5 | 12,4 |
| | 3,49 | 5,800 | 2,500 | 2,00 | 11,8 | 45,8 | 12,2 |
| Магнетито-мартитовые роговики | 3,54 | 5,500 | 3,100 | 0,78 | 13,1 | 36,7 | 14,5 |
| Маршалитизированные магнетито-мартитовые роговики | 3,65 | 4,670 | 1,150 | 0,20 | 6,5 | 10,1 | 7,6 |

Таблица 2.2 – Свойства основных разновидностей горных пород Кривбасса

| № пп | Номер образца | Наименование пород | Месторождение | Горизонт, м | Плотность, 10^3 кг/м ³ | Скорость распространения волны, 10^{-3} м/сек | | Коэффициент Пуассона | Модуль Юнга, 10^{-10} н/м ² | Модуль сдвига, 10^{-10} н/м ² | Модуль всестороннего сжатия, 10^{-10} н/м ² | Постоянная Ляме, 10^{-10} н/м ² | Акустическая жесткость, 10^{-6} кг/м ³ .м/сек | Коэффициент пористости, % |
|------|---------------|--|---------------|-------------|-------------------------------------|---|------------|----------------------|--|--|--|--|--|---------------------------|
| | | | | | | продольной | поперечной | | | | | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
| 1 | 15 | Малорудный карбонатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,36 | 6,5 | 3,52 | 0,29 | 10,73 | 4,16 | 8,5 | 5,9 | 21,8 | 0 |
| 2 | 37 | Диабаз | Карачуны | | 2,99 | 6,45 | 3,58 | 0,28 | 9,9 | 4,85 | 7,5 | 4,8 | 19,3 | 0 |

Продолжение таблицы 2.2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|----|--------|---|-------|---|------|------|------|-------|-------|------|------|------|-------|------|
| 3 | 17 | Малорудный карбонатно-магнетитовый роговик с прослоями дисперсного гематита | НКГОК | | 3,32 | 6,38 | 3,42 | 0,3 | 10,04 | 3,9 | 8,3 | 5,7 | 21,1 | 0 |
| 4 | 16 | Карбонатно-силикатный роговик | НКГОК | | 3,23 | 6,37 | 3,42 | 0,29 | 9,81 | 3,8 | 8,0 | 5,54 | 20,6 | 0 |
| 5 | 51 | Куммингтонитовый сланец с порфиробластами граната | ЮГОК | | 3,46 | 6,36 | 3,99 | 0,18 | 12,8 | 5,5 | 6,65 | 8,1 | 22,0 | - |
| 6 | 5 | Карбонатно-силикатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,47 | 6,34 | 3,56 | 0,27 | 11,27 | 4,4 | 8,0 | 5,1 | 22,0 | 0,02 |
| 7 | 19 | Карбонатно-силикатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,24 | 6,25 | 3,51 | 0,28 | 9,98 | 4,0 | 7,3 | 4,6 | 20,2 | 0,02 |
| 8 | 12 | Биотито-хлоритовый сланец | ЮГОК | | 3,04 | 6,24 | 3,55 | 0,26 | 9,65 | 3,83 | 6,65 | 7,85 | 19,0 | - |
| 9 | 21 | Краснополосчатый силикатно-карбонатно-магнетитовый роговик с дисперсным гематитом | НКГОК | | 3,2 | 6,23 | 3,7 | 0,23 | 10,8 | 4,35 | 6,7 | 3,5 | 20,0 | 0,04 |
| 10 | 1а | Силикатно-магнетитовый роговик с прослойками сланца | ИнГОК | | 3,8 | 6,23 | 3,45 | 0,279 | 11,59 | 4,53 | 8,74 | 5,7 | 23,67 | - |
| 11 | 1 | Краснополосчатый силикатно-карбонатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,27 | 6,22 | 3,58 | 0,25 | 10,44 | 4,2 | 7,1 | 4,3 | 20,3 | 0,01 |
| 12 | 20 | Карбонатно-силикатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,4 | 6,22 | 3,8 | 0,21 | 11,84 | 4,9 | 6,8 | 3,4 | 21,2 | 0 |
| 13 | 17-2СЛ | Широкополосчатый магнетитовый роговик | ЮГОК | | 3,67 | 6,2 | 3,66 | 0,23 | 12,85 | 5,0 | 7,35 | 8,9 | 22,7 | - |
| 14 | 8-Б | Лимонито-мартитовый джеспилит | ЮГОК | | 3,55 | 6,2 | 3,9 | 0,16 | 12,6 | 5,5 | 6,2 | 7,95 | 21,6 | - |
| 15 | 14 | Карбонатно-магнетитовый роговик с прослоями дисперсного гематита | НКГОК | | 3,37 | 6,2 | 3,44 | 0,28 | 10,19 | 4,0 | 7,6 | 5,0 | 20,9 | 0,3 |

Продолжение таблицы 2.2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|----|-----|---|----------|---|------|------|------|-------|-------|------|------|------|-------|------|
| 16 | 2 | Силикатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,28 | 6,19 | 3,58 | 0,25 | 10,51 | 4,2 | 7,0 | 4,2 | 20,3 | - |
| 17 | 3 | Карбонатно-магнетитовый роговик | НКГОК | | 3,33 | 6,12 | 3,57 | 0,24 | 10,67 | 4,3 | 6,4 | 4,0 | 20,3 | 0 |
| 18 | 52 | Хлоритовый сланец | НКГОК | | 2,87 | 6,1 | 3,44 | 0,267 | 8,6 | 3,3 | 6,14 | 3,9 | 17,5 | 1,6 |
| 19 | 13 | Хлорито-биотитовый сланец | СевГОК | | 2,62 | 6,1 | 3,47 | 0,258 | 7,98 | 3,17 | 5,49 | 3,38 | 16,0 | - |
| 20 | 10а | Амфиболо-лимонито-мартитовый роговик | СевГОК | | 3,52 | 6,1 | 3,4 | 0,08 | 6,52 | 4,08 | 2,59 | 1,39 | 21,47 | - |
| 21 | 11 | Кварцево-карбонатные породы | СевГОК | | 2,82 | 6,1 | 3,38 | 0,173 | 7,55 | 3,22 | 3,85 | 2,5 | 17,2 | - |
| 22 | 34 | Гранит крупнозернистый | Карачуны | | 2,71 | 6,1 | 3,44 | 0,27 | 8,13 | 3,2 | 5,9 | 3,7 | 16,5 | 0,05 |
| 23 | 59 | Выщелоченный магнетито-мартитовый роговик | НКГОК | | 3,76 | 5,87 | 3,57 | 0,27 | 6,9 | 4,5 | 4,9 | 5,3 | 22,4 | 1,05 |
| 24 | 50 | Грубополосчатый силикатный роговик | НКГОК | | 2,98 | 5,95 | 3,4 | 0,26 | 8,7 | 3,45 | 6,0 | 3,7 | 17,6 | 0,67 |
| 25 | 106 | Амфиболо-лимонито-мартитовый роговик | СевГОК | | 3,06 | 5,9 | 4,0 | 0,08 | 7,83 | 4,9 | 3,11 | 0,86 | 18,0 | - |
| 26 | 17 | Магнетито-силикатный роговик малорудный с грубыми прослоями куммингтонита | ИнГОК | | 3,6 | 5,8 | 3,19 | 0,29 | 9,5 | 3,7 | 7,54 | 5,1 | 21,13 | - |
| 27 | 9 | Магнетито-амфиболовые сланцы | СевГОК | | 2,55 | 5,85 | 2,80 | 0,34 | 5,67 | 2,12 | 5,9 | 4,49 | 14,92 | - |
| 28 | 3 | Монолитная брекчия с силикатно-кварцевым цементом (малорудные роговики) | СевГОК | | 3,35 | 5,85 | 3,14 | 0,297 | 8,57 | 3,3 | 7,03 | 4,85 | 19,6 | - |
| 29 | 7 | Карбонатно-углистый сланец | НКГОК | | 2,81 | 5,85 | 3,3 | 0,28 | 7,8 | 3,2 | 5,4 | 3,6 | 16,4 | 0,36 |
| 30 | 16 | Магнетито-силикатный малорудный роговик | ИнГОК | | 3,3 | 5,84 | 2,67 | 0,37 | 6,43 | 2,35 | 8,12 | 6,56 | 19,3 | 0,5 |

Продолжение таблицы 2.2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|----|-----|--|-----------|---|------|------|------|-------|------|------|------|------|-------|------|
| 31 | 2 | Магнетитовый кварцит, кондиционный | ИнГОК | | 3,6 | 5,8 | 3,2 | 0,28 | 9,45 | 3,68 | 7,22 | 4,74 | 20,9 | - |
| 32 | 53 | Выщелоченный тонкополосчатый магнетито-маргитовый роговик | НКГОК | | 3,42 | 5,75 | 3,88 | 0,084 | 11,0 | 5,1 | 4,4 | 0,95 | 19,7 | 3,12 |
| 33 | 7 | Гематито-магнетитовый джеспилит | ЮГОК | | 3,69 | 5,72 | 3,48 | 0,21 | 10,7 | 4,45 | 6,1 | 3,84 | 21,0 | - |
| 34 | 6а | Полуокисленный амфиболо-магнетитовый роговик | СевГОК | | 3,66 | 5,7 | 3,43 | 0,21 | 10,5 | 4,3 | 6,1 | 3,2 | 20,9 | - |
| 35 | 31 | Кварцево-сланцевый сланец с графитом | ш. Артем | | 3,0 | 5,7 | 3,44 | 0,23 | 8,7 | 3,55 | 5,4 | 2,7 | 17,1 | 0,02 |
| 36 | 32 | Магнетитовый роговик | Саксагань | | 3,46 | 5,68 | 3,42 | 0,22 | 9,9 | 4,06 | 5,9 | 3,06 | 19,6 | 0,01 |
| 37 | 36 | Гранит порфировой структуры | Карачуны | | 2,64 | 5,53 | 3,5 | 0,17 | 7,25 | 3,1 | 3,6 | 1,6 | 14,6 | 0,38 |
| 38 | 35 | Гранит мелкозернистый | ш. Артем | | 2,66 | 5,5 | 3,15 | 0,25 | 6,6 | 2,65 | 4,4 | 2,7 | 14,6 | 2,82 |
| 39 | 7а | Тонкополосчатый амфиболо-магнетитовый роговик | СевГОК | | 3,73 | 5,4 | 3,25 | 0,215 | 9,6 | 3,95 | 5,6 | 3,0 | 20,14 | - |
| 40 | 8 | Сланцевая брекчия | СевГОК | | 3,00 | 5,4 | 3,57 | 0,09 | 8,4 | 3,8 | 3,44 | 1,09 | 16,2 | 4,5 |
| 41 | 18 | Магнетито-силикатный роговик с прослоями биотита и хлорита | ИнГОК | | 3,2 | 5,4 | 3,0 | 0,28 | 7,35 | 2,9 | 5,5 | 3,6 | 17,3 | - |
| 42 | X | Силикатно-магнетитовый роговик, тонкополосчатый | ИнГОК | | 3,5 | 5,35 | 3,4 | 0,16 | 9,9 | 4,25 | 4,9 | 1,96 | 16,72 | - |
| 43 | 1-2 | Среднеполосчатый магнетитовый роговик | ЮГОК | | 3,68 | 5,28 | 3,5 | 0,12 | 10,5 | 4,75 | 4,6 | 1,32 | 20,4 | - |
| 44 | 25 | Хлоритовый сланец | ш. Артем | | 3,01 | 5,2 | 3,33 | 0,16 | 7,7 | 3,3 | 3,77 | 1,46 | 15,6 | 1,6 |
| 45 | 41 | Амфиболит | ш. Артем | | 2,76 | 5,15 | 3,34 | 0,14 | 7,1 | 3,1 | 3,27 | 1,13 | 14,2 | 10 |
| 46 | 40 | Тальковый сланец | ш. Артем | | 2,89 | 5,1 | 2,86 | 0,26 | 5,9 | 2,34 | 4,1 | 2,8 | 14,7 | 0,69 |

Продолжение таблицы 2.2

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 |
|----|-----|---|-----------|---|------|------|------|-------|------|------|------|------|------|------|
| 47 | 36 | Гранит порфировой структуры | Карачуны | | 2,64 | 4,9 | 3,2 | 0,13 | 6,1 | 2,7 | 2,75 | 0,9 | 13,0 | 0,38 |
| 48 | 38 | Аркозовый песчаник | ш. Артем | | 2,72 | 4,9 | 3,06 | 0,21 | 6,17 | 2,55 | 3,54 | 1,41 | 13,3 | 1,09 |
| 49 | 40 | Тальковый сланец | ш. Артем | | 2,89 | 4,85 | 2,28 | 0,36 | 4,1 | 1,5 | 4,9 | 3,7 | 14,0 | 0,68 |
| 50 | 12 | Лимонитовый роговик | СевГОК | | 2,6 | 4,8 | 2,83 | 0,23 | 5,13 | 2,08 | 3,2 | 1,8 | 12,5 | 4,5 |
| 51 | 56 | Частично выщелоченный обурожелезненный магнетито-мартиновый роговик | НКГОК | | 2,53 | 4,58 | 2,78 | 0,2 | 3,5 | 2,0 | 1,94 | 4,1 | 11,6 | 19 |
| 52 | 5 | Брекчия смешанного состава | СевГОК | | 2,98 | 4,55 | 2,53 | 0,26 | 4,8 | 1,9 | 3,4 | 2,16 | 13,6 | - |
| 53 | | Филлитовый сланец | ш. Артем | | 2,65 | 4,4 | 2,5 | 0,26 | 4,16 | 1,65 | - | 1,8 | 11,6 | 0,2 |
| 54 | | Мартиновая руда | Саксагань | | 4,55 | 4,2 | 2,9 | 0,043 | 7,8 | 3,8 | 2,85 | 0,4 | 19,1 | 13,8 |
| 55 | 5-2 | Карбонатно-магнетитовый роговик | ЮГОК | | 3,51 | 4,06 | 2,78 | 0,06 | 5,7 | 2,7 | 2,16 | 0,35 | 14,5 | - |
| 56 | 39 | Филлитовый сланец | ш. Артем | | 2,65 | 4,05 | 2,7 | 4,3 | 1,95 | 1,8 | 1,8 | 0,5 | 10,7 | 0,2 |
| 57 | 57 | Выщелоченный обурожелезненный магнетитовый роговик | НКГОК | | 2,95 | 4,00 | 2,6 | 0,25 | 4,5 | 2,0 | 2,05 | 0,7 | 11,8 | 15,9 |
| 58 | 42 | Гидрогематитовая руда | Саксагань | | 4,05 | 3,7 | 2,0 | 0,3 | 4,2 | 1,62 | 3,5 | 2,3 | 15,0 | 11,4 |

Сравнение временного сопротивления горных пород одноосному сжатию и растяжению параллельно и перпендикулярно слоистости для одних и тех же пород позволило установить, что для горных пород существенное влияние на предел прочности одноосному растяжению и сжатию оказывает направление слоистости. При этом предел прочности одноосному сжатию параллельно слоистости составляет (80-90%) предела прочности перпендикулярно слоистости.

Статистическая обработка результатов исследований показала, что между прочностными и упругими константами горных пород существует корреляционная связь.

Так как испытания образцов производили параллельно и перпендикулярно слоистости, то для установления корреляционных зависимостей проверялась однородность обеих групп. Результаты вычислений показали, что группы неоднородны и поэтому корреляционные зависимости между пределом прочности одноосному сжатию и упругими константами горных пород устанавливались для образцов параллельно и перпендикулярно слоистости.

Уравнения линий регрессии для указанных зависимостей имеют вид:

$$\sigma_1 = 1,01 \cdot C_p^{1,98}, \text{ Н/м}^2; \quad \sigma_1 = 2,7 \cdot E^{0,541} \cdot 10^2, \text{ Н/м}^2.$$

Коэффициенты парной корреляции и надежность связей соответственно равны

$$r_{\sigma_1 C_{p1}} = 0,657 (\mu_{\sigma_1 C_{p1}} = 7,2); \quad r_{\sigma_1 E_{p1}} = 0,617 (\mu_{\sigma_1 E_{p1}} = 6,17).$$

Между модулем упругости (E) и скоростью распространения продольных волн (C_p) также существует корреляционная связь, уравнение регрессии которой имеет вид

$$E_1 = 1,05 C_{p1}^{2,41} \cdot 10^2. \quad (2.28)$$

Используя метод множественной корреляции установили комплексное влияние скорости распространения продольных волн и модуля упругости на предел прочности одноосному сжатию.

Уравнение множественной корреляции имеет вид:

$$\sigma_{\perp} = 64,2C_p^{1,34} \cdot E^{0,264}. \quad (2.29)$$

Коэффициент множественной корреляции (R) и надежность связи (μ) соответственно равны 0,690 и 8,24.

Из полученного уравнения регрессии следует, что более тесная связь наблюдается между пределом прочности сжатию и модулем упругости и менее тесная связь между σ_{\perp} и E .

Для образцов, испытываемых параллельно слоистости надежной связи между пределом прочности и скоростью распространения продольных волн не наблюдается. В то же время, между пределом прочности сжатию и модулем упругости наблюдается корреляционная связь, уравнение регрессии которой имеет вид:

$$\sigma_{\parallel} = 2,0 \cdot E^{0,732} \cdot 10^2. \quad (2.30)$$

Коэффициент корреляции равен $r_{\sigma_{\parallel}E} = 0,596$, а надежность связи $\mu = 7,04$. Низкий коэффициент корреляции, невысокая надежность связи и большое значение среднеквадратического отклонения для случая испытания образцов параллельно слоистости объясняется, по всей вероятности, появлением небольших трещин в испытываемых образцах вдоль слоев.

Исследования показывают, что более универсальным параметром из упругих констант, характеризующих прочностные свойства горных пород, является динамический модуль упругости, от величины которого существенным образом зависит характер распределения энергии взрыва в среде.

Полученные показатели сопротивляемости и упругие константы образцов горных пород не всегда в полной мере могут характеризовать разрушаемый массив [127]. В связи с этим нами были проведены экспериментальные исследования по определению свойств горных пород непосредственно в разрушаемом массиве.

Экспериментальным исследованиям по определению динамических констант горных пород непосредственно в массиве посвящен ряд работ [4, 78]. Эти исследования сводятся к определению скоростей распространения продольных, поперечных или релеевских волн. При проведении указанных экспериментов одной из главных трудностей являлась регистрация поперечных волн.

Теоретически взрыв сферического заряда в однородной безграничной среде не генерирует поперечной волны. Однако, при приложении вертикальной сосредоточенной импульсивной нагрузки к упругому полупространству в нем распространяются три типа волн: продольная, поперечная и волна Релея. При этом каждая компонента смещения на свободной поверхности состоит из трех членов, которые представляют собой колебания, распространяющиеся со скоростями продольных, поперечных и релеевских волн [105, 80].

Наибольшую амплитуду смещения на свободной поверхности идеально упругого полупространства будет иметь вертикальная составляющая релеевской волны, а наименьшую – вертикальная составляющая поперечной волны [105]. В случае идеально упругого поглощающего полупространства наиболее интенсивно затухает амплитуда смещения поперечной волны [35], поэтому регистрация их на свободной поверхности затруднена.

С целью выбора направления, в котором должны устанавливаться регистрирующие датчики, были проведены предварительные экспериментальные исследования, в которых регистрация скорости смещения частиц производилась в трех взаимно перпендикулярных направлениях (радиальном, тангенциальном и вертикальном).

На рис. 2.3 представлена сейсмограмма от взрыва заряда весом 18,3 кг, помещенного в скважину диаметром 0,105 м. Первая и вторая группы датчиков устанавливались на расстоянии 102 м и 240 м, соответственно. Из сейсмограмм видно, что датчики, устанавливаемые в радиальном направлении менее чувствительны к действию волны Релея, чем датчики, устанавливаемые в вертикальном направлении. Поэтому регистрацию волны Релея лучше производить датчиками, устанавливаемыми в вертикальном направлении.

Датчики, устанавливаемые в вертикальном и тангенциальном направлениях менее чувствительны к смещению в продольной волне, однако при достаточном усилении сигнала, датчик, установленный в вертикальном направлении, регистрирует и скорость смещения в продольной волне.

Для регистрации продольных и релеевских волн на свободной поверхности взрывали накладной кумулятивный заряд или заряд, помещенный в неглубокий шпур (20-25 см). При взрывании заряда в шпуре образовывалась воронка.

Датчики скорости смещения частиц размещались на расстоянии от 10 до 50 м в шпурах, глубиной 20-30 см, пробуренных перпендикулярно свободной поверхности. В качестве датчиков использовали вибрографы индукционного типа СПЕД-56 и СПЕД-58, прикрепленные к металлическим стержням диаметром 30 мм и длиной 20 см. Регистрация импульсов производилась с помощью осциллографа Н-105.

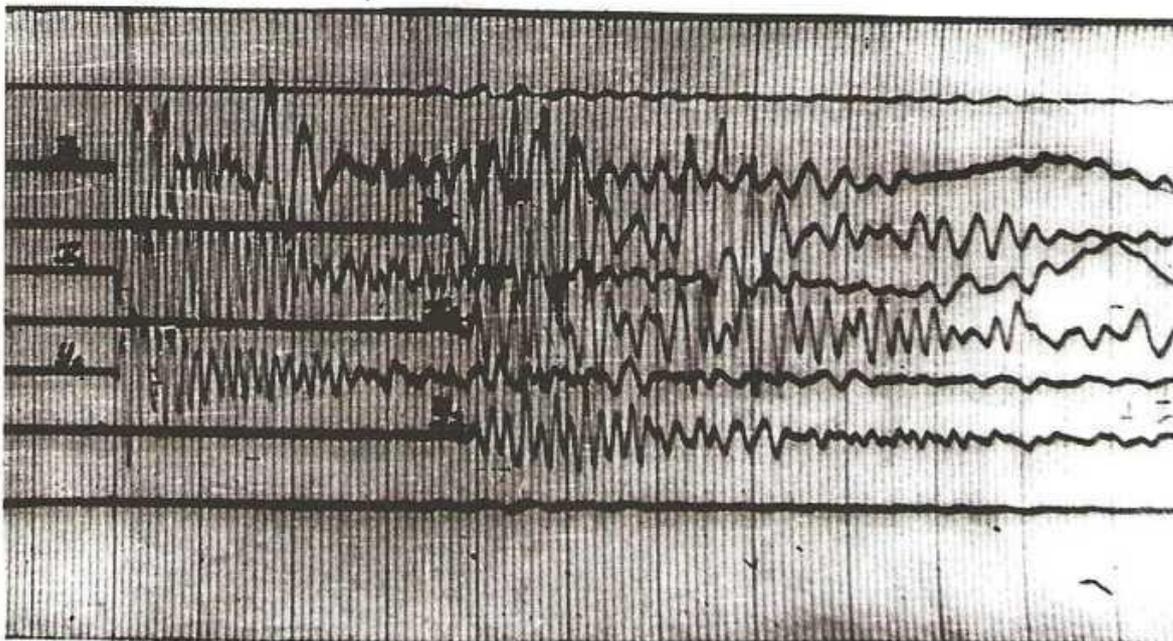


Рисунок 2.3 – Сейсмограмма взрыва

Величина заряда, при взрывании которого генерировались продольные, поперечные и релеевские волны выбиралась экспериментально и для исследуемых пород была равна 200-250 г. Схема расположения датчиков и источника колебаний показана на рис. 2.4.

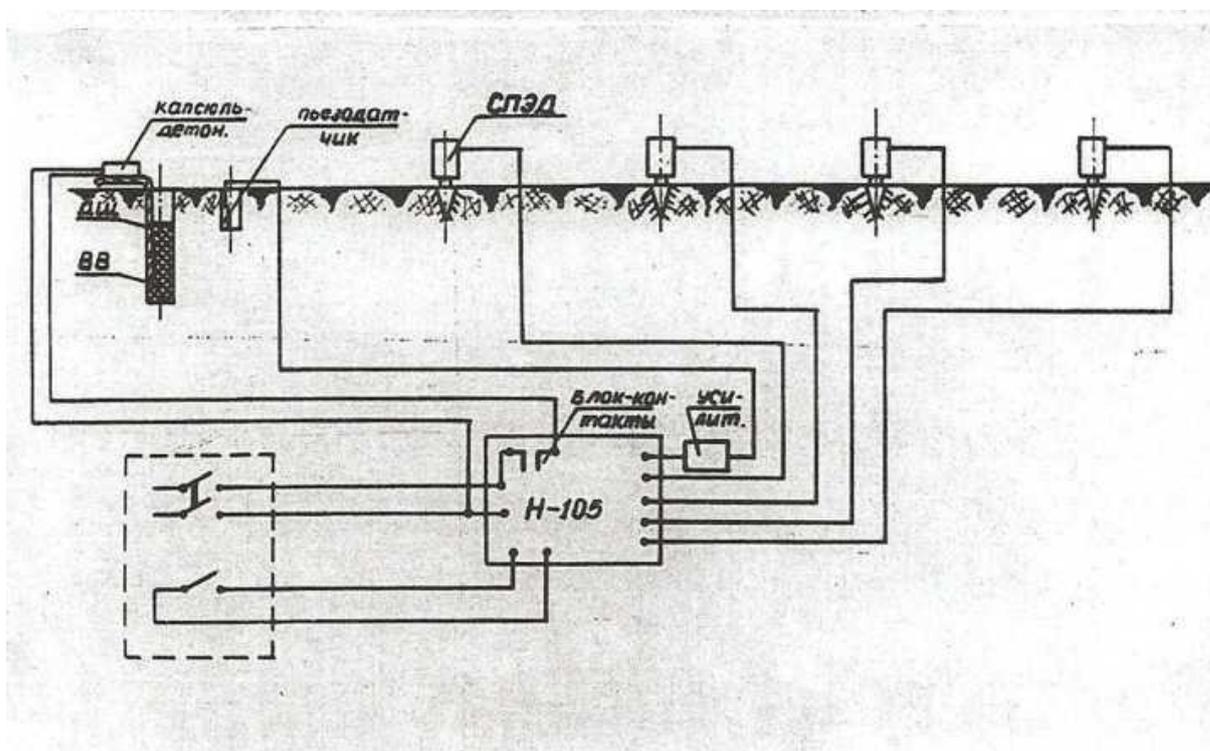


Рисунок 2.4 – Схема расположения регистрирующей аппаратуры

Несоответствие частоты применяемой аппаратуры не дает возможности исследовать амплитуду скорости смещения частиц свободной поверхности, однако на регистрацию времени прохождения волн различных типов не оказывает влияния.

Исследования по определению упругих констант горных пород в массиве были проведены в шести разновидностях, которые представляли характерные породы карьера ЦГОКа.

Анализ полученных данных показывает, что при определении упругих констант непосредственно в массиве в монолитных породах коэффициент вариации их меньше, чем для тех же пород на образцах. Существенное различие в упругих константах образцов и массивов наблюдается для трещиноватых горных пород с невысоким пределом прочности одноосному сжатию ($5 \cdot 10^7 - 10 \cdot 10^7$ Н/м²). Так, например, для кварцево-хлоритового сланца с прослоями безрудного роговика (гор. +10 м) скорость продольной волны вдоль слоистости в образце равна 5750 м/сек ($k_g = 4,2$ %), а скорость той же волны в том же направлении в массиве равна только 4540 м/сек ($k_g = 3,1$ %).

Различие в упругих свойствах горных пород, полученных в образцах и массиве, объясняется тем, что при испытании образцов не учитывается трещиноватость массива, которая оказывает существенное влияние на упругие константы, особенно на коэффициент поглощения [52].

Однако, для плотных монолитных пород, представленных карбонатно-силикатно-магнетитовыми роговиками (гор. +20 м) и краснополосчатыми карбонатно-магнетитовыми роговиками (гор. +10 м), различие между упругими свойствами образцов и массива несущественно.

Проведенные исследования показывают, что для трещиноватых пород различие в упругих константах, полученных на образцах и в массиве существенно, поэтому определение последних необходимо производить непосредственно в массиве. Для плотных, монолитных пород различие в упругих свойствах образца и массива колеблется в пределах погрешности

измерения, поэтому упругие характеристики образцов можно переносить на массив.

Таким образом, в результате проведенных исследований определены свойства основных разновидностей горных пород Кривбасса и установлена корреляционная связь между упругими и прочностными свойствами. Полученные результаты будут использованы при исследовании влияния свойств на формирование напряжений, распределение энергии взрыва в разрушаемой среде и для расчета интервалов замедления при короткозамедленном взрывании зарядов.

2.3 Исследование взаимосвязи коэффициента поглощения, амплитуды волны, частоты и упругих свойств горных пород

Показателем, характеризующим распределение энергии взрыва в среде, является коэффициент поглощения, который учитывает необратимые потери энергии распространяющейся волны. В случае распространения в среде плоской волны, коэффициент поглощения определяется показателем затухания максимума амплитуды колебаний с расстоянием.

Изменение максимума колебаний с расстоянием при распространении плоской волны описывается выражением [17]

$$A = A_0 e^{-\alpha x}, \quad (2.31)$$

где x – расстояние от источника к приемнику;

A_0 – начальная амплитуда возбуждаемого импульса;

α – коэффициент поглощения.

Для определения коэффициента поглощения зависимость амплитуды колебания с расстоянием аппроксимируется выражением (2.31). Эта зависимость может быть использована, если пренебречь влиянием геометрических размеров образцов. В действительности, как показали исследования, проведенные в работе [104], геометрические размеры образцов оказывают влияние на характер изменения амплитуды импульса с

расстоянием. С учетом влияния геометрических размеров образца изменение амплитуды колебаний с расстоянием при распространении продольных волн аналитически описывается выражением:

$$A = A_0 x^{-m_1} e^{-\alpha x}, \quad (2.32)$$

где m_1 – коэффициент, учитывающий геометрические размеры образца.

Значения коэффициентов A_0 , m_1 и α определяются на основании экспериментальных данных, методом наименьших квадратов.

А для этого необходимо решить систему уравнений:

$$\begin{cases} \ln A_0 \sum m_i + \alpha \sum m_i x_i = \sum m_i \ln A_i; \\ \ln A_0 \sum m_i x_i + \alpha \sum m_i x_i^2 = \sum m_i x_i \ln A_i, \end{cases} \quad (2.33)$$

$$\begin{cases} \ln A_0 m + m_1 \sum \ln x_i + \alpha \sum x_i = \sum \ln A_i; \\ \ln A_0 \sum \ln x_i + m_1 \sum (\ln x_i)^2 + \alpha \sum x_i \ln x_i = \sum \ln x_i \ln A_i; \\ \ln A_0 \sum x_i + m_1 \sum x_i \ln x_i + \alpha \sum x_i^2 = \sum x_i \ln A_i. \end{cases} \quad (2.34)$$

На примере образца, предоставленного гранитом порфировой структуры с поперечным сечением 4×4 см, используя выражения (2.33) и (2.34), определим значения коэффициентов A_0 , α и m_1 . Необходимые данные для расчета приведены в таблице.

| | | | | | | | | | | |
|------------------------|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|------|------|
| Длина образца, см | 2,0 | 2,5 | 3,5 | 4,5 | 5,2 | 6,1 | 8,2 | 9,1 | 10,0 | 10,7 |
| Амплитуда импульса, см | 3,2 | 1,9 | 1,7 | 1,4 | 1,1 | 1,2 | 0,9 | 0,7 | 0,8 | 0,6 |

В результате математической обработки экспериментальных данных по выражениям (2.33) и (2.34) получены следующие значения коэффициентов,

которые соответственно равны: $A_0 = 3,85$ см; $\alpha = 0,21$ 1/см и $A_0 = 3,85$ см; $\alpha = 0,25$ 1/см; $m_1 = 0,695$.

Коэффициенты корреляции оказались соответственно равными $r_1 = 0,69$ и $r_2 = 0,88$, теснота связи в обоих случаях надежная ($\mu_1 = 12,5$; $\mu_2 = 14,7$).

Подставив в выражения (2.31) и (2.32) соответствующие значения коэффициентов, построили линии регрессии, которые представлены на рис. 2.5. Из рис. 2.5. и вычисленных значений коэффициентов корреляции следует, что аппроксимирующая функция (2.32) более точно описывает изменение амплитуды импульса в зависимости от длины образца. Поэтому в дальнейшем теоретические расчеты будем производить по выражению (2.32).

Так, как при проведении дальнейших исследований форма и размеры поперечного сечения образцов будут постоянными, то с целью упрощения расчетов при вычислении коэффициента поглощения, значение показателя m_1 будет приниматься постоянным, и равным 0,695.

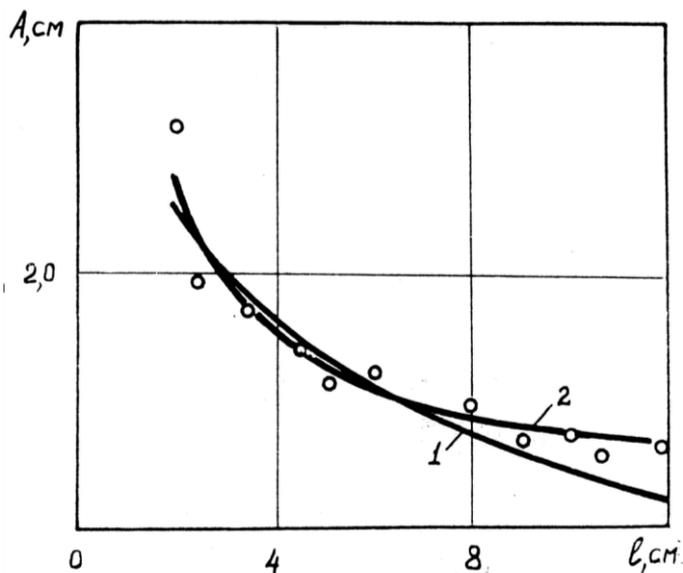


Рисунок 2.5 – Зависимость изменения амплитуды импульса от длины прозвучиваемого образца: 1 – линия регрессии, полученная по уравнению (2.31); $\alpha = 0,21$ 1/см, ($r_{A,l} = 0,69$); 2 – линия регрессии, полученная по уравнению (2.32) $\alpha = 0,25$ 1/см, ($r_{A,l} = 0,88$)

Анализ результатов исследований показывает, что с увеличением частоты изучаемого импульса коэффициент поглощения увеличивается. Для подавляющего большинства исследуемых горных пород коэффициент поглощения α достаточно хорошо подчиняется линейному закону в широком диапазоне частот, величина коэффициента поглощения пропорциональна частоте возбуждаемых колебаний.

Особенно хорошо выражается линейная зависимость коэффициента поглощения от частоты для мелкозернистых однородных плотных горных пород типа диабаз, характеризующихся высокой скоростью распространения продольных волн и небольшим коэффициентом поглощения. Для упругих, менее плотных горных пород, характеризующихся большой зернистостью, степенью неоднородности и сравнительно высоким коэффициентом поглощения, наблюдается некоторый разброс точек от прямой линии. Такие породы характеризуются несколько меньшими значениями скорости распространения упругих волн, однако с достаточной степенью точности можно считать зависимость $\alpha = \varphi(f)$ линейной.

Таким образом зависимость коэффициента поглощения от частоты в общем виде для исследованных образцов горных пород карьеров Криворожского железорудного бассейна может быть представлена выражением:

$$\alpha = \alpha' f, \quad (2.35)$$

где α – коэффициент поглощения упругих волн, соответствующих частоте колебаний f ;

α' – коэффициент пропорциональности, численно равный коэффициенту поглощения при частоте 1 Гц;

f – частота колебаний упругих волн.

Величина коэффициента α' практически определяется по углу наклона прямой, аппроксимирующей график зависимости α от f . Введенная величина α' может быть использована в качестве параметра, характеризующего поглощающие свойства горных пород.

Анализ результатов исследования показал, что коэффициент поглощения α' зависит от степени неоднородности образца, направления слоистости и пористости. Причем, в породах с большей пористостью коэффициент поглощения выше.

Например, коэффициент поглощения для гидротематитовой руды с пористостью 11,4% равен $\alpha' = 22,3 \cdot 10^{-5}$ I/Гц·м, а для выщелоченного магнетито-мартитового роговика при $\eta = 1,05\%$ коэффициент поглощения составляет $3,1 \cdot 10^{-5}$ I/Гц·м, т.е. почти в 7 раз меньше.

Для образцов с явно выраженной анизотропией, величина коэффициента поглощения существенно отличается вдоль слоя и перпендикулярно ему. Различие в коэффициентах поглощения тем больше, чем больше отношение скорости распространения продольных волн вдоль и перпендикулярно слоистости.

Например, для филлитового сланца коэффициент поглощения вдоль слоистости равен $5,8 \cdot 10^{-5}$ I/Гц·м, скорость распространения продольных волн $4,14 \cdot 10^3$ м/сек, в направлении перпендикулярном слоистости коэффициент поглощения $\alpha' = 12,9 \cdot 10^{-5}$ I/Гц·м, а скорость распространения $C_p = 3,05 \cdot 10^3$ м/сек.

Следовательно, для пород с явно выраженной анизотропией, кроме пористости, существенное влияние на величину коэффициента поглощения оказывает направление слоев.

От пористости и направления слоев, как показали ранее проведенные исследования, существенным образом зависят и упругие константы горных

пород. Поэтому можно утверждать, что между упругими константами и коэффициентом поглощения существует определенная корреляционная связь.

Статистическая обработка полученных данных показывает, что наиболее тесная связь наблюдается между коэффициентом поглощения, скоростью распространения продольных волн и модулем упругости. Уравнения линий регрессии для указанных зависимостей имеют вид:

$$\alpha' = 1,8 \cdot E^{-2,024} \cdot 10^{18} \text{ I/м}\cdot\text{Гц}; \quad \alpha' = 2,44 \cdot C_p^{-5,66} \cdot 10^{16} \text{ I/ м}\cdot\text{Гц}.$$

Коэффициенты корреляции между коэффициентом поглощения, модулем упругости и скоростью распространения продольных волн соответственно равны $r_{\alpha,E} = -0,608$ и $r_{\alpha,C_p} = -0,732$.

Уравнение множественной регрессии имеет вид:

$$\alpha' = 13,36 C_p^{-5} E^{-0,3} \cdot 10^{16}, \quad (2.36)$$

а коэффициент множественной корреляции $R=0,734$ ($\mu=9,6$).

Сопоставление выражений (2.29) и (2.36) показывает, что горным породам с меньшим коэффициентом поглощения соответствует больший предел прочности одноосному сжатию. Анализ уравнения множественной регрессии (2.36) показывает, что коэффициент поглощения в большей степени зависит от скорости распространения продольных волн и в меньшей степени от модуля упругости. Поэтому скорость распространения продольных волн наилучшим образом характеризует коэффициент поглощения.

2.4 Влияние напряженности среды на скорость распространения и коэффициент поглощения упругих волн

Согласно исследованиям О.И. Силаевой [103] с изменением напряженного состояния образцов упругие свойства и коэффициент поглощения последних изменяются.

До настоящего времени влияние напряженности образца на его упругие свойства для горных пород Кривбасса изучены недостаточно. Данные о влиянии напряженности образца на величину коэффициента поглощения для пород карьеров ГОКов Кривбасса неизвестны. В связи с этим нами были проведены лабораторные исследования по установлению влияния напряженности среды на упругие и поглощающие свойства основных разновидностей горных пород Кривбасса.

Скорость распространения продольной волны, а также коэффициент поглощения определяли методом продольного профилирования с помощью прибора Р5-1А. В качестве датчиков применялись пьезоэлектрические излучатели из сегнетовой соли с частотой собственных колебаний 150 кГц. Применение излучателя с такой частотой колебаний позволило исключить влияние зерен породы на скорость распространения упругих волн, так как длина волны при такой частоте больше размеров зерен. Видимые частоты импульсов измерялись на экране осциллографа с точностью $\pm 3\%$. Давление на образец создавалось с помощью гидравлического пресса.

Исследуемый образец помещали между шарнирными пластинами пресса, а приемник и излучатель размещались на боковой грани. Излучатель ультразвуковых колебаний устанавливался неподвижно на конце образца, а приемник передвигался по его профилю.

Длина профиля равнялась:

$$l_n = l_{об} - d,$$

где l_n — длина профиля;

$l_{об}$ — длина образца;

d — диаметр излучателя.

Расстояние между центрами излучателей определялось с помощью штангенциркуля. Время прихода продольной волны регистрировалось на экране осциллографа. Напряжение, возникающее в образце определяли по формуле

$$\sigma = \rho \frac{S}{S_1},$$

где ρ – давление на поршень прессы;

S – площадь поршня;

S_1 – площадь поперечного сечения образца.

При проведении опытов давление создавалось ступенями с таким расчетом, чтобы напряжение в образце увеличилось в каждой следующей ступени на 10% от величины предела прочности одноосному сжатию.

На рис. 2.6 приведены осциллограммы при прозвучивании образца донецкого песчаника при напряжении $P=0$ (рис. 2.6а) и $P_0 = 10000 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$ (рис. 2.6б) [94].



а



б

Рисунок 2.6 – Осциллограмма, полученная при определении скорости распространения упругого импульса через образец донецкого песчаника: а – $P=0$, б – $P = 10000 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$

На рис. 2.6 хорошо видно увеличение скорости распространения упругих волн и уменьшение коэффициента поглощения (увеличение амплитуды импульса с увеличением напряженности образца).

По полученным средним значениям скорости распространения упругих волн и коэффициента поглощения при различных величинах напряжения некоторых характерных пород построены зависимости скорости распространения продольной волны (рис. 2.7) и коэффициента поглощения (рис. 2.8) от напряженности образца.

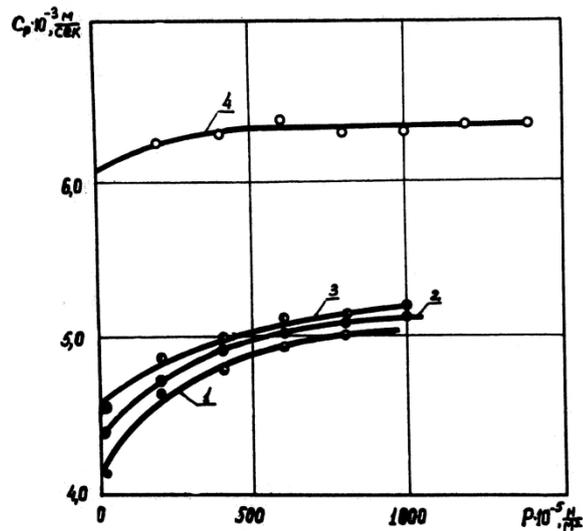


Рисунок 2.7 – Зависимость скорости распространения продольной волны от напряженности образцов: 1 – выщелоченный обурожелезненный магнетито-мартитовый роговик; 2 – частично выщелоченный обурожелезненный магнетито-мартитовый роговик; 3 – магнетито-силикатный роговик; 4 – силикатно-магнетитовый роговик

Анализ кривых рисунков показывает, что с увеличением напряженности среды скорость распространения продольной волны увеличивается, а коэффициент поглощения уменьшается. Причем характер изменения указанных параметров от напряженности для различных образцов не одинаков. Так, например, для плотных сравнительно однородных горных пород типа силикатно-магнетитовых роговиков с коэффициентом пористости 1-2%, величина коэффициента поглощения и скорость распространения продольной волны с увеличением напряженности изменяются незначительно. Для образцов горных пород типа обурожелезненных магнетито-мартитовых роговиков, подвергнутых сильному выщелачиванию (коэффициент пористости 8-15%), напряженность оказывает существенное влияние на свойства образца. Так, при увеличении напряженности образца до 0,5 предела его прочности ($750 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^2$), коэффициент поглощения уменьшился в 2 раза, а скорость распространения продольной волны

увеличилась в 1,2 раза. При увеличении напряженности образца до $1200 \cdot 10^5$ Н/м² скорость распространения продольной волны уменьшилась до $3,8 \cdot 10^3$ м/сек, а значение коэффициента поглощения увеличилось до $15 \cdot 10^{-5}$ 1/Гц·м, т.е более чем в 2 раза.

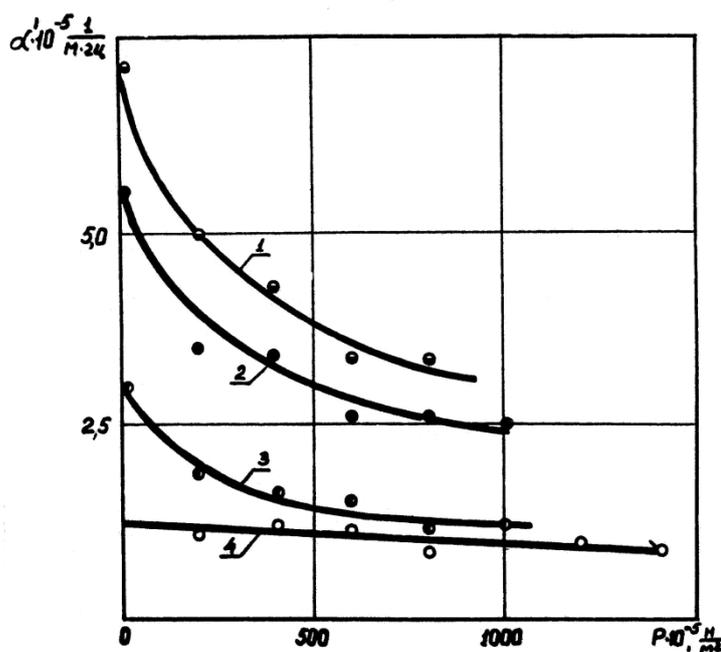


Рисунок 2.8 – Зависимость коэффициента поглощения от напряженности образцов: 1 – выщелоченный магнетито-мартитовый роговик; 2 – частично выщелоченный магнетито-мартитовый роговик; 3 – магнетито-силикатный роговик; 4 – силикатно-магнетитовый роговик

Таким образом, из полученных зависимостей следует, что с увеличением напряженности среды коэффициент поглощения α уменьшается. Это объясняется, по всей вероятности, тем, что при воздействии возрастающего давления на структурно неоднородную среду, в результате перемещений упругих и пластических деформаций твердого скелета происходит перегруппировка более податливых и менее податливых компонент. Это сказывается на конфигурации и размерах пор и трещин. При этом происходит частичное перекрытие пустот и увеличение размеров и

действенности твердых связей и упругих контактов между менее податливыми частями скелета.

Однако следует заметить, что при напряжениях, близких к пределу прочности на сжатие, коэффициент поглощения увеличивается, так как при больших напряжениях увеличивается число трещин и их длина, а это в свою очередь приводит к рассеиванию энергии упругих волн в образце, т.е. к увеличению коэффициента поглощения.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что с увеличением давления на исследуемый образец увеличивается скорость распространения упругих волн, а коэффициент поглощения уменьшается. При напряжениях, близких к пределу прочности пород на сжатие, скорость продольной волны уменьшается, а коэффициент поглощения увеличивается.

Выводы

1. В результате проведенных исследований определены характеристики свойств основных разновидностей горных пород Кривбасса. Статистическая обработка экспериментальных данных позволила установить корреляционную связь между коэффициентом поглощения, временным сопротивлением одноосному сжатию, модулем упругости и скоростью распространения продольных упругих волн. Наиболее тесная связь наблюдается между одноосным сжатием и модулем упругости; между коэффициентом поглощения и скоростью распространения продольных упругих волн.

2. Впервые определены для основных разновидностей пород Кривбасса показатели упругих свойств пород непосредственно в массиве. Предложен способ оценки нарушенности массива, базирующийся на определении показателей упругих свойств образцов и массивов и сравнительной сопоставляемости их средних величин.

3. Установлено, что для большинства горных пород Кривбасса зависимость коэффициента поглощения от частоты подчиняется линейному

закону, а коэффициент поглощения, приходящийся на единицу частоты, находится в тесной связи с характеристиками упругих свойств горных пород.

4. В результате проведенных экспериментальных исследований установлено, что с увеличением напряженности среды до 0,5 предела ее временного сопротивления сжатию скорость распространения продольной волны увеличивается, а коэффициент поглощения, определяющий диссипативные потери энергии волны, уменьшается. При дальнейшем увеличении нагрузки, приближающейся к пределу прочности пород на сжатие, из-за образования трещин в образце, скорость распространения продольных волн уменьшается, а коэффициент поглощения увеличивается.

Установленные закономерности необходимо учитывать при разработке методов управления энергией взрыва.

РАЗДЕЛ 3

ОСНОВНЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА УДЛИНЕННОГО ЗАРЯДА В ТВЕРДОЙ СРЕДЕ

В настоящее время при ведении взрывных работ для добычи полезного ископаемого применяют в основном метод удлиненных зарядов. Однако далеко не всегда он дает должный эффект. Так, на многих карьерах имеет место большой выход негабарита, на других карьерах остаются «пороги» по подошве уступа. Указанные факты оказывают отрицательное влияние на технико-экономические показатели предприятий.

Во многом все эти недостатки объясняются отсутствием единого наиболее обоснованного теоретически и подтвержденного опытами способа расчета параметров зарядов и их расположения. Такие важные из них, как линия наименьшего сопротивления (ЛНС), длина, диаметр заряда и его расположение относительно свободной поверхности, вычисляются различными исследованиями по разному и поэтому часто получаем противоречивые зависимости.

Этот вопрос исследовался многими авторами [1, 49, 51, 58, 118, 117, 135] и применительно к различным условиям получены различные результаты.

Неправильно подобранные параметры оказывают существенное влияние на эффективность взрыва. Поэтому для повышения коэффициента использования энергии взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании, которое осуществляется за счет управления процессом, необходимо вначале установить основные взаимозависимости результатов взрыва от параметров заряда.

3.1 Применение теории функций комплексного переменного

В настоящее время существует много теорий действия взрыва на среду, каждая из которых дополняет или уточняет другие. Обоснованы методы управления энергией взрыва, основанные на учете природных и технологических факторов для различных горно-технологических условий разработки скальных пород открытым способом. Однако единой общепризнанной теории действия взрыва еще не создано, поэтому исходя из конкретно поставленной задачи можно применять упрощающие модели, которые основывались бы на учете основных факторов, определяющих рассматриваемые процессы и позволяли устанавливать некоторые закономерности действия взрыва в среде.

Так как в практике ведения взрывных работ действие взрыва на среду характеризуется его конечным результатом, то для практических расчетов целесообразно применить упрощенную модель, позволяющую получить приближенное решение поставленной задачи.

Известно, что во многих случаях однородную, находящуюся в твердом состоянии среду можно рассматривать как абсолютно несжимаемую жидкость, пренебрегая по малости фактическим изменением объема [21]. При таких допущениях энергия взрыва передается среде и распространяется в ней мгновенно (в действительности же скорость волны конечна), однако это упрощение вполне приемлемо для установления общих закономерностей

действия взрыва в среде. При этом разрушаемая среда от полученной энергии приходит в движение и в местах, где скорость этого движения превысит критическую, происходит разрушение массива и его дробление.

Решение задачи сводится к тому, чтобы определив потенциал на поверхности заряда, определить потенциал в любой точке поля.

Следует заметить, что применяемая модель не является универсальной, так как она не позволяет последовательно рассматривать процессы, протекающие в среде под действием взрыва, а лишь дает возможность судить о конечных результатах.

Несмотря на это до сих пор нет аналитических решений задач для данной модели, которые учитывали бы влияние свободной поверхности за исключением сферического заряда, подробно исследованного в работах [21, 23].

Поэтому в нашей работе основное внимание уделено разработке аналитического метода исследования, использование которого позволит приближенно ориентироваться в характере влияния параметров удлиненного заряда и его расположения относительно свободной поверхности на результаты взрыва.

При сделанных выше допущениях состояние среды после взрыва описывается уравнением Лапласа:

$$\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2} + \frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2} + \frac{\partial^2 \varphi}{\partial z^2} = 0, \quad (3.1)$$

где $\varphi = \frac{S}{\rho}$ – потенциал поля начальных скоростей;

S – величина удельного импульса в данной точке;

ρ – плотность среды.

При взрыве заряда в среде возникает сложное поле напряжений, которое аналитически описать очень трудно, поэтому будем рассматривать плоскую задачу. В такой постановке решение уравнения (3.1) упрощается,

если учесть, что значение потенциала на поверхности заряда и свободной поверхности постоянны.

Для решения уравнения применим метод конформных отображений, суть которого заключается в том, чтобы сложную область напряжений, возникающих при взрыве заряда в среде, отобразить на простую каноническую с помощью комплексного потенциала.

Изображая контуры заряда и свободной поверхности некоторыми линиями в плоскости z (рис. 3.1а), на которых потенциал принимает постоянные значения, подбираем аналитическую функцию:

$$\omega = f(z) = \psi(x, y) + i\varphi(x, y), \quad (3.2)$$

где $z = x + iy$, $\varphi(x, y)$ принимает заданное постоянное значение на поверхности заряда, а на свободной поверхности равняется нулю. При таких условиях $\varphi(x, y)$ можно принять за потенциал поля начальных скоростей, так как $\varphi(x, y)$ является гармонической функцией и удовлетворяет граничным условиям. Аналитическая функция (3.2) будет отображать исследуемую область (z) на полосу $0 \leq \text{Im} \omega \leq \varphi_0$ плоскости (ω) и называться комплексным потенциалом поля начальных скоростей (рис. 3.1б).

Итак, решение поставленной задачи сводится к нахождению функции, отображающей исследуемую область плоскости z на полосу плоскости ω .

Мнимая часть комплексного потенциала (3.2) будет являться истинным потенциалом поля начальных скоростей.

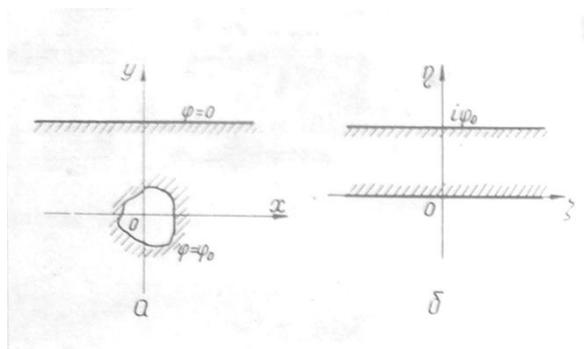


Рисунок 3.1 – Соответствие границ при конформном отображении: а) исследуемая область; б) каноническая

Линии равного потенциала будут определяться уравнением

$$\varphi(x, y) = C, \quad (3.3)$$

а линии тока уравнением

$$\psi(x, y) = C'. \quad (3.4)$$

Величина вектора начальной скорости в каждой точке взрываваемой среды будет равна модулю производной комплексного потенциала

$$V = |V| = \left| \frac{d\omega}{dz} \right| = |f'(z)|. \quad (3.5)$$

Действительно, зная, что

$$V_x = \frac{\partial \varphi}{\partial x}; V_y = -\frac{\partial \varphi}{\partial y},$$

(или, что тоже самое $V = grad\varphi$, вектор начальной скорости является отрицательным градиентом потенциала) и вычислив производную от функции (3.2)

$$f'(z) = \frac{\partial \psi}{\partial x} + i \frac{\partial \varphi}{\partial x} = \frac{\partial \varphi}{\partial y} + i \frac{\partial \psi}{\partial y} = \frac{\partial \varphi}{\partial y} + i \frac{\partial \varphi}{\partial x},$$

получим

$$V = \sqrt{\left(\frac{\partial \varphi}{\partial x}\right)^2 + \left(\frac{\partial \varphi}{\partial y}\right)^2} = |f'(z)|. \quad (3.6)$$

А вектор начальной скорости определяется по выражению [60]:

$$\bar{V} = -if'(z).$$

Плотность энергии в каждой точке среды будет определяться по формуле

$$g = \frac{\rho}{2} |f'(z)|^2. \quad (3.7)$$

Так как принятая модель не позволяет рассматривать процесс взрыва во времени, то действие его на среду можно оценивать конечными результатами, а именно:

а) параметрами зоны разрушения, которая определяется геометрическим местом точек, в которых плотность энергии равна удельной работе разрушения

$$\frac{\rho}{2}|f'(z)|^2 = a, \quad (3.8)$$

где a – удельная работа разрушения;

б) воронкой рыхления, которая определяется линией тока проходящей через край воронки разрушения на свободной поверхности. Уравнение контура воронки рыхления имеет вид:

$$\psi(x, y) = \psi(x_1, y_1), \quad (3.9)$$

где x_1, y_1 – координаты точки края зоны разрушения на свободной поверхности;

в) величиной вероятно возможного куска.

Величину вероятно возможного куска, который может образоваться в данной области взрываваемой среды, определяем по формуле [21]:

$$a = \frac{U_s \sqrt{3}}{\sqrt{D}},$$

где U_s – критическая скорость разрушения;

$$D = \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2}\right)^2 + \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2}\right)^2 + \left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial z^2}\right)^2 + \\ + 2\left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \partial y}\right)^2 + 2\left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \partial z}\right)^2 + 2\left(\frac{\partial^2 \varphi}{\partial y \partial z}\right)^2.$$

В случае плоскопараллельного поля величина куска в данной точке среды определяется по формуле [109]:

$$a = \sqrt{\frac{3}{2}} \frac{U_s}{|f''(z)|}. \quad (3.10)$$

С помощью комплексного потенциала можно определить верхний предел времени разрушения вдоль указанной линии по формуле [21]:

$$t_{\text{нос}} = \int_{AB} \frac{dz}{|f'(z)|}. \quad (3.11)$$

Воспользовавшись разработанной методикой решения задачи, исследуем влияние параметров заряда, его расположения относительно свободной поверхности, свойств взрываеваемой среды на результаты взрыва.

3.2 Влияние длины заряда на результаты взрыва с учетом свойств взрываеаемых пород

Теоретическое решение поставленной задачи, согласно разработанной методике сводиться к нахождению комплексного потенциала исследуемой области (рис. 3.2а). Для нахождения комплексного потенциала отобразим исследуемую область на плоскость с разрезами (рис. 3.2б).

Функция, осуществляющая это отображение имеет вид:

$$z_1 = z^2. \quad (3.12)$$

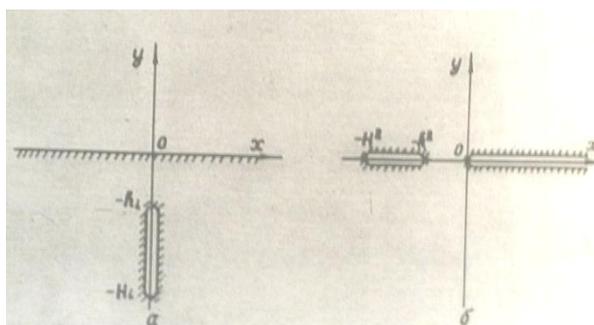


Рисунок 3.2 – Соответствие границ при конформном отображении: а) схема расположения заряда относительно свободной поверхности; б) промежуточная область

Отображая область плоскости z_1 на полосу (рис. 3.1б), получим:

$$\omega = \frac{\varphi_0}{\pi} \ln \frac{H\sqrt{z^2 + h^2} - z\sqrt{H^2 - h^2}}{H\sqrt{z^2 + h^2} + z\sqrt{H^2 - h^2}}, \quad (3.13)$$

где H – длина скважины;

h – удаление заряда от свободной поверхности.

Подставляя в формулу (3.7) значение производной комплексного потенциала (3.13), получим:

$$g = \frac{\rho}{2} \left(\frac{2\varphi_0}{\pi U_s} \right) \times$$

$$\times \frac{H^2(H^2 - h^2)}{\sqrt{(x^2 - y^2 - h^2)^2 + 4x^2y^2} [(x^2 - y^2 + H^2)^2 + 4x^2y^2]}.$$

Тогда уравнение зоны разрушения согласно (3.8) будет иметь вид:

$$\begin{aligned} & [(x^2 - y^2 + h^2)^2 + 4x^2y^2] \times \\ & \times [(x^2 - y^2 + H^2)^2 + 4x^2y^2]^2 = b_1^4, \end{aligned} \quad (3.14)$$

где

$$b_1 = \frac{2\varphi_0 H \sqrt{H^2 - h^2}}{\pi U_s}.$$

Границы зоны разрушения определялись уравнениями:

а) вдоль оси x

$$\begin{aligned} & x^6 + (h^2 + 2H^2)x^4 + 2H^2(H^2 + \\ & + h^2)x^2 + h^2H^4 - b_1^2 = 0; \end{aligned} \quad (3.15)$$

б) вдоль оси y

$$\begin{aligned} & y^6 - (h^2 + 2H^2)y^4 + 2H^2(H^2 + \\ & + h^2)y^2 - h^2H^4 - b_1^2 = 0. \end{aligned} \quad (3.16)$$

Из анализа уравнений следует, что с изменением длины заряда и удаления его от свободной поверхности изменяются и параметры зоны разрушения. Из выражения (3.15) следует, что при $h^2H^4 - b_1^2 = 0$ уравнение имеет единственный корень $x = 0$, т.е. разрушения на свободной поверхности не возникают. При

$$h^2H^4 - b_1^2 > 0 \quad (3.17)$$

разрушение не достигает свободной поверхности, следовательно, при таком условии взрыв заряда – камуфлетный. Неизбежность камуфлетного взрыва при любом значении H наступает при условии $H \gg h$. После незначительных преобразований неравенства (3.17) получим:

$$\frac{\varphi_0}{h} \leq \frac{\pi U_s}{2}.$$

В результате аналитических исследований уравнения (3.14) были установлены характерные формы зоны разрушения, которые изображены на

рис. 3.3 при различных удалениях заряда от свободной поверхности и его длине.

В расчетах $\frac{2\varphi_0}{\pi U_s}$ принимали равным 10 м. Анализ зон разрушения показывает, что основное разрушение при взрывании удлиненных зарядов наблюдается в верхней его части. С увеличением длины заряда зона разрушения увеличивается только в верхней части заряда.

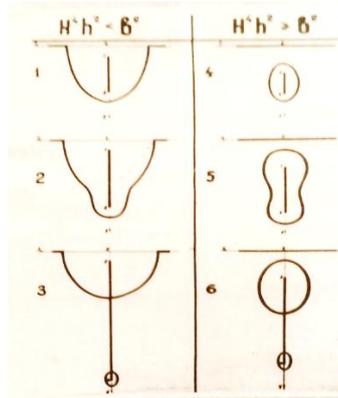


Рисунок 3.3 – Характерные зоны разрушения при взрывании удлиненного заряда:

$$1-3 \begin{cases} H = 10, 15, 25 \text{ м} \\ h = 3 \text{ м} \end{cases} \qquad 4-6 \begin{cases} H = 6, 9, 18 \text{ м} \\ h = 6 \text{ м} \end{cases}$$

Подставляя в уравнение (3.9) координаты края контура зоны разрушения на свободной поверхности, получим уравнение контура воронки рыхления:

$$\begin{aligned} & \left[\frac{(2H^2 + h^2)(x^2 + y^2)^2 + 2H^4(x^2 - y^2) + H^4 h^2}{d_1^2} \right]^2 + \\ & + \frac{16x^2 y^2 H^4 (H^2 - h^2)^2}{d_1^2 - 1} = \qquad (3.18) \\ & = h^4 \left[(x^2 - y^2 + H^2)^2 + 4x^2 y^2 \right]^2, \end{aligned}$$

где

$$d_1 = \frac{(2H^2 - h^2)R^2 + h^2 H^2}{h^2 (R^2 + H^2)},$$

R – половина раствора воронки разрушения на свободной поверхности определяется по уравнению (3.15).

В силу громоздкости уравнения (3.18), а, следовательно, и непригодности его для инженерных расчетов необходимо заменить контур воронки рыхления, определяемый уравнением (3.18), более простым контуром, практически мало отличающимся от данного.

В приближенной форме контур воронки рыхления описывается уравнением:

$$\frac{x^2}{R^2} + \frac{y^2}{H_{рых}^2} = 1. \quad (3.19)$$

Глубина воронки рыхления определяется из уравнения (3.18) при $x = 0$, $y = H_{рых}$, при этом

$$H_{рых} = \frac{H^2 \sqrt{R^2 - h^2}}{\sqrt{H^2(2R^2 + H^2) - h^2 R^2}}.$$

Как следует из сравнения полученных площадей воронки рыхления при сделанном упрощении максимальное отклонение контура, определяемое уравнением (3.18) от контура, полученного по уравнению (3.19), не превышает 3-5% для зарядов, при взрывании которых величина раствора воронки рыхления $H \geq R$.

В уравнение (3.19) входит величина раствора воронки разрушения, которая определяется непосредственным решением уравнения (3.15).

Площадь поперечного сечения воронки рыхления определяем по формуле:

$$S_{рых} \approx \frac{\pi R H^2}{2} \sqrt{\frac{R^2 + h^2}{(2R^2 + H^2)H^2 - h^2 R^2}}. \quad (3.20)$$

Из формулы (3.20) следует, что изменение длины заряда и удаление его от свободной поверхности оказывает существенное влияние на зону рыхления.

Исследуем изменение площади поперечного сечения зоны рыхления в зависимости от удаления заряда от свободной поверхности.

Пусть величина $H - h$ остается постоянной, а при этом изменяется только удаление заряда от свободной поверхности, тогда воронка рыхления

при уменьшении h увеличивается и достигает при $h=0$ максимального значения.

Удаление заряда от свободной поверхности при постоянной его длине влияет на проработку подошвы уступа только до определенных пределов.

Сделанные выводы справедливы только для случая, когда величина потенциала на поверхности заряда не меняется при изменении его параметров.

При исследовании влияния параметров заряда на величину воронки рыхления и разрушения было установлено, что с увеличением отношения $\frac{H}{h}$ площадь поперечного сечения ее увеличивается (рис. 3.4) и в пределе стремится к постоянной величине. Как показали теоретические исследования, основное разрушение наблюдается в верхней части заряда, следовательно, с увеличением длины заряда, качество проработки подошвы уступа ухудшается.

Из полученных графических зависимостей (рис. 3.4) следует, что для каждой породы существует отношение $\frac{H}{h}$ при котором изменение площади поперечного сечения воронки рыхления незначительно. Чем выше критическая скорость разрушения, тем меньше отношение $\frac{H}{h}$ при постоянной величине $\frac{2\varphi_0}{\pi U_s}$, при котором качество проработки подошвы ухудшается.

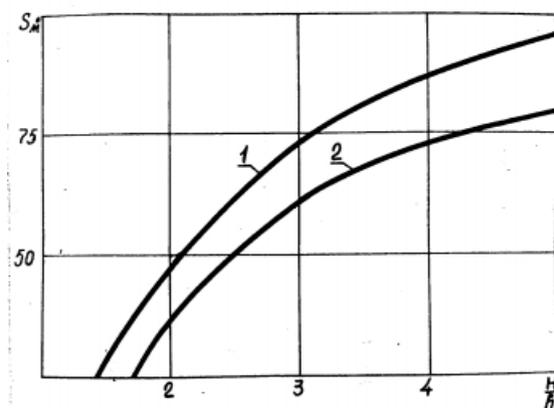


Рисунок 3.4 – Зависимость площади поперечного сечения воронки рыхления от отношения $\frac{H}{h}$ при $h = 5 м$

$$1 - \frac{2\varphi_0}{\pi U_s} = 10м,$$

$$2 - \frac{2\varphi_0}{\pi U_s} = 7м.$$

Следовательно, для каждого диаметра заряда и типа пород отсутствует оптимальная длина заряда. Используя разработанную методику, исследуем влияние длины заряда на характер дробления среды.

Величина вероятно возможного куска, который может образоваться в данной области среды, определяется по формуле (3.10):

$$a = \sqrt{\frac{3}{2}} \frac{[(x^2 - y^2 + h^2)^2 + 4x^2 y^2]}{b_1 \sqrt{x^2 + y^2}} \times \frac{[(x^2 - y^2 + H^2)^2 + 4x^2 y^2]^{\frac{3}{4}}}{\sqrt{[3(x^2 - y^2) + 2h^2 + H^2]^2 + 36x^2 y^2}}. \quad (3.21)$$

Для упрощения вычислений величину вероятно возможного куска определяли только на свободной поверхности.

Величина вероятно возможного куска на свободной поверхности определяется по выражению, которое получим подставляя в формулу (3.21) $y=0$

$$a = \sqrt{\frac{3}{2}} \frac{(x^2 + h^2)^2 \sqrt{(x^2 + H^2)^3}}{b_1 x \cdot (3x^2 + 2h^2 + H^2)}. \quad (3.22)$$

Из выражения (3.22) следует, что с увеличением длины заряда и при постоянных значениях h и $\frac{2\varphi_0}{\pi U_s}$ величина вероятно возможного куска на свободной поверхности уменьшается. Однако это уменьшение незначительно при больших длинах зарядов. Если же длина колонки заряда остается постоянной, то качество дробления на свободной поверхности самое лучшее при $h=0$. Однако следует заметить, что при $h=0$ коэффициент передачи энергии взрыва среде уменьшается и поэтому может наблюдаться несоответствие теоретических исследований экспериментальным.

Для качественного подтверждения полученных теоретических выводов были проведены экспериментальные исследования по замеру параметров воронки рыхления удлинёнными цилиндрическими зарядами, расположенными перпендикулярно свободной поверхности диаметром $d=42$ мм в магнетито-мартитовых роговиках крепостью $f=12-14$ по шкале профессора М.М. Протодьяконова. Результаты экспериментов и параметры применяемых зарядов приведены в табл. 3.1.

Таблица 3.1 – Экспериментальные исследования параметров зоны разрушения при взрывании удлинённых цилиндрических зарядов

| № пп | Количество взрывов | Глубина шпура, м | Величина заряда, кг | Длина заряда, м | Радиус воронки, м | Объём разрушения, м ³ | Выход горной массы с погонного метра, м ³ |
|------|--------------------|------------------|---------------------|-----------------|-------------------|----------------------------------|--|
| 1 | 3 | 0,62 | 0,40 | 0,40 | 0,320 | 0,066 | 0,106 |
| 2 | 4 | 0,73 | 0,50 | 0,50 | 0,400 | 0,122 | 0,167 |
| 3 | 5 | 0,80 | 0,60 | 0,60 | 0,410 | 0,141 | 0,176 |
| 4 | 4 | 0,90 | 0,65 | 0,65 | 0,430 | 0,183 | 0,202 |
| 5 | 3 | 1,00 | 0,70 | 0,70 | 0,440 | 0,201 | 0,210 |
| 6 | 6 | 1,10 | 0,80 | 0,80 | 0,420 | 0,210 | 0,190 |
| 7 | 3 | 1,20 | 0,85 | 0,85 | 0,360 | 0,171 | 0,142 |
| 8 | 2 | 1,30 | 0,90 | 0,90 | 0,340 | 0,162 | 0,125 |
| 9 | 4 | 1,50 | 1,00 | 1,00 | 0,340 | 0,182 | 0,121 |
| 10 | 3 | 1,70 | 1,20 | 1,20 | 0,340 | 0,213 | 0,122 |

Анализ данных таблицы показывает, что с увеличением длины колонки заряда радиус разрушения на свободной поверхности увеличивается. Однако увеличение не пропорционально длине заряда и в пределе ($H \rightarrow \infty$) остается постоянным. Аналогично изменяется и глубина зоны рыхления. При малых глубинах заложения заряда с увеличением длины колонки выход горной массы с погонного метра скважины увеличивается более интенсивно, чем расчетный выход. Это объясняется тем, что при экспериментах коэффициент передачи энергии взрыва среде при малых значениях h уменьшается.

Полученные выводы подтверждаются не только экспериментами при взрывании удлинённых шпуровых зарядов, а и практикой ведения взрывных работ на карьерах ГОКов Кривбасса при взрывании сдвоенных и строенных

уступов.

Так, например, на карьере СевГОК было проведено три массовых взрыва сдвоенных уступов в трудновзрываемых породах крепостью $f=I4-I6$. Глубина скважин составляла 30-32 м, сетка 7*8 м. В результате взрывов хорошо разрушенной оказалась только верхняя часть уступа, а нижняя была слабо разрушенной и с трудом поддавалась экскавации. Завышение подошвы уступа достигало 3-4 м. Это вызвало необходимость в повторном обурировании и взрывании нижней части уступа.

Ухудшение качества взрыва и проработки подошвы при взрывании сдвоенных уступов в крепких породах в зажатой среде имело место и на других карьерах. Так, на карьере ИнГОКа был взорван блок с высотой уступа 27 м. В результате взрыва хорошо разрушенной оказалась только верхняя часть уступа. Значительное увеличение высоты взрываемого уступа (48 м) в крепких породах также не дало положительных результатов.

В неокисленных роговиках крепостью $f=12-14$, был произведен экспериментальный взрыв. Высота уступа составляла 45 м. Основываясь на анализе предыдущих взрывов, сетку скважин уменьшили на 9%, перебур и удельный расход взрывчатого вещества были соответственно увеличены на 10% и на 24% по сравнению с поуступным взрыванием.

Анализ результатов взрыва показал, что как и в предыдущем случае, верхние два подступа были хорошо разрушены, а третий – нижний – был вторично обурен и взорван. Несмотря на уменьшение сетки скважин, увеличение удельного расхода взрывчатого вещества, показатели взрыва не улучшились, в связи с увеличением уступа до 45 м.

Опыт взрывания сдвоенных и строенных уступов на других карьерах подтвердил факт завышения подошвы уступа, ухудшение качества дробления нижнего подступа и увеличение выхода негабарита при увеличении длины заряда, когда расстояния между скважинами увеличивали по сравнению со взрыванием одинарных уступов.

В результате проведенных исследований установлено влияние длины заряда и его удаления от свободной поверхности на характер зоны разрушения среды взрывом. Установленные качественные закономерности подтверждены производственным опытом ведения взрывных работ. Поэтому, полученные закономерности действия взрыва удлиненного заряда в зависимости от его длины, могут служить основанием для выбора тенденции изменения зоны разрушения в производственных условиях при изменении параметров.

3.3 Изменение результатов взрыва в зависимости от величины ЛНС и диаметра заряда

Буровзрывные работы на карьерах ведутся удлиненными зарядами различных диаметров. Несмотря на то, что исследованию эффективности применения скважин различного диаметра посвящено довольно много работ, закономерности дробления окружающей среды действием взрыва удлиненных зарядов при изменении их диаметра оставались до настоящего времени изучены недостаточно.

Взрыв цилиндрического заряда в неограниченной среде достаточно полно аналитически изучен и освещен в горнотехнической литературе [59, 22], однако полученные решения не учитывают влияния свободной поверхности, которая оказывает существенное влияние на качество дробления и размеры зоны разрушения.

Исходя из предложений, сделанных в подразделе 3.1, исследуем действие взрыва цилиндрического заряда, расположенного параллельно свободной поверхности. Для нахождения комплексного потенциала отобразим дробнолинейным преобразованием исследуемую область на две концентрические окружности таким образом, чтобы контур заряда перешел в окружность единичного радиуса, тогда линия свободной поверхности перейдет в окружность радиусов (ω_1).

Область, ограниченная контуром заряда и свободной поверхностью,

перейдет в область (ω_1) между концентрическими окружностями.

Для осуществления этого отображения установим следующее соответствие точек области z и ω :

$$\begin{aligned} z_0 = 0 &\leftrightarrow \omega_0 = |\omega_1|; \\ z_2 = W + R_0 &\leftrightarrow \omega^2 = 1; \\ z_3 = W - R_0 &\leftrightarrow \omega^3 = -1, \end{aligned}$$

$$\text{где } |\omega_1| = \frac{W^2}{R_0^2} + \sqrt{\frac{W^2}{R_0^2} - 1};$$

W – величина ЛНС;

R_0 – радиус заряда.

При таком соответствии точек функция, осуществляющая отображение исследуемой области на кольцо, имеет вид:

$$\frac{\omega_1 - \omega_0}{\omega_1 - \omega_3} * \frac{\omega_2 - \omega_3}{\omega_2 - \omega_0} = \frac{z_1 - z_0}{z_1 - z_3} * \frac{z_2 - z_3}{z_2 - z_0}. \quad (3.23)$$

После подстановки значения $\omega_0, \omega_2, \omega_3, z_0, z_1, z_3$ и незначительных преобразований получим:

$$\omega_1 = \frac{\left(\sqrt{\frac{W-R_0}{W+R_0}}+1\right)z + \left(\sqrt{W^2 - R_0^2} + W + R_0\right)}{\left(\sqrt{\frac{W-R_0}{W+R_0}}-1\right)z + \left(\sqrt{W^2 - R_0^2} - W + R_0\right)}. \quad (3.24)$$

Для отображения области на полосу воспользуемся функцией:

$$\omega_2 = \ln \omega_1, \quad (3.25)$$

при этом область, заключенная между окружностями переходит на полосу

$$0 \leq R_e \omega_2 \leq \ln\left(\frac{W}{R_0} + \sqrt{\frac{W^2}{R_0^2} - 1}\right).$$

Окончательно, функция, отображающая исследуемую область на полосу $0 \leq \text{Im} \omega \leq \varphi_0$ (комплексный потенциал), после умножения (3.25) на величину:

$$\frac{\varphi_0}{\ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]},$$

примет вид:

$$\omega = \frac{i\varphi_0}{\ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]} \ln \frac{\sqrt{W^2 - R_0^2} - z}{\sqrt{W^2 - R_0^2} + z}. \quad (3.26)$$

Начальную скорость, которую приобретают частицы среды, определим по формуле (3.6):

$$\bar{V} = - \frac{2\varphi_0 d_1}{\ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]^2 [d^2 - z^2]}, \quad (3.27)$$

где

$$d_1 = \sqrt{W^2 - R_0^2}.$$

Распределение энергии в среде характеризуется плотностью энергии и описывается функцией (3.19) ($z = x + iy$):

$$g = \frac{2\varphi_1^2 d_1^2 \rho}{(d^2 - x^2 + y^2)^2 + 4x^2 y^2}, \quad (3.28)$$

где

$$\varphi_1 = \frac{\varphi_0}{\ln \left(\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right)}.$$

В полученные формулы входит неизвестная величина φ_0 , которую можно определить из закона сохранения энергии.

Известно (3.21), что энергия, полученная средой от взрыва заряда, равна

$$Q = -\frac{\rho}{2} \oint \varphi_0 \frac{\partial \varphi}{\partial n} ds, \quad (3.29)$$

где $\frac{\partial \varphi}{\partial n}$ - величина скорости по нормали.

Интегрирование производится вдоль контура заряда. Так как на

контуре заряда:

$$\frac{\partial \varphi}{\partial n} = -\overrightarrow{lf'(z)}, \quad (3.30)$$

то подставляя (3.30) в (3.29) получим:

$$Q = \frac{\rho \pi \varphi_0^2}{\ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]}. \quad (3.31)$$

С другой стороны, энергия передаваемая среде единицей длины заряда равна

$$Q_2 = \eta \pi R_0^2 g_0 \rho_{bb}, \quad (3.32)$$

где g_0 – удельная теплота взрыва;

ρ_{bb} – плотность заряжения;

H – коэффициент передачи энергии взрыва среде.

Приравнивая частей равенства (3.31), (3.32) и решая относительно φ_0 , получим

$$\varphi_0 = R_0 \sqrt{\eta g_0 \frac{\rho_{bb}}{\rho_0} \ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]}. \quad (3.33)$$

Из полученной формулы следует, что величина потенциала поверхности заряда зависит не только от его параметров, но и от величины ЛНС.

Зная потенциал на поверхности заряда, представляется возможным определить его распределение в среде, что позволит в свою очередь установить некоторые закономерности действия взрыва цилиндрического заряда, расположенного параллельно свободной поверхности.

Исходя из разработанной методики, контура воронки разрушения получим, подставив в (3.8) значение плотности энергии из (3.28)

$$(x^2 + y^2)^2 - 2d_1^2(x^2 - y^2) = b^4 - d_1^4, \quad (3.34)$$

где

$$b^2 = \frac{2d_1 R_0}{U_s} \sqrt{\frac{\eta g_0 \rho_b}{\rho \ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]}}$$

Исследование уравнения (3.34) позволило установить формы зоны разрушения, которые могут образоваться при различном соотношении между величиной ЛНС и параметрами заряда (рис. 3.5).

Расчеты производили при следующих значениях $\eta/U_s^2 = 0,011 \text{ сек/м}^2$, $\rho_{\text{вв}}/\rho = 0,33$, $R_0 = 0,1 \text{ м}$, $W = 3-10 \text{ м}$. Радиус зоны разрушения на свободной поверхности и ее максимальная глубина определяются по формуле (3.34), подставляя в нее значения $X = 0$ и $Y = 0$

$$R = \sqrt{b^2 - d_1^2}, \quad (3.35)$$

$$H_{\text{раз}} = \sqrt{b^2 + d_1^2}. \quad (3.36)$$

Для исследования влияния параметров заряда и величины ЛНС на зону разрушения определим ее площадь поперечного сечения. Для этого решаем уравнение (3.34) относительно Y и интегрируем вдоль оси X .

$$S = 2 \int_{\alpha_1}^{H_{\text{раз}}} \sqrt{\sqrt{b^4 + 4d_1^2 x^2} - [x^2 - d_1^2]} dx, \quad (3.37)$$

где

$$\alpha_1 = \begin{cases} 0, & b^2 \gg d_1^2; \\ d_1^2 - b^2, & b^2 < d_1^2. \end{cases}$$

Интеграл (3.37) в элементарных функциях не берется, поэтому, вычисления проводились приближенным методом на ЭЦВМ «Промінь».

В результате вычислений было установлено, что площадь при разрушении при удалении заряда от свободной поверхности увеличивается и при $b = d_1$ достигает максимального значения. При дальнейшем увеличении

W зона разрушения уменьшается, приближаясь к зоне разрушения бесконечного цилиндрического заряда в неограниченной среде. Это обуславливается тем, что при удалении заряда от свободной поверхности ее влияние несущественно.

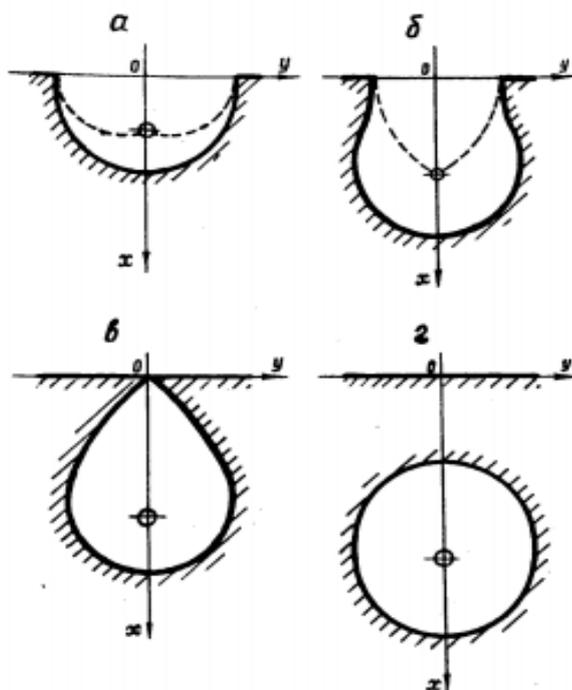


Рисунок 3.5 – Формы зоны разрушения и рыхления при взрыве цилиндрического заряда:

а) $b > \sqrt{2}d_1$;

б) $b = d_1$;

в) $d_1 < b < \sqrt{2}d_1$;

г) $b < \sqrt{2}d_2$.

Одновременно с изменением зоны разрушения при увеличении ЛНС увеличивается и глубина зоны разрушения. Однако разрушение тыльной стороны среды, которое характеризуется разностью и глубиной разрушения $H_{раз}$ и величиной ЛНС (W) увеличивается и при значениях $W \gg b$, разность $H_{раз}-W$ практически остается постоянной.

С увеличением величины ЛНС увеличивается и радиус зоны разрушения на свободной поверхности и при показателе действия взрыва равным 1 достигает максимального значения. При дальнейшем увеличении ЛНС радиус зоны разрушения уменьшается.

На основании проведенных исследований установлен характер изменения параметров зоны разрушения в зависимости от диаметра заряда и величины ЛНС. С уменьшением ЛНС и увеличением диаметра заряда глубина разрушения в тыльную сторону уступа увеличивается. Установлено, что существует оптимальное отношение W/R_0 , обеспечивающее минимальную нарушенность массива.

Вскрытые закономерности необходимо учитывать при выборе оптимальных параметров буровзрывных работ.

Известно, что объем отбиваемой горной массы определяется контуром воронки рыхления, поэтому необходимо исследовать общие закономерности ее изменения в зависимости от диаметра заряда и величины ЛНС, которые послужат основанием для выбора рациональных параметров буровзрывных работ.

Для определения контура воронки рыхления определяем действительную часть комплексного потенциала (3.26) и, подставим в уравнение (3.9), после незначительных преобразований получим:

$$x^2 + \left(y + \frac{1}{2C}\right)^2 = d_1^2 + \frac{1}{4C^2}, \quad (3.38)$$

где $C = \frac{\sqrt{b^2 - d_1^2}}{2d_1^2 - b^2}$.

Из уравнения (3.38) следует, что контур воронки рыхления имеет форму двух пересекающихся окружностей.

По контуру воронки рыхления определяем ее площадь поперечного сечения:

$$S_{\text{рых}} = \frac{b^4}{4(b^2 - d_1^2)} \arccos \frac{2d_1^2 - b^2}{d_1^2} - \frac{2d_1^2 - b^2}{2\sqrt{b^2 - d_1^2}}. \quad (3.39)$$

В силу громоздкости формулы (3.39), площадь поперечного сечения важно вычислить по приближенной формуле (3.20):

$$S_{\text{рых}} = \sqrt{\frac{b^2 - d_1^2}{225}} (6d_1 - 8b) . \quad (3.40)$$

На рис. 3.6 построены графики изменения площади поперечного сечения зоны рыхления с изменением W при постоянных значениях радиуса заряда. Как видно из графика (рис. 3.6) площадь поперечного сечения зоны рыхления с увеличением W увеличивается и достигает максимального значения при определенном удалении заряда от свободной поверхности. В результате исследования функции (3.40) было установлено, что площадь зоны рыхления достигает максимального значения при показателе действия взрыва приблизительно равном 0,7, т.е.:

$$\frac{\sqrt{b^2 - d_1^2}}{d_1} = 0,7 . \quad (3.41)$$

По уравнению (3.41) строится графическая зависимость, которая позволяет определить величину W/R_0 по заданным значениям плотности заряжения и плотности породы, а также критической скорости разрушения, обеспечивающей получение максимального радиуса раствора, максимальной воронки рыхления, максимальной зоны разрушения.

Закономерность изменения параметров зоны рыхления цилиндрическим зарядом, расположенным параллельно свободной поверхности, подтверждается проведенными экспериментальными исследованиями в условиях шахты «Саксагань» рудника Дзержинского.

Опытные взрывы производились в гидрогематитовой руде с коэффициентом крепости $f = 5-7$ по шкале профессора М.М. Протодяконова. Диаметр взрываемого шнура равняется 40 мм, а его длина 2 м. Величина заряда в шнуре составляла 1,6 кг.

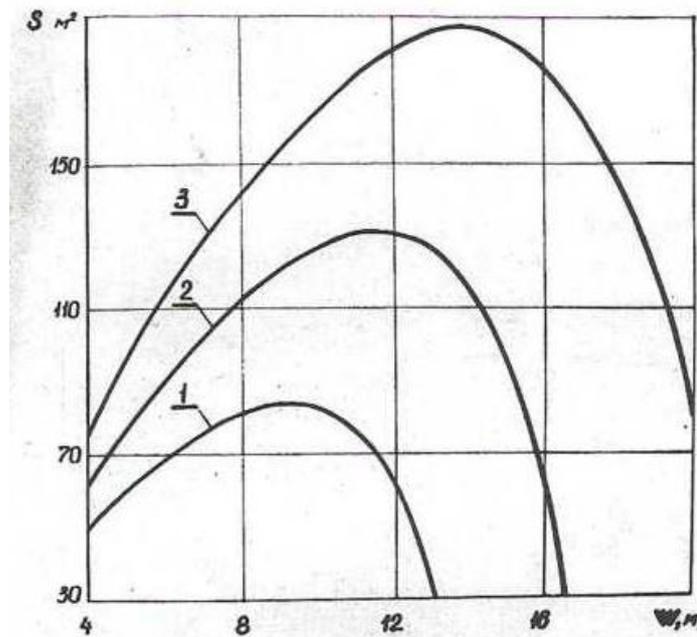


Рисунок 3.6 – Исследование площади поперечного сечения зоны рыхления от величины ЛНС: 1 - $R_0 = 0,100$ м; 2 - $R_0 = 0,125$ м; 3 - $R_0 = 0,150$ м.

Из результатов экспериментальных исследований параметров зоны рыхления при взрыве цилиндрического заряда следует, что при увеличении ЛНС и постоянном диаметре заряда радиус зоны разрушения и площадь поперечного сечения воронки рыхления в начале увеличиваются, а затем резко убывают.

Таким образом, полученные экспериментальным путем данные, качественно подтвердили закономерности, полученные аналитическим путем.

Рассмотрим влияние параметров заряда на дробление среды в пределах воронки рыхления. Величину куска в каждой точке плоскости определяем по формуле (3.10), подставляя в неё значение второй производной комплексного потенциала (3.26). После преобразований, получим:

$$d = \sqrt{\frac{3(d_1^2 - x^2 + y^2)^2 + 4x^2y^2}{2b^2\sqrt{x^2 + y^2}}}. \quad (3.42)$$

По формуле (3.42) определено изменение величины куска вдоль свободной поверхности (рис. 3.7 а) и ЛНС (рис. 3.7 б) при постоянной величине W и различных диаметрах зарядов. Как видно из графиков, с увеличением диаметра заряда, наблюдается уменьшение величины кусков как вдоль свободной поверхности, так и вдоль ЛНС, однако на больших расстояниях от заряда это увеличение незаметно. В то время, как в зоне, прилегающей к заряду, наблюдается резкое уменьшение кусков, что приводит к увеличению процентного выхода мелких фракций. Это обуславливается тем, что при увеличении диаметра заряда и постоянной величине ЛНС увеличивается количество энергии переданной зарядом в область рыхления, однако это увеличение не пропорционально удельному расходу ВВ.

Если удельный расход ВВ оставлять постоянным, а при этом увеличивать диаметр заряда, то резко увеличится размер кусков вблизи свободной поверхности (рис. 3.8) пропорционально увеличению диаметра заряда.

Для подтверждения полученных закономерностей о влиянии диаметра заряда и величины ЛНС на качество дробления горных пород взрывом были проведены экспериментальные исследования в условиях шахт Кривбасса.

Опытные взрывы производились в породах с крепостью $f = 16-18$ по шкале профессора М.М. Протодяконова, плотность породы составляла $3,3 \cdot 10^3$ кг/м³. В качестве ВВ применяли аммонит № 6.

Анализ данных и графических зависимостей, построенных на ее основании (рис. 3.9) показывает, что с изменением W/R_0 величина диаметра среднего куска изменяется в широких пределах. С увеличением отношения W/R_0 диаметр среднего куска возрастает более интенсивно при взрывании зарядов большего диаметра.

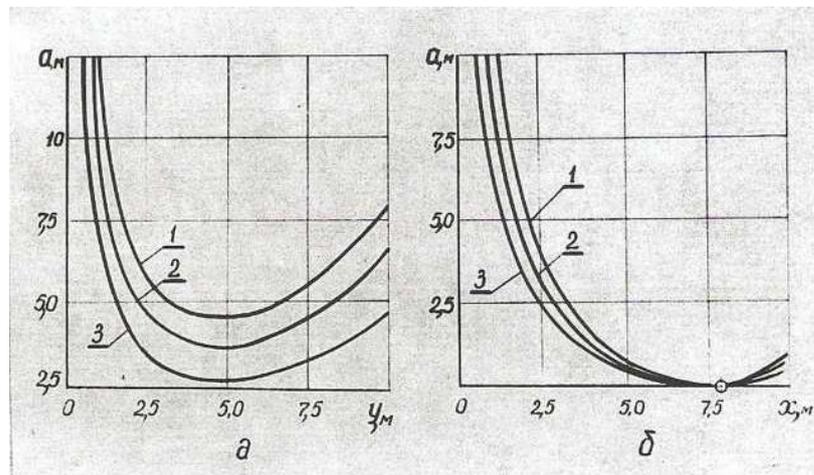


Рисунок 3.7 – Изменение величины вероятно возможного куска вдоль свободной поверхности (а) и вдоль ЛНС (б) при $W = \text{const}$

1 – $R_0 = 0,125$ м; 2 – $R_0 = 0,150$ м; 3 – $R_0 = 0,200$ м

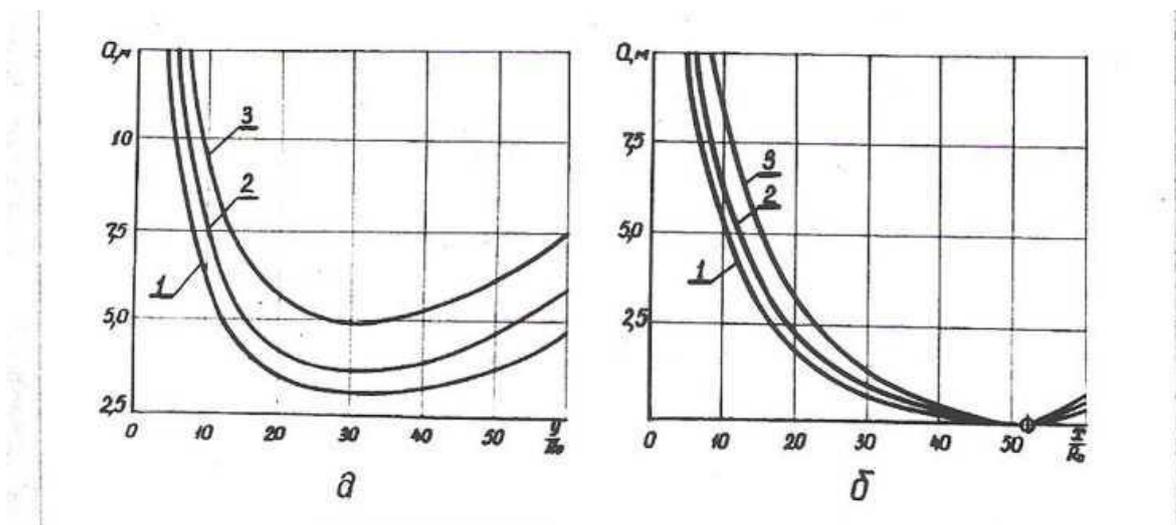


Рисунок 3.8 – Изменение величины вероятно возможного куска вдоль свободной поверхности (а) и вдоль ЛНС (б) при $W/R_0 = \text{const}$

1 – $R_0 = 0,125$ м; 2 – $R_0 = 0,150$ м; 3 – $R_0 = 0,200$ м

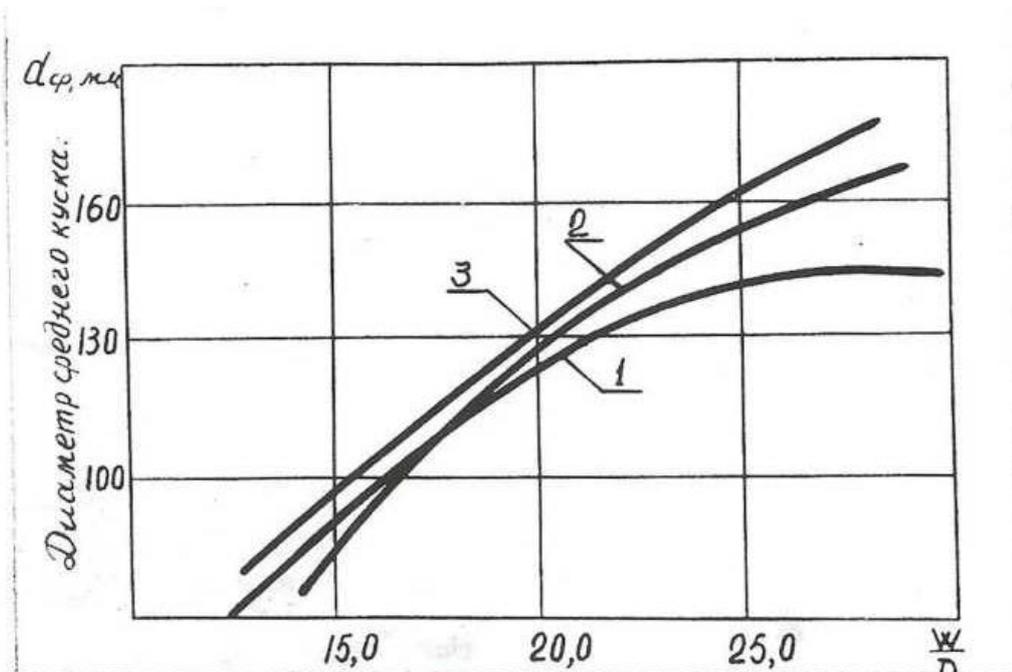


Рисунок 3.9 – Зависимость изменения диаметра среднего куска W/R_0

1 – $d_3 = 0,032$ м; 2 – $d_3 = 0,039$ м; 3 – $d_3 = 0,046$ м

3.4 Время образования свободной поверхности взрывом и её влияние на дробление среды

При многорядном короткозамедленном взрывании зарядов, изменяя порядок взрывания и величину интервала замедления между зарядами, представляется возможным образовывать дополнительные свободные плоскости. Для установления влияния наличия дополнительной свободной плоскости на степень дробления среды произведем сравнения качества дробления при взрывании зарядов с одной и двумя свободными плоскостями.

Для примера рассмотрим дробление среды при мгновенном взрывании зарядов (рис. 3.10) и взрывании зарядов через скважину (рис. 3.11). Сравнение величины кусков в первом и втором случае будем рассматривать вдоль ЛНС.

При расчетах в обеих схемах взрывания коэффициент сближения зарядов равен единице. Параметры зарядов, сетки скважин и свойства среды в обоих случаях принимали одинаковыми.

Для определения дробления среды при мгновенном взрывании ряда скважин, расположенных параллельно свободной поверхности, (рис. 3.10) определим комплексный потенциал в заданной области.

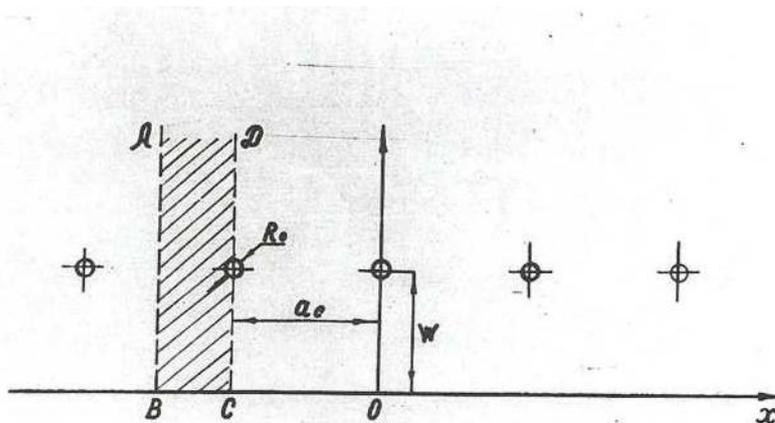


Рисунок 3.10 – Схема для расчета действия взрыва на среду при мгновенном взрывании ряда скважин

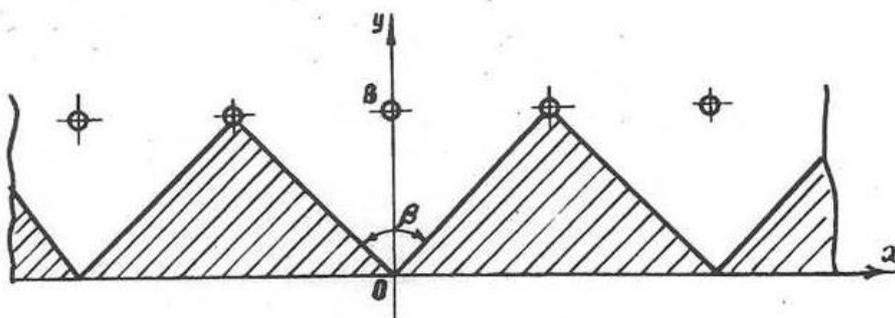


Рисунок 3.11 – Схема расположения последующей серии зарядов при взрывании по схеме «гребенка»

Комплексный потенциал от взрыва ряда скважин в неограниченной среде имеет вид [54]:

$$\omega_1 = \frac{N}{2\pi} \ln \cos \frac{\pi z}{a_c}, \quad (3.43)$$

где N – интенсивность источника;

a_c – расстояние между зарядами.

Если же ряд скважин расположен параллельно свободной поверхности на расстоянии W , то комплексный потенциал при таком расположении зарядов, с учетом (3.43), можно представить как сумму комплексных потенциалов. Окончательно получим:

$$\omega = \frac{N}{2\pi} \ln \frac{\cos\left(\frac{\pi z}{a_c} - \frac{\pi W}{a_c}\right)}{\cos\left(\frac{\pi z}{a_c} + \frac{\pi W}{a_c}\right)}. \quad (3.44)$$

Предполагая, что влияние соседних зарядов на величину потенциала на поверхности заряда незначительно, интенсивность источника при взрывании ряда скважин примем равной интенсивности источника при взрывании одиночного заряда. Из выражений (3.26) и (3.44) определяем интенсивность источника на поверхность заряда:

$$N = 2\pi R_0 \sqrt{\frac{\eta g_0 \rho_{BB}}{\rho \cdot \ln \left[\frac{W}{R_0} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^2 - 1} \right]}}. \quad (3.45)$$

Величину вероятно возможного куска в данной точке среды при взрывании серии зарядов определим, подставляя в формулу (3.10) значение второй производной комплексного потенциала (3.44). После незначительных преобразований получим:

$$\omega = \sqrt{\frac{3 a_c^2 \left[\left(ch \frac{2\pi W}{a_c} + \cos \frac{2\pi x}{a_c} \right)^2 + \left(\sin \frac{2\pi x}{a_c} + sh \frac{2\pi y}{a_c} \right)^2 \right]}{2 U_s N \pi sh \frac{2\pi W}{a_c} \sqrt{\left(ch \frac{2\pi y}{a_c} \right)^2 - \left(\cos \frac{2\pi x}{a_c} \right)^2}}}. \quad (3.46)$$

При взрывании зарядов через скважину, после взрыва первой серии зарядов, заряды второй серии взрываются как одиночные, расположенные между двумя плоскостями обнажения, образующими двугранный угол β .

Так как величина вероятно возможного куска определяется через комплексный потенциал, то при взрывании заряда в угле комплексный потенциал будет иметь вид [60]:

$$\omega = \frac{-i\varphi_0}{\ln\left[\left(\frac{W}{H_0}\right)^{\alpha_2} + \sqrt{\left(\frac{W}{R_0}\right)^{\alpha_2} - 1}\right]} \ln \frac{i\bar{W}^{\alpha_2} - z^{\alpha_2}}{i\bar{W}^{\alpha_2} + z^{\alpha_2}}, \quad (3.47)$$

где $\alpha_2 = \frac{180^\circ}{\beta}$.

В связи с тем, что влияние свободных поверхностей на величину потенциала на поверхности заряда несущественно будем считать его величину в обоих случаях одинаковой, а величину угла β равной 90° ($\alpha_2 = 2$).

Тогда величину вероятно возможного куска вдоль линии ОВ определим подставляя в формулу (3.10) значение второй производной комплексного потенциала с формулы (3.47):

$$a = \sqrt{\frac{3}{2}} \cdot \frac{U_s (\bar{W}^4 - \bar{y}^4)^2}{4k_1 \bar{W} (\bar{W}^4 + 3\bar{y}^4)}, \quad (3.48)$$

где $k_1 = \frac{\varphi_0}{\ln 2 \bar{W}^2}$.

Таким образом, образование дополнительных свободных поверхностей приводит к повышению качества дробления отбиваемых горных пород.

Для использования дополнительной поверхности при короткозамедленном взрывании необходимо, чтобы интервал замедления соответствовал времени ее образования. Время разрушения в пределах воронки рыхления определяем по формуле (3.11), подставляя в нее значение комплексного потенциала (3.26):

$$t_{\text{раз}} = \frac{W^2}{3R_0} \sqrt{\frac{\rho \cdot \ln \frac{2W}{R_0}}{\eta g_0 \rho_{BB}}}. \quad (3.49)$$

Из формулы (3.49) следует, что с уменьшением W при постоянных параметрах заряда время разрушения резко уменьшается, с увеличением R_0

при постоянном относительном W возрастает пропорционально радиусу заряда R_0 .

Полученная формула (3.49) не учитывает прочностных характеристик горных пород, следовательно, не может быть использована для определения времени разрушения, необходимого для изучения дополнительной поверхности.

Для практического пользования формулой введем коэффициент, учитывающий свойства пород. После введения коэффициента формула (3.49) примет вид:

$$t = k \frac{R_0 \bar{W}^2}{2\pi} \sqrt{\frac{\rho \cdot \ln 2 \bar{W}}{\eta g_0 \rho_{BV}}}. \quad (3.50)$$

Величину коэффициента k необходимо определять экспериментально для различных пород.

При широко применяемых схемах многорядного короткозамедленного взрывания дополнительную поверхность стремятся образовать между группами зарядов. При этом заряды в группах взрываются мгновенно. Время разрушения среды при взрывании серии зарядов определяем по формуле (3.11). Подставляя значение модуля комплексного потенциала (3.44) в (3.11) получим:

$$t_{\text{раз}} = k \frac{m R_0 \bar{W}^2}{2\pi} \sqrt{\frac{\rho \cdot \ln 2 \bar{W}}{\eta g_0 \rho_{BV}}} \left[\operatorname{cth} \frac{2\pi}{m} + \frac{m}{2\pi} \right], \quad (3.51)$$

учитывая то, что выражение $\left(\operatorname{cth} \frac{2\pi}{m} + \frac{m}{2\pi} \right)$ при $m = 1$ близко к единице:

$$t_{\text{раз}} = k \frac{m R_0 \bar{W}^2}{2\pi} \sqrt{\frac{\rho \cdot \ln 2 \bar{W}}{\eta g_0 \rho_{BV}}}. \quad (3.52)$$

Из сопоставления формул (3.50) и (3.52) следует, что при взрывании серии зарядов время разрушения в пределах воронки рыхления уменьшается по сравнению с взрыванием одиночного заряда.

Для проверки полученных теоретических зависимостей о влиянии диаметра заряда и величины ЛНС на время разрушения были проведены

экспериментальные исследования на моделях из оптически активных материалов с применением сверхскоростной фоторегистрирующей установки.

Исследования разделяли на два этапа. На первом этапе устанавливали влияние диаметра заряда на время разрушения. Для этого было взорвано три серии моделей. Регистрацию процесса разрушения производили при скорости съемки $30 \cdot 10^3$ кадров в секунду, т.е. время между последующими кадрами составило 4 мксек.

Величина удаления зарядов от свободной поверхности во всех моделях была одинаковой и составила $W = 5$ см. Диаметр заряда в первой серии опытов равнялся 3 мм, во второй – 5 мм и в третьей – 7 мм, а величина заряда в моделях составляла, соответственно, $m_1 = 60$ мг, $m_2 = 140$ мг и $m_3 = 320$ мг. Из кинограмм разрушения следует, что при взрывании заряда весом 60 мг время разрушения (момент смыкания трещин, идущих от свободной поверхности и со стороны заряда) равно 28 мксек, а при взрывании зарядов весом 140 мг и 320 мг – 16-20 мксек и 8-12 мксек, соответственно.

Во второй серии опытов исследовано влияние величины диаметра заряда при постоянном относительном расстоянии на время разрушения. Как и в предыдущем случае было взорвано три серии моделей. Величина зарядов в каждой серии взрывов равнялась 50, 140 и 270 мг, а величина ЛНС, соответственно 3,5; 6,0 и 8,5 см. Величину ЛНС подбирали из условия постоянства удельного расхода ВВ.

Из кинограмм процесса разрушения следует, что с увеличением диаметра заряда время разрушения увеличивается. Так при взрывании заряда весом 50 мг время разрушения вдоль ЛНС ($\bar{W} = 11,5$) равно 8-12 мксек, а при взрывании зарядов весом 140 и 270 мг равно 12-16 и 16-20 мксек соответственно.

Из полученных экспериментальных данных (рис. 3.12) следует, что при увеличении диаметра заряда время разрушения модели уменьшается. При

постоянном удельном расходе ВВ с увеличением диаметра заряда увеличивается и время разрушения.

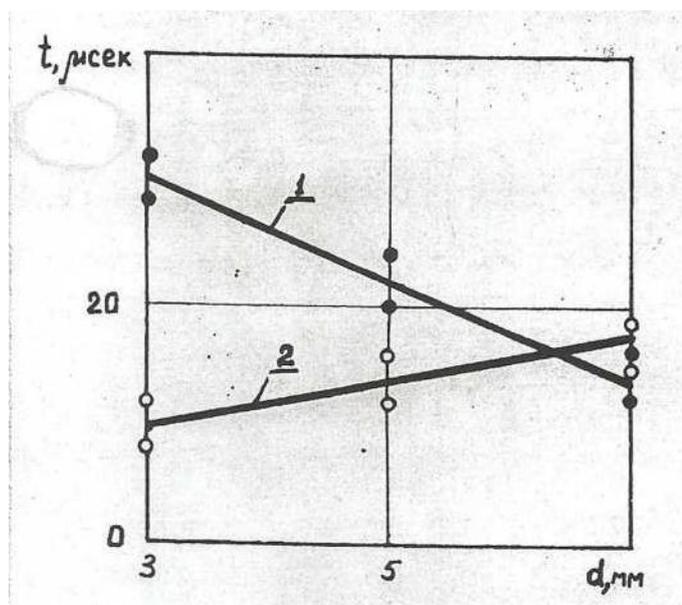


Рисунок 3.12 – Графики зависимости времени разрешения модели от диаметра заряда при: 1 – постоянной величине ЛНС; 2 – постоянном отношении W/R_0

Дальнейшее повышение эффективности дробления пород взрывом возможно за счет управления процессом перераспределения энергии взрыва. Для этого необходимо исследовать распределение энергии взрыва и процесса разрушения горных пород, выявить основные физические явления происходящие в разрушаемом массиве и на этом основании совершенствовать существующие и разрабатывать новые методы управления энергией взрыва с целью повышения эффективности взрывных работ.

Выводы

1. Разработана методика теоретических исследований действия взрыва на среду.

2. Применяя разработанную методику, исследовано влияние параметров заряда и удаления его от свободной поверхности на конечные результаты взрыва:

а) исследован характер дробления среды в пределах воронки рыхления и установлена зависимость изменения дробления от параметров заряда. При увеличении диаметра заряда и постоянном удельном расходе ВВ диаметр среднего куска в зоне рыхления увеличивается пропорционально увеличению диаметра заряда;

б) определены зависимости изменения параметров разрушения и рыхления от глубины заложения и длины заряда. С увеличением длины заряда при постоянном его удалении от свободной поверхности зона рыхления увеличивается не пропорционально длине заряда и при больших его длинах практически остается постоянной, а зона разрушения в нижней части заряда уменьшается;

в) с увеличением длины заряда размер вероятно возможного куска в пределах воронки рыхления уменьшается, а степень дробления среды в нижней части заряда снижается. Для повышения качества дробления нижних подступов, при взрывании сдвоенных и строенных уступов, необходимо увеличивать удельный расход ВВ по сравнению с подступным взрыванием как за счет уменьшения сетки скважин, так и за счет увеличения диаметра заряда;

г) теоритически доказано, что наличие дополнительных свободных поверхностей способствует повышению степени дробления среды взрывом;

д) установлена взаимосвязь между временем разрушения среды, ее свойствами и параметрами заряда.

3. Полученные в результате теоретических исследований закономерности действия взрыва в среде, подтверждены проведенными экспериментальными исследованиями. Поэтому вскрытые закономерности будут положены в основу при отработке опытным путем рациональных параметров буровзрывных работ.

РАЗДЕЛ 4

МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

4.1 Влияние формы импульса на формирование поля напряжений и механизм разрушения горных пород разрывом

Рассмотренная в разделе 3 модель действия взрыва на среду дает возможность судить о качестве дробления только по конечным результатам и не позволяет исследовать процессы, протекающие в среде во времени, так как из принятых допущений о несжимаемости и мгновенности передачи энергии заряда в среде следует, что энергия распространяется мгновенно [21].

В действительности при взрыве заряда образующиеся газы под огромным давлением действуют на стенки зарядной камеры в течение определенного периода времени, который определяется временем движения забойки и временем истечения продуктов детонации из полости заряда [58, 136]. Поскольку процесс детонации является кратковременным, то в результате ударного действия продуктов детонации разрушаемой среде передается энергия в виде волнового импульса, под воздействием которого среда деформируется и разрушается. Параметры этой волны напряжений предопределяются формой начального импульса и физико-механическими свойствами пород. Таким образом, изменяя форму начального импульса, представляется возможным влиять на параметры волны напряжения, которые играют определенную роль в процессе разрушения пород, а поэтому и на конечные результаты взрыва.

Довольно детальное исследование формирования и распространения волн напряжений при взрыве заряда имеется лишь в том случае, когда на стенки зарядной камеры мгновенно прикладывается давление, которое в дальнейшем остается постоянным [138]:

$$P(t) = \begin{cases} 0, & t \leq 0; \\ P_0, & t > 0, \end{cases} \quad (4.1)$$

где P_0 – давление продуктов детонации на стенки полости.

Однако, как показали исследования [25, 45, 133, 43, 136] давление достигает своих максимальных значений спустя какой-то период времени, а затем происходит его спад. На современном этапе развития взрывных работ представляется возможным манипулировать формой прилагаемой взрывной нагрузки, что существенным образом сказывается на формировании поля напряжений, предопределяющего процесс разрушения твердых сред взрывом. В связи с этим появилась настоятельная необходимость в исследовании влияния формы взрывного импульса на формирование поля напряжений и механизм разрушения горных пород.

При исследовании формирования и распространения волн напряжений от взрыва сферического заряда в упругой среде будем считать, что давление в полости заряда с течением времени изменяется по закону:

$$P(t) = \begin{cases} 0, & t \leq 0; \\ \frac{P_0 t}{t_{max}}, & 0 \leq t \leq t_{max}; \\ P_0 e^{-\delta(t-t_{max})}, & t > t_{max}, \end{cases} \quad (4.2)$$

где δ – показатель затухания давления в полости заряда, 1/сек;

t_{max} – время нарастания давления до максимального значения;

t – текущее время.

Для нахождения радиальных и тангенциальных напряжений, смещений и скорости смещения для каждой точки среды в любой момент времени составим динамическое уравнение упругого элемента среды. Согласно [121, 138, 129] это уравнение имеет вид:

$$\frac{\partial \sigma_r}{\partial r} + \frac{2(\sigma_r - \sigma_\theta)}{r} = -\rho \frac{\partial^2 U_r}{(\partial t)^2}, \quad (4.3)$$

где σ_r, σ_θ – радиальное и тангенциальное напряжение, соответственно;

U_r – смещения в радиальном направлении;

r – расстояние от центра заряда к исследуемой точке.

Найдем общее решение уравнения (4.3). Полагая [138]:

$$\theta = \frac{\partial(r^2 U_r)}{r^2 \partial r}, \quad (4.4)$$

получим

$$\sigma_r = (\lambda + 2\mu)\theta + \frac{4\mu}{r} U_r, \quad (4.5)$$

$$\sigma_\theta = \lambda\theta + 2\mu \frac{U_r}{r}. \quad (4.6)$$

Уравнение (4.3) с учетом (4.4) – (4.6) преобразуется к виду:

$$\frac{\partial^2(r\theta)}{\partial r^2} = \frac{1}{C^2} \frac{\partial^2(r - \theta)}{\partial t^2}. \quad (4.7)$$

Следовательно, решение уравнения (4.7) необходимо искать в виде

$$\theta = \frac{\varphi\left(t - \frac{r - r_0}{C}\right)}{r}. \quad (4.8)$$

После несложных преобразований получим:

$$U_r = -\frac{C}{r} f' \left(t - \frac{r - r_0}{C} \right) - \frac{C^2}{r^2} f \left(t - \frac{r - r_0}{C} \right), \quad (4.9)$$

$$V_r = -\frac{C}{r} f'' \left(t - \frac{r - r_0}{C} \right) - \frac{C^2}{r^2} f' \left(t - \frac{r - r_0}{C} \right), \quad (4.10)$$

$$\theta = \frac{\varphi\left(t - \frac{r - r_0}{C}\right)}{r}, \quad (4.11)$$

$$\theta = \frac{\varphi\left(t - \frac{r - r_0}{C}\right)}{r}, \quad (4.12)$$

где V_r – радиальная скорость смещения.

В полученное уравнение входит неизвестная функция $f(t)$, которая является решением дифференциального уравнения

$$-\rho(t) = \frac{1}{r_0} \left[(\lambda + 2\mu) f''(t) + \frac{4\mu C}{r_0} f'(t) + \frac{4\mu C^2}{r_0^2} f(t) \right]. \quad (4.13)$$

Предполагая, что давление в скважине изменяется по закону (4.2), представим его с помощью функции $\eta(t)$ следующим образом:

$$P(t) = \frac{P_0 t}{t_{max}} [\eta(t) - \eta(t - t_{max})] + P_0 e^{-\delta(t-t_{max})} \eta(t - t_{max}), \quad (4.14)$$

где P_0 – максимальное давление на стенки полости заряда;

δ – показатель затухания давления в полости заряда.

$$\eta(t) = \begin{cases} 0, & t \leq 0; \\ 1, & t > 0, \end{cases} \quad (4.15)$$

$$f(0) = f'(0) = 0. \quad (4.16)$$

Если выполняется условие (4.16), то уравнение (4.13) в операционной форме преобразуется к виду:

$$\begin{aligned} -\frac{1}{r_0} \left[(\lambda + 2\mu)p^2 + \frac{4\mu C}{r_0} p + \frac{4\mu C^2}{r_0^2} \right] x(p) = \\ = P_0 \frac{1 - e^{-t_{max} p}}{\rho^2} + P_0 \frac{e^{-t_{max}(\rho - \delta)}}{\rho + \delta}. \end{aligned} \quad (4.17)$$

Отсюда

$$x(p) = -\frac{P_0 r_0}{\lambda + 2\mu} \left\{ \frac{1 - e^{-t_{max} p}}{t_{max} \rho^2 [(p + \gamma)^2 + \omega^2]} + \frac{e^{-t_{max}(\rho - \delta)}}{(\rho + \delta) [(p + \gamma)^2 + \omega^2]} \right\}, \quad (4.18)$$

где

$$\omega = \frac{2C\sqrt{\mu(\lambda + \mu)}}{r_0(\lambda + 2\mu)}; \quad \gamma = \frac{2\mu C}{r_0(\lambda + 2\mu C)}.$$

Определив оригинал функции (4.18), получим:

$$\begin{aligned} f(t) = -\frac{P_0 r_0}{\lambda + 2\mu} \left[\frac{D + Ct + e^{-\gamma t} (A \cos \omega t + B \sin \omega t)}{t_{max}} \right] \eta(t) - \\ - \left\{ \frac{D + C(t - t_{max}) + e^{-\gamma(t-t_{max})} [A \cos \omega(t-t_{max}) + B \sin \omega(t-t_{max})]}{t_{max}} \right\} \eta(t - t_{max}) + \\ + e^{\delta t_{max}} \{ A_1 e^{-\delta(t-t_{max})} + [B_1 \cos \omega(t - t_{max}) + C_1 \sin \omega(t - t_{max})] \cdot \\ \cdot e^{-\gamma(t-t_{max})} \eta(t - t_{max}) \}, \end{aligned} \quad (4.19)$$

где

$$A = -D = \frac{2\gamma}{(\gamma^2 + \omega^2)^2}; \quad B = \frac{\gamma^2 - \omega^2}{(\gamma^2 + \omega^2)^2}; \quad C = \frac{1}{\gamma^2 + \omega^2};$$

$$A_1 = -B_1 = \frac{1}{\frac{4\mu C}{r_0} \delta - (\lambda + 2\mu) \delta^2 - \frac{4\mu C^2}{r_0^2}};$$

$$C_1 = \frac{\left[\frac{4\mu C}{r_0} - (\lambda + 2\mu)\delta \right] r_0}{2C \left[\frac{4\mu C}{r_0} \delta - (\lambda + 2\mu)\delta^2 - \frac{4\mu C^2}{r_0^2} \right] \sqrt{\mu(f + \mu)}}.$$

Для упрощения исследований предположим, что время нарастания максимума давления в полости заряда равно нулю, тогда выражение (4.19) преобразуется к виду:

$$f(t) = -\frac{P_0 r_0}{\lambda + 2\mu} \left[A_1 e^{-\delta t} + (B_1 \cos \omega t + C_1 \sin \omega t) e^{-\nu t} \right]. \quad (4.20)$$

Определив первую и вторую производную от функции (4.20) и подставляя их значения в (4.9) – (4.12), получим зависимости для определения скорости смещения радиальных и тангенциальных напряжений с течением времени на различных расстояниях от центра заряда.

За единицу времени для упрощения расчетов и наглядности сравнения величина времени выражена в относительных единицах:

$$t' = \frac{Ct}{r_0} - \frac{r - r_0}{r_0}.$$

Из анализа полученных зависимостей (4.9) – (4.12) следует, что радиальные и тангенциальные напряжения состоят из акустического компонента (обратно пропорционального первой степени расстояния), квазигидродинамического компонента (обратно пропорционального квадрату расстояния) и квазистатического компонента (обратно пропорционального кубу расстояния).

Если давление в полости заряда изменяется δ по закону $P_0 e^{-\delta t}$, то в момент прихода волны в заданную точку среды в ней возникают сжимающие тангенциальные и радиальные напряжения, а формирование растягивающих напряжений отстает от фронта волны. Вблизи полости заряда ($r = 1+4r_0$) растягивающие тангенциальные напряжения превышают напряжения сжатия во фронте волны и поскольку временное сопротивление скальных пород растяжению меньше, чем сжатию, поэтому первые трещины возникнут под

действием растягивающих тангенциальных напряжений в радиальном направлении.

Так как формирование растягивающих тангенциальных напряжений отстает от фронта волны, то это и является одной из причин отставания фронта радиальных трещин от фронта волны напряжений.

В зоне, прилегающей к заряду, растягивающих напряжений в радиальном направлении не возникает и только на расстоянии $r = 5r_0$ при $\delta = 1000$ 1/сек появляются растягивающие напряжения в радиальном направлении. Возникнув на определенном расстоянии, растягивающие радиальные напряжения увеличиваются с расстоянием, а затем убывают. Под действием этих напряжений могут возникнуть концентрические трещины на расстоянии, превышающем в несколько раз радиус концентрических трещин, вызванных действием сжимающих радиальных напряжений.

Полученная нами кинограмма процесса разрушения стеклянной модели взрывом тэна подтверждает изложенную картину трещинообразования.

Расстояние, на котором возникают растягивающие радиальные напряжения, зависит не только от физико-механических свойств породы, но и от характера приложения нагрузки в полости заряда.

При увеличении δ время действия эффективного давления полости заряда уменьшается, что в свою очередь приводит к уменьшению времени действия положительной фазы волны напряжений (рис. 4.1 и 4.2).

С увеличением δ уменьшается и величина максимальных растягивающих тангенциальных напряжений и концентрических трещин, образующихся под действием радиальных растягивающих напряжений.

Из анализа зависимостей (4.9) – (4.12) следует, что с увеличением радиуса заряда при одном и том же характере затухания давления в скважине увеличивается время действия положительной фазы волны, величина максимальных тангенциальных растягивающих напряжений. Это в свою очередь приводит к увеличению скорости развития трещин.

Из анализа решения волнового уравнения (4.7) следует, что на формирование и распределение поля напряжений существенное влияние оказывает время нарастания максимума давления в полости заряда. На рис. 4.3 и 4.4 представлены графики изменения параметров волн напряжений во времени на различных расстояниях от заряда при $t_{max} = 4$ мксек и $t_{max} = 31$ мксек.

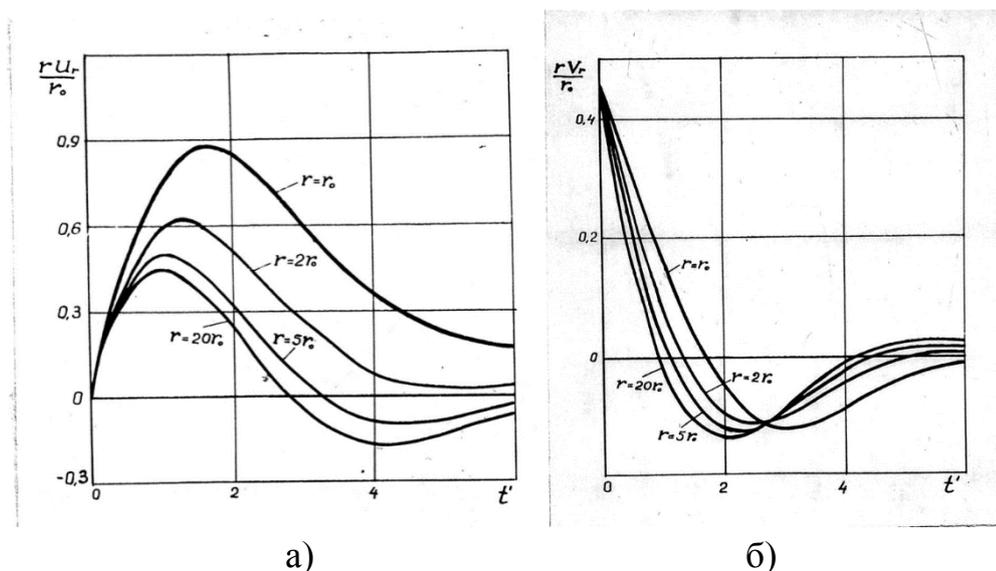


Рисунок 4.1 – Изменение радиальной скорости смещения (а) и смещения (б) во времени на различных расстояниях при $\delta=10000, 1/\text{сек}$

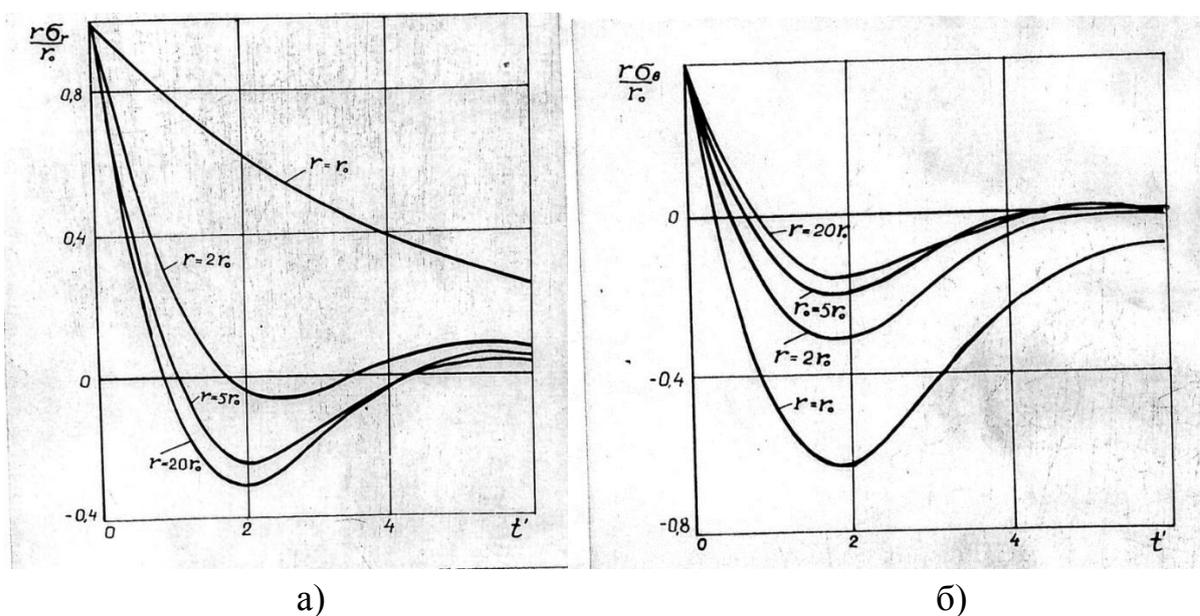


Рисунок 4.2 – Изменение радиальных (а) и тангенциальных (б) напряжений на различных расстояниях при $\delta=10000, 1/\text{сек}$

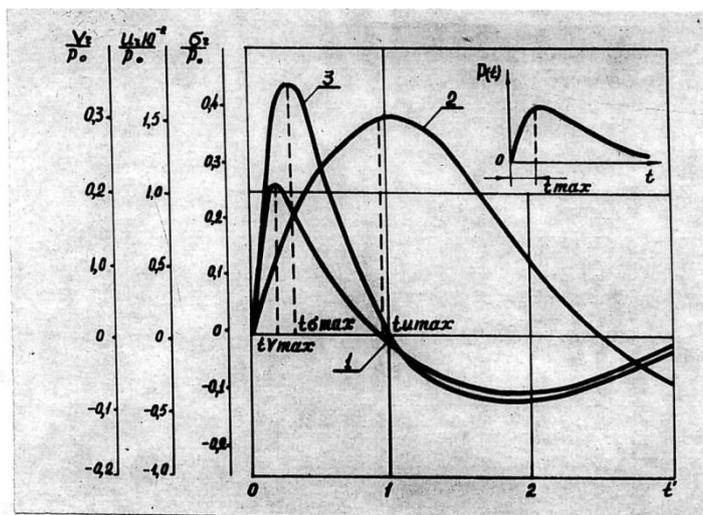


Рисунок 4.3 – Изменение радиальной скорости смещения (1), смещения (2) и радиального напряжения (3) во времени при $t_{max} = 4$ мксек

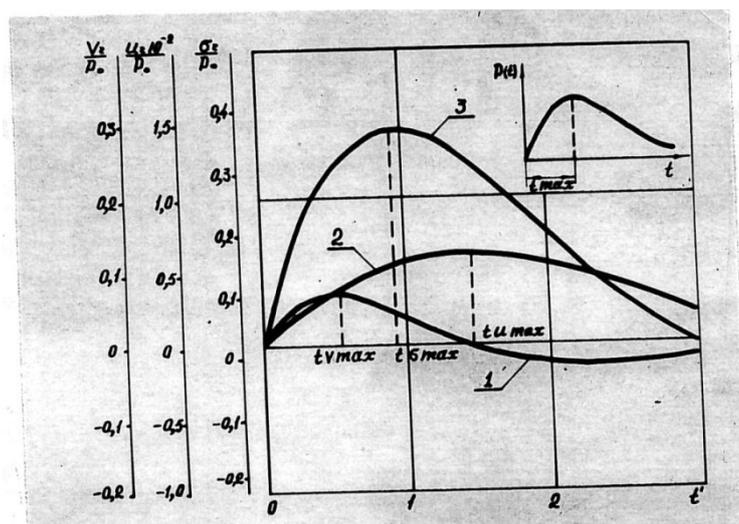


Рисунок 4.4 – Изменение радиальной скорости смещения (1), смещения (2) и радиального напряжения (3) во времени при $t_{max} = 31$ мксек

Сопоставление параметров волн напряжений при различном времени нарастания максимума давления в полости заряда показывает, что с увеличением времени нарастания максимума давления в полости заряда увеличивается и время нарастания максимума радиальных напряжений.

Чем выше модуль упругости среды и меньше время нарастания максимума давления в полости заряда, тем меньше различие во времени

нарастания максимума скорости смещения и радиального напряжения. С увеличением времени нарастания максимума давления в полости заряда и уменьшением модуля упругости, время нарастания максимума радиального напряжения приближается ко времени нарастания максимального смещения. Время нарастания максимума радиальных напряжений в данной точке среды всегда больше времени нарастания скорости смещения, но меньше времени нарастания смещения до максимального значения, т.е. удовлетворяет неравенству:

$$t_{V_rmax} \leq t_{\sigma_rmax} < t_{U_rmax}, \quad (4.21)$$

где t_{V_rmax} , t_{σ_rmax} , t_{U_rmax} – время нарастания до максимального значения скорости смещения, радиального напряжения и смещения соответственно.

С увеличением времени нарастания давления в полости заряда уменьшается и интенсивность затухания максимальных напряжений, максимальной скорости смещения с расстоянием.

Сопоставление экспериментальных исследований проф. А. Н. Ханукаева с теоретическими показывает, что степень снижения максимальной амплитуды скорости смещения больше, чем обратно пропорционально расстоянию [119]. Так для гранита зависимость максимальной скорости смещения от расстояния описывается выражением:

$$V_r = 1,96 \cdot \bar{r}^{-1,15}, \text{ м/сек.}$$

Длительность головной фазы сжатия для гранита с расстоянием не меняется. Поэтому можно считать распространение волнового импульса в гранитах близкой к распространению его в упругой среде.

Отличие показателя затухания максимальной скорости смещения от единицы по всей вероятности обусловлено не мгновенностью нарастания максимума давления в полости заряда.

Зависимость же от максимальной скорости смещения от расстояния в гидромартитовой руде по нашим исследованиям описывается выражением:

$$V_r = 3,32 \cdot \bar{r}^{-2,5}, \text{ м/сек.}$$

Длительность фаз сжатия для гидромеханической руды по мере увеличения расстояния от взрыва существенно меняется и описывается с достаточной степенью точности выражением

$$t_{Umax} = 0,37 + 0,69r, \text{ мсек.}$$

Полученное несоответствие теоретических исследований экспериментальным объясняется сопровождающимися при распространении упругих волн напряжений необратимыми потерями энергии, величина которых определяется коэффициентом поглощения.

4.2 Влияние поглощающих свойств среды на переход энергии заряда в энергию волны напряжений

С целью установления влияния параметров начального импульса на переход энергии заряда в энергию волны предположим, что давление в полости заряда изменяется по экспоненциальному закону $P_0 e^{-\delta t}$. Тогда форма начального импульса определяется величиной δ . С уменьшением δ время эффективного давления в полости заряда увеличивается и при $\delta = 0$ давление с течением времени остается постоянным. Таким образом, изменением величины δ можно увеличивать или уменьшать время эффективного давления в полости заряда.

С увеличением эффективного давления в полости заряда время положительной фазы скорости смещения увеличивается, однако не пропорционально величине времени эффективного давления.

Время действия положительной фазы волны определялось как наименьший корень уравнения:

$$\frac{C}{r} f''\left(t - \frac{r - r_0}{r_0}\right) + \frac{C^2}{r^2} f'\left(t - \frac{r - r_0}{r_0}\right) = 0. \quad (4.22)$$

Анализ зависимостей (4.10) – (4.11) показал, что с увеличением времени действия эффективного давления в полости заряда при нахождении

массива в движении в начале возрастает и при неограниченном увеличении давления в полости заряда практически остается постоянным.

Следовательно, в энергию движения среды с увеличением длительности начального импульса переходит только часть энергии заряда и при постоянном давлении энергия заряда, переходящая в энергию волны, определяется только свойствами пород. Полученные выводы справедливы для формирования поля напряжений в идеально упругой среде.

Распространение волнового импульса в горных породах сопровождается необратимыми потерями энергии волны напряжений, в результате чего происходит не только поглощение энергии волны, но и изменение формы импульса [24, 36].

Вследствие зависимости коэффициента поглощения от частоты возникает существенное различие в характере затухания пакета волн и отдельных монохроматических составляющих. В то время, как амплитуды монохроматических составляющих убывают экспоненциально с расстоянием, амплитуда пакета волны убывает по более сложному закону. В связи с этим форма распространяющейся волны становится более гладкой и более правильной и любой, даже резкий импульс постепенно расплывается, постепенно становясь все более пологим и широким.

Для облегчения исследования характера изменения импульса волны в идеально упругой среде воспользуемся преобразованием Фурье. Сущность преобразования Фурье состоит в том, что любую периодическую функцию можно представить в виде суммы бесконечно большого числа гармонических колебаний с бесконечно малыми амплитудами [121], каждая из которых затухает по известному закону. Комплексный спектр функции определяется по формуле:

$$S(r, \omega) = \int_{-\infty}^{\infty} f_1(r, t) e^{-i\omega t} dt. \quad (4.23)$$

где $f_1(r, t)$ – функция, описывающая форму импульса волны напряжения в заданной точке среды.

Амплитудный спектр является модулем комплексного спектра (4.23)

$$\Phi(r, \omega) = |S(\omega, r)|. \quad (4.24)$$

В результате поглощения амплитуда каждой гармонической составляющей, согласно исследованиям [38], будет затухать по закону $e^{-\alpha\omega^2 r}$ и на расстоянии r от источника взрыва действительная плотность спектра будет равна:

$$S(r, \omega) = S_0(\omega, r_0)e^{-\alpha\omega^2 r}, \quad (4.25)$$

где $S_0(\omega, r_0)$ – комплексный спектр на контакте «заряд-порода».

С помощью обратного преобразования Фурье с учетом поглощения получим форму колебания на расстоянии r от источника

$$S_1(r, t) = \frac{1}{2\pi} \int_{-\infty}^{\infty} S_0(r, \omega)e^{i\omega t} dt. \quad (4.26)$$

Из выражения (4.26) следует, что по мере распространения импульса в результате более интенсивного поглощения высокочастотных составляющих импульс стает более низким и растянутым.

Полученный вывод объясняется исходя из закона сохранения количества движения [36]:

$$K = \rho \int_{-\infty}^{\infty} \frac{\partial U(r, t)}{\partial t} dr = const,$$

где $U(r, t)$ – смещение.

С другой стороны при распространении импульса в результате поглощения массовая скорость его уменьшается и поскольку количество движения в плоской волне с расстоянием должно оставаться постоянным, то с уменьшением массовой скорости ширина импульса должна увеличиваться.

Таким образом, при распространении волны напряжения в горных породах, характеризующихся определенным значением коэффициента

поглощения, амплитуда импульса и его энергия уменьшается, а длительность увеличивается.

Определим комплексный спектр колебания, вызванного взрывом сферического заряда, тогда плотность спектра на контакте «заряд-порода» с учетом (4.9) будет равна:

$$S(\omega, r) = \int_{-\infty}^{\infty} \left[\frac{C_0}{r_0} f''(t) + \frac{C_0^2}{r_0^2} f'(t) \right] e^{i\omega t} dt. \quad (4.27)$$

Из выражений (4.22) и (4.27) следует, что при распространении импульса в неидеально упругой среде комплексный спектр его состоит из двух частей, изменяющихся обратно пропорционально расстоянию и обратно пропорционально квадрату расстояния. С учетом поглощения комплексный спектр в каждой точке среды при взрыве физического заряда преобразуется к виду:

$$S(\omega, r) = e^{-\alpha\omega^2 r} \left[\frac{1}{r} S_1(\omega, r) + \frac{1}{r^2} S_0(\omega, r_0) \right] dt, \quad (4.28)$$

где $S_0(\omega, r_0)$ – спектральная плотность динамической составляющей:

$$S_0(\omega, r_0) = \int_{-\infty}^{\infty} \frac{C}{r_0} f''(t) e^{-i\omega t} dt, \quad (4.29)$$

$S_2(\omega, r_0)$ – спектральная плотность квазигидродинамической составляющей:

$$S_2(\omega, r_0) = \int_{-\infty}^{\infty} \frac{C^2}{r_0^2} f'(t) e^{-i\omega t} dt. \quad (4.30)$$

Из анализа зависимостей (4.29) и (4.30) следует, что плотность спектра динамической составляющей смещена в область высоких частот, а квазигидродинамической – в область низких. Следовательно, в породах с высоким коэффициентом поглощения динамическая составляющая волны затухает более интенсивно по сравнению с квазигидродинамической. Поэтому для пород с большим коэффициентом поглощения начальный импульс необходимо формировать таким образом, чтобы в нем преобладала

статическая составляющая волны напряжений, а в энергию волны переводил минимум энергии.

В породах с малым коэффициентом поглощения, где основное разрушение происходит под действием динамической составляющей волны напряжений [120], начальный импульс необходимо формировать таким образом, чтобы в энергию волны переходил максимум энергии взрыва.

В породах с большим коэффициентом поглощения (малой скоростью распространения упругих волн) начальный импульс необходимо формировать так, чтобы в нем преобладали статические составляющие волны напряжения.

Управлять формой импульса, а следовательно, и переходом энергии заряда в энергию волны в промышленных условиях представляется возможным за счет изменения типа ВВ конструкции заряда, применения внутрискважинных замедлений и т.д.

Указанные методы позволяют увеличить время действия эффективного давления в полости заряда, что в свою очередь приводит к увеличению статической составляющей волны и уменьшению диссипативных потерь за счет преобладания в амплитудном спектре низкочастотных составляющих.

Другими методами, способствующими увеличению интенсивности разрушения горных пород, является использование взаимодействия волн напряжения при взрывании смежных зарядов, а также использование квазистатических напряжений, которые создаются в среде статическим действием продуктов детонации после прохождения волны напряжений.

Использование указанных факторов возможно только при соответствующем подборе интервала замедления между взрываемыми зарядами.

В горных породах достаточно хорошо изучена и экспериментально исследована зависимость коэффициента поглощения от частоты для упругих волн – ультразвуковых и сейсмических. Поэтому часто при решении ряда практических задач, например, определение плотности потока энергии волн

напряжений в зоне разрушения пород взрывом с учетом диссипативных потерь энергии волну напряжений принимают упругой, а зависимость коэффициента поглощения от частоты линейной [52]. При таком допущении расчетная плотность потока энергии не совпадает с экспериментальными данными [118]. По-видимому, для волн напряжений зависимость коэффициента поглощения от частоты является более сложной и до настоящего времени изучена недостаточно.

Экспериментальные исследования, проведенные В. П. Ямщиковым [124] показывают, что с увеличением интенсивности ультразвуковых колебаний коэффициент поглощения возрастает. Если предположить, что при больших давлениях горная порода ведет себя подобно несжимаемой жидкости, то поглощение энергии волны напряжения будет происходить за счет вязкого трения. В этом случае коэффициент поглощения будет пропорциональным квадрату частоты [17].

По мере распространения волны давление на ее фронте падает за счет геометрического расхождения и за счет неидеальной упругости среды. Следовательно, будет изменяться и закон поглощения энергии волны и в предельном случае в зоне сейсмических колебаний зависимость между коэффициентом поглощения и частотой будет близкая к линейной.

В общем случае для волн напряжения интенсивность коэффициента поглощения от частоты может быть представлена в виде:

$$\alpha = \alpha' f^{n(r)}, \quad (4.31)$$

где $n(r)$ – показатель степени при частоте f .

Для определения степени показателя n при частоте f воспользуемся методом изменения формы спектра [18] волны напряжения. По мере удаления волны напряжения от оси заряда вследствие геометрического расхождения и неидеальной упругости горных пород происходит уменьшение амплитуды каждой гармонической составляющей по закону [77]:

$$S_1(f) = S_0(f) \left(\frac{r_1}{r_0}\right)^{-k} e^{-\alpha' f^n r}, \quad (4.32)$$

где $S_1(f)$ – амплитудный спектр колебаний в исследуемой точке на расстоянии r_1 от оси заряда;

$S_0(f)$ – амплитудный спектр колебаний на контакте «заряд-порода»;

K – коэффициент, характеризующий геометрическое расхождение волны.

На расстоянии r_1 амплитудный спектр колебаний будет:

$$S_2(f) = S_0(f) \left(\frac{r_1}{r_0}\right)^{-k} e^{-\alpha' f^n r_2}. \quad (4.33)$$

В результате влияния коэффициента поглощения, форма амплитудного спектра колебаний в более удаленной точке разрушаемой среды от заряда будет отличаться от формы амплитудного спектра более близкой точки. Зная расстояние между двумя исследуемыми точками и амплитудные спектры колебаний в этих точках и учитывая коэффициент геометрического расхождения, представляется возможным определить зависимость коэффициента поглощения от частоты.

Разделив выражение (4.32) на выражение (4.33), получим:

$$\frac{S_1(f)}{S_2(f)} = \frac{r_2}{r_1} e^{-\alpha' f^n (r_2 - r_1)}. \quad (4.34)$$

Логарифмируя выражение (4.34) и полагая, что $r_{\text{вблх}} - r_{\text{ex}} = \Delta r$ получим:

$$\ln \frac{S_{\text{ex}}(f)}{S_{\text{вблх}}(f)} = k \ln \frac{r_{\text{вблх}}}{r_{\text{ex}}} + \alpha' f^n \Delta r. \quad (4.35)$$

Коэффициент геометрического расхождения принят равным 1, следовательно, при проведении экспериментов, для использования предлагаемой методики, необходимо взрывать только сферические заряды.

После незначительных преобразований, выражение (4.35) примет вид:

$$\ln \left(\frac{r_{\text{вблх}}}{r_{\text{ex}}} \right)^{-k} \frac{S_{\text{ex}}(f)}{S_{\text{вблх}}(f)} = \alpha' f^n \Delta r. \quad (4.36)$$

Обозначим

$$\varphi'(f, \Delta r) = \ln \left(\frac{r_{\text{ввлх}}}{r_{\text{вх}}} \right)^{-k} \frac{S_{\text{вх}}(f)}{S_{\text{ввлх}}(f)}, \quad (4.37)$$

функция $\varphi'(f, \Delta r)$ рассчитывалась по формуле (4.37), а спектры колебаний определялись графоаналитическим методом по осциллограммам изменения массовой скорости от времени [281].

При применении этого метода функции $f(t)$ определяется экспериментально по осциллограммам, представляющим собой изменение массовой скорости, напряжения или амплитуды смещения волны напряжения во времени. Для определения амплитудного спектра этого импульса значения функции $f(t)$ задаются в выражение (4.32) в виде ряда дискретных значений.

Экспериментальные исследования по установлению зависимости коэффициента поглощения от частоты в зоне разрушения производились в промышленных условиях карьеров ГОКов Кривбасса на негабаритных блоках.

Регистрацию параметров волн напряжения производили при помощи вибрографов ВИБ-А и магнитоэлектрического осциллографа Н-102. Вибрографы размещали в специально подготовленных нишах на расстоянии от 0,5 м до 1,5 м от оси заряда. Ориентировку вибрографов производили в радиальном направлении к центру заряда. Крепление осуществляли при помощи раствора алебаstra.

В качестве взрывчатого вещества использовали аммонит №6 весом 300 г. Инициирование осуществляли при помощи электродетонатора. Регистрация массовой скорости и расшифровка осциллограмм производилась согласно методики, приведенной в разделе 5.

Пример осциллограмм, полученных при взрывании заряда в слюдко-кварцевых джеспилитах представлены на рис. 4.5. По полученным осциллограммам массовой скорости определяли амплитудную плотность спектра.

С учетом введенных обозначений выражение (4.35) примет вид:

$$\varphi'(f, \Delta r) = \beta f^n, \quad (4.38)$$

где $\beta = \alpha' \Delta r$.

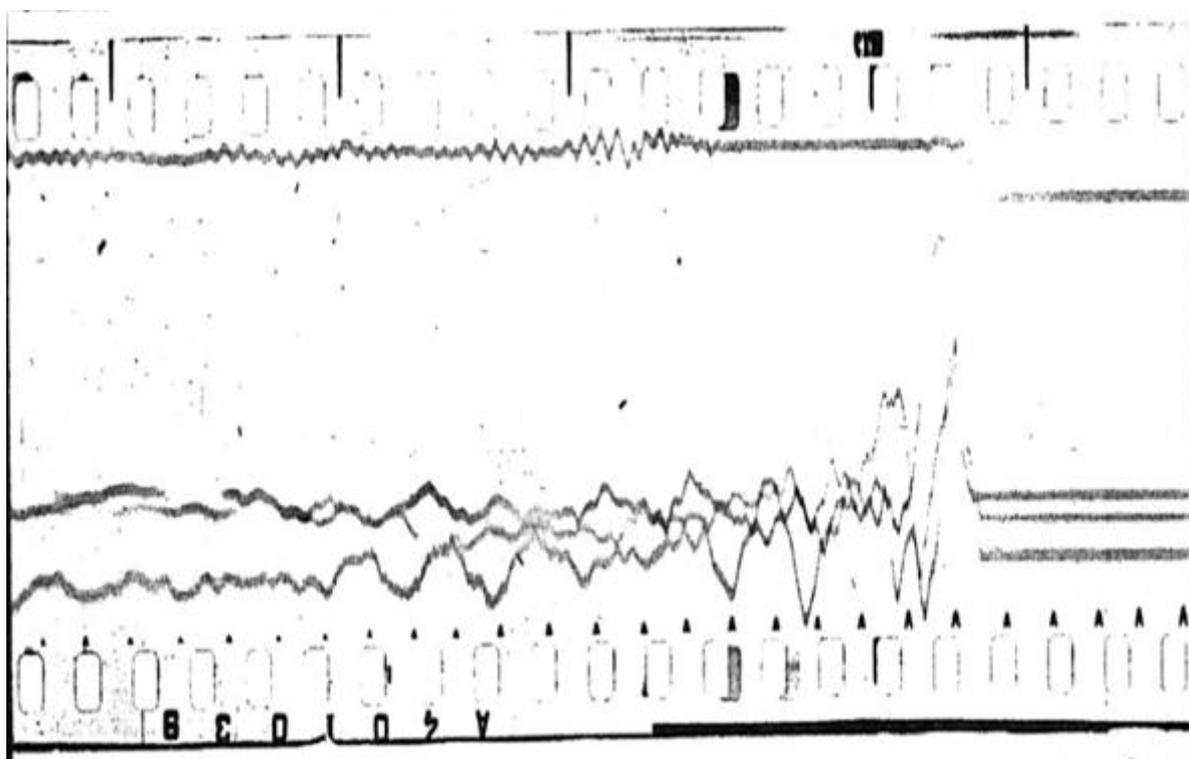


Рисунок 4.5 – Осциллограмма массовой скорости

При определении зависимости коэффициента поглощения от частоты в ряде случаев в области низких частот используют метод экстраполяции [77]. Это вызвано значительными трудностями получения достоверных значений амплитудного спектра в области низких частот [53]. В связи с этим, если значения выражения $\ln \frac{S_{\text{сх}}(f)}{S_{\text{сх}}(f)} - k \ln \frac{r_{\text{сх}}}{r_{\text{сх}}}$ в области низких частот имели отрицательные значения, что не имеет физического смысла, то производили сдвиг на небольшую постоянную величину с таким расчетом, чтобы эту разность приблизить к положительному значению. Такие допущения не могут оказать существенного влияния на общую закономерность изменения коэффициента поглощения с частотой.

Полагаем, что зависимость коэффициента поглощения от частоты удовлетворительно аппроксимируется выражением (4.31). Поскольку правая

часть выражения (4.31) отличается от правой части выражения (4.38) на постоянную величину, то, следовательно, функция $\varphi'(f, \Delta r)$ пропорциональна коэффициенту поглощения $\alpha(f)$. Поэтому результаты обработки экспериментальных данных для выражения (4.38) будут справедливы и для выражения (4.31).

Определение показателя степени n при частоте f и коэффициентом α' производили путем математической обработки экспериментальных данных. Логарифмируя выражение (4.38) представим его в виде прямой:

$$\ln \varphi'(f, \Delta r) = \ln \beta + n \cdot \ln f.$$

Используя метод наименьших квадратов имеем:

$$\begin{cases} \frac{\partial}{\partial n} \sum [\ln \varphi'(f, \Delta r) - \ln \beta - n \cdot \ln f]^2 = 0; \\ \frac{\partial}{\partial (\ln \beta)} \sum [\ln \varphi'(f, \Delta r) - \ln \beta - n \cdot \ln f]^2 = 0. \end{cases}$$

Полученную систему уравнений решали на электронно-цифровой вычислительной машине «Промінь».

Значения коэффициента поглощения α' определяется по выражению

$$\alpha' = \frac{\beta}{\Delta r}.$$

На рис. 4.6 представлена зависимость функции $\varphi'(f, \Delta r)$ для значения $\Delta r = 0,13 \text{ м}$.

Расчетные значения коэффициента поглощения α' приведены в табл. 4.1. Средняя величина коэффициента α' равна $1,67 \cdot 10^{-5} \frac{1}{\text{м} \cdot \text{Гц}^2}$

Таблица 4.1 – Расчетные значения коэффициента поглощения α'

| Исследуемая точка | r_1 и r_2 | r_1 и r_4 | r_1 и r_3 | r_2 и r_3 |
|---|---------------|---------------|---------------|---------------|
| $\alpha' \cdot 10^5 \frac{1}{\text{м} \cdot \text{Гц}^2}$ | 0,53 | 0,04 | 0,90 | 4,60 |

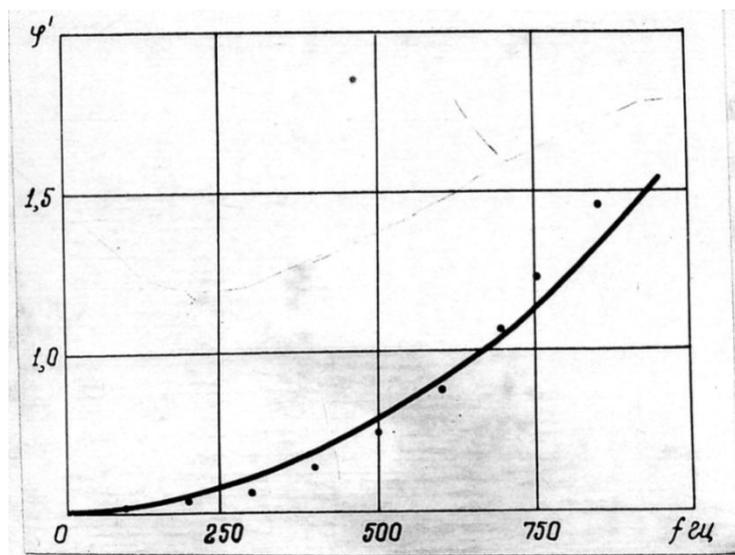


Рисунок 4.6 – Зависимость функции φ' от частоты f ($K_{\text{гор}} = 9\%$)

Средняя величина показателя n в зоне разрушения по данным опыта равна 2,01. С достаточной для практических расчетов точностью можно считать $n = 2$. Следовательно, согласно теории всякого трения можно предположить, что в зоне разрушения горных пород взрывом, характеризующихся высоким давлением, поглощение воли напряжения обусловленного процессами всякого трения.

По аналогичной методике были проведены экспериментальные исследования по замеру коэффициента поглощения в 9 разновидностях пород. Результаты замера коэффициента поглощения в зоне разрушения сведены в табл. 4.2.

Сравнение величины коэффициента поглощения, полученного ультразвуковым методом, незначительно отличается от средней абсолютной величины коэффициента, полученного методом изменения формы спектра. Следовательно, для практических расчетов значение абсолютной величины коэффициента α' можно определять ультразвуковым методом. Это значительно облегчает задачу определения абсолютной величины α' в монолитных горных породах.

Таким образом, в результате исследований установлено, что характер поглощения упругих волн отличается от характера поглощения волны напряжения в зоне разрушения пород взрывом. Если для первых зависимость коэффициента поглощения от частоты линейная, то для вторых – квадратичная; значения коэффициента α' можно определять ультразвуковым методом только для монолитных пород.

Определив ультразвуковым методом для горных пород Кривбасса упругие константы, численные значения коэффициента α' и зависимость коэффициента поглощения амплитуды волны напряжения от частоты, можно рассчитать величину диссипативных потерь энергии этой волны и определить характер ее затухания в породах с различными свойствами.

Таблица 4.2 – Результаты замера коэффициента поглощения в зоне разрушения пород взрывов

| № ПП | Наименование пород | Крепость по шкале проф. М. М. Протодяконова | Скорость распространения продольных волн $C_p \cdot 10^3$ м/сек | | Коэффициент поглощения приходящий на единицу частоты, α' | |
|---------|--|--|---|--------|--|--|
| | | | образец | массив | образец, $10^{-5} \frac{1}{\text{м} \cdot \text{Гц}^2}$ | массив, $10^{-5} \frac{1}{\text{м} \cdot \text{Гц}^2}$ |
| 1. | Слюдко-кварцевые джеспилиты | 10-12 | 4,9 | 4,6 | 1,8 | 1,67 |
| 2. | Гидрогематитовая руда | 8-10 | 3,7 | 3,5 | 22,0 | 24,3 |
| 3. | Карбонатно-силикатный роговик | 10-14 | 6,37 | 5,8 | 1,28 | 1,4 |
| 4. | Гранит крупнозернистый | 14-16 | 6,10 | 5,8 | 0,04 | 0,09 |
| 5. | Филлитовый сланец | 8-10 | 3,05 | 2,9 | 12,9 | 14,1 |
| 6. | Лимонитовый роговик | 5-8 | 4,8 | 5,0 | 5,0 | 4,7 |
| 7. | Грубополосчатый безрудный силикатный роговик | 10-12 | 5,95 | 6,1 | 2,42 | 2,1 |
| 8. | Выщелоченный тонкополосчатый магнетито-мартитовый роговик | 8-10 | 5,75 | 5,3 | 1,00 | 1,3 |
| 9. | Сланцевая брекчия | 8-10 | 5,4 | 5,05 | 3,0 | 3,5 |

4.3 Влияние коэффициента поглощения на распределение энергии волн напряжений.

Степень дробления горного массива за счет действия волн напряжений определяется ее плотностью потока и свойствами пород. Так как плотность потока энергии волны с расстоянием уменьшается за счет геометрического фактора и за счет диссипативных потерь энергии, то по мере ее распространения качество дробления пород ухудшается. Поэтому для улучшения качества дробления пород энергией взрыва необходимо установить характер распределения энергии взрыва в горных породах с различными свойствами. Это позволит физически обоснованно производить расчеты интервалов замедлений при КЗВ, соответствующие минимальным диссипативным потерям энергии волн для каждой из категорий пород и максимально использовать энергию взрыва на дробление среды.

Для упрощения вопроса о распределении плотности потока энергии волны в массиве горных пород ограничимся рассмотрением случая, когда энергия волны напряжения от взрыва удлиненного заряда распространяется в пределах зоны разрушения. Будем считать, что при взрыве заряда переданная средой энергия в форме волнового движения распределяется по эквиэнергетической поверхности. Вектор потока энергии и смещения частиц в любой точке этой поверхности направлены перпендикулярно к ней.

Для решения задачи воспользуемся принципом Гюйгенса [117], согласно которому действие линейного источника можно представить как суммарное действие элементарных точечных источников. Энергия элементарного источника dl изучается во всех направлениях равномерно и плотность ее произвольно выбранной точке в акустическом приближении может быть выражена следующим образом:

$$d\bar{\epsilon} = \rho c \int_0^{\tau} v^2(a, t) dt dl, \quad (4.39)$$

где $d\bar{\epsilon}$ – элементарная плотность потока энергии от элементарного источника;

ρ – плотность материала;

c – скорость распространения продольной волны;

d – расстояние от элементарного источника;

$v(a, t)$ – массовая скорость в рассматриваемой точке;

τ – время действия импульса.

Плотность потока энергии волны уменьшается по мере удаления от источника возмущения, что может быть учтено коэффициентом геометрического расхождения.

Коэффициент геометрического расхождения энергии волны обратно пропорционален расстоянию от центра элементарного заряда и зависит от его радиуса. Для случая волны сферической формы коэффициент геометрического расхождения равен:

$$K_{сф} = \left(\frac{r_0}{a}\right)^2,$$

где r_0 – радиус заряда.

Или

$$K_{сф} = \frac{1}{\bar{a}^2},$$

\bar{a} – относительное расстояние.

Выразив массовую скорость $V(a, t)$ через начальную массовую скорость $V_0(t)$ на контакте «заряд-порода» и приняв во внимание геометрическое расхождение энергии волны, получим:

$$d\bar{\epsilon} = \frac{\rho c}{\bar{a}^2} \left(\int_0^\tau v_0^2(t) dt \right) dl. \quad (4.40)$$

В связи с тем, что форма волны от взрыва сосредоточенного заряда отличается от формы удлинённого, то отличаются и их эквиэнергетические поверхности. В таком случае вектор плотности потока энергии $d\bar{\epsilon}$ от

элементарного заряда dl в рассматриваемой точке А отличается от вектора $d\epsilon$ удлинённого заряда несмотря на то, что эта точка принадлежит эквиэнергетической поверхности элементарного и удлинённого зарядов. В этом случае для удлинённого заряда расстояние до исследуемой точки А отсчитывается от его оси (рис. 4.7).

Для определения результирующей плотности потока энергии от удлинённого заряда, используя тригонометрические преобразования, выразим в выражении (4.40) расстояние a и длину новой переменной (4.40) получим плотность потока энергии от взрыва удлинённого заряда на относительном расстоянии \bar{r} :

$$\epsilon = \frac{\rho c}{\bar{r}} \sin\left(\frac{\alpha_2 - \alpha_1}{2}\right) \int_0^{\tau} v_0^2(t) dl, \quad (4.41)$$

где α_1 и α_2 – углы определяющие положение рассматриваемой точки по отношению к удлинённому заряду.

Сомножитель $\sin\left(\frac{\alpha_2 - \alpha_1}{2}\right) \frac{1}{\bar{r}}$ выражает уменьшение плотности потока энергии волны за счет геометрического расхождения для заряда длиной l и зависит от положения исследуемой точки на эквиэнергетической поверхности.

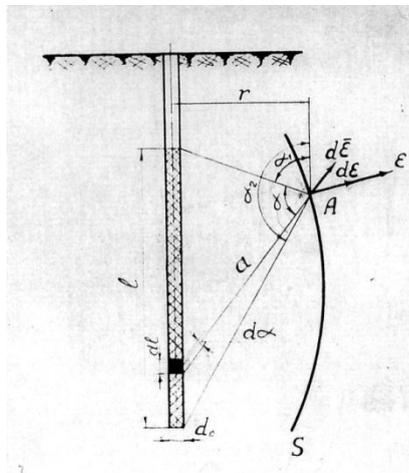


Рисунок 4.7 – Схема распределения плотности потока энергии при взрыве удлиненного заряда

Для упрощения вычислений с достаточной для практических расчетов точностью скорость смещения на контакте «заряд-порода» $v_0(t)$ согласно исследованиям Ичиро Ито [45], примем в виде экспоненты:

$$v_0(t) = v_0 e^{-\delta' t}, \quad (4.42)$$

где δ' – коэффициент затухания скорости смещения породы на контакте «заряд-порода».

Для заряда цилиндрической формы коэффициент затухания определяется из выражения [101]:

$$\delta' = \frac{\rho C_{пор} N^2 D^2}{4\eta q \gamma r_0 \varepsilon (I + N)^2}, \quad (4.43)$$

где $C_{пор}$ – скорость распространения продольной волны в массиве горных пород;

D – скорость детонации ВВ;

η – коэффициент перехода потенциальной энергии ВВ в кинетическую.

По данным Ф.П. Баумана η находится в пределах 0,4-0,5;

q – потенциальная энергия, приходящаяся на единицу веса ВВ;

γ – объемный вес ВВ.

Коэффициенты N и ζ вычисляются по формулам:

$$N = \frac{\rho_{вв} D}{\rho C_{пор}}, \quad (4.44)$$

$$\varepsilon = \sqrt{\frac{(1 + \mu)(1 - 2\mu)}{1 - \mu}}, \quad (4.45)$$

где μ – коэффициент Пуассона.

Подставив в выражение (4.43) значения коэффициентов N и ζ получим:

$$\delta' = \frac{\rho C_{пор} \rho_{вв}^2 D^4}{4\eta q \gamma r_0 (\rho^2 C_{пор}^2 + 2\rho_{вв} D \rho C_{пор} + \rho_{вв}^2 D^2)} \sqrt{\frac{(1+\mu)(1-2\mu)}{1-\mu}}. \quad (4.46)$$

Анализ выражения (4.46) показывает, что коэффициент задержания зависит от следующих основных факторов: свойств горных пород, характеристики применяемых взрывчатых веществ и радиуса заряда.

Практический интерес представляют числовые значения коэффициента δ' для пород с различными свойствами, разрабатываемых карьерами горнообогатительных комбинатов Кривбасса. Для расчета в качестве взрывчатого вещества принят зерногранулит 80/20, имеющий следующую техническую характеристику: скорость детонации $3,8 \cdot 10^3$ м/сек, потенциальная энергия $4,2 \cdot 10^6$ Дж/кг, объемный вес 950 кг/м³. Расчеты производились для условий взрывания скважинными зарядами диаметром $0,25$ м и длиной 12 м.

Значения начального давления продуктов детонации на стенки камеры определяли по формуле Ф.А. Баума:

$$P_{пор} = \frac{\rho_{вв} D^2}{2 \left(1 + \frac{\rho_{вв} D}{\rho C_{пор}} \right)}.$$

Массовую скорость v_0 на контакте в бесконечно тонком слое породы определяли на выражения $\sigma_p = \rho c v_0$. В табл. 4.3 наведены численные значения $P_{пор}$, v_0 и δ' для наиболее характерных горных пород, разрабатываемых карьерами Кривбасса.

Анализ полученных результатов показывает, что с увеличением акустической жесткости пород абсолютное значение коэффициента затухания уменьшается. Это свидетельствует о том, что при производстве взрывов в породах с большой акустической скоростью увеличивается доля перехода энергии активной части заряда в энергию волны напряжения.

Переданная среде плотность потока энергии волны напряжения с увеличением расстояния уменьшается за счет геометрического расхождения и неидеальной упругости горных пород [1].

Таблица 4.3 – Характеристика горных пород и результаты вычислений

| № ПП | Наименование горных пород | Плотность пород, 10^3 кг/м ³ | Скорость распространения продольной волны, 10^3 м/сек | Акустическая жесткость 10^6 м/сек·кг/м ³ | Массовая скорость на контакте «заряд- порода», м/сек | Давление на контакте «заряд-порода», 10^5 кН/м ² | Коэффициент затухания, 1/сек |
|---------|--|---|---|---|--|--|------------------------------------|
| 1. | Силикатно-магнетитовый роговик | 3,33 | 6,12 | 20,4 | 284 | 58 | 7000 |
| 2. | Карбонатно-углистый сланец | 2,81 | 5,85 | 16,5 | 340 | 56 | 8400 |
| 3. | Частично выщелоченный магнетито-мартитовый роговик | 2,53 | 4,58 | 11,6 | 450 | 52 | 9700 |
| 4. | Гидрогематитовая руда | 4,05 | 3,70 | 15,0 | 368 | 55 | 9500 |
| 5. | Филлитовый сланец | 2,65 | 4,05 | 10,7 | 470 | 50 | 10700 |
| 6. | Магнетитовый роговик | 3,46 | 5,68 | 19,6 | 296 | 58 | 7100 |
| 7. | Мартито-магнетитовый роговик | 3,30 | 5,70 | 18,8 | 308 | 58 | 7100 |

Величина потерь энергии волны напряжения за счет неидеальной упругости среды определяется коэффициентом поглощения, который зависит от свойств среды и спектральной характеристики импульса. В зоне разрушения горных пород взрывом, согласно проведенным исследованиям, коэффициент поглощения пропорционален квадрату частоты и определяется из выражения:

$$\alpha = \alpha' f^2.$$

Поскольку взрывной импульс представляет собой непериодический процесс, то для определения его спектральной плотности используем преобразования Фурье. В случае приложения экспоненциального импульса к стенкам зарядной камеры выражение спектральной плотности примет вид:

$$S_0(j\omega) = v_0 \int_0^{\infty} e^{-\delta t} e^{-j\omega t} dt. \quad (4.47)$$

Интегрируя выражение (4.47) после несложных преобразований модуль спектра на контакте «заряд-порода» примет вид

$$S_0(\omega) = \frac{v_0}{\sqrt{\delta^2 + \omega^2}}. \quad (4.48)$$

При распространении импульса волны напряжения в окружающую среду от бесконечно длинного заряда амплитуда каждой гармонической составляющей будет уменьшаться за счет неидеальной плотности среды по закону $e^{-\alpha'\omega^2 r}$ и на расстоянии r от источника взрыва действительная плотность спектра с учетом геометрического расхождения равна:

$$S(r, \omega) = \sqrt{\frac{r_0}{r}} S_0(\omega)^{-\alpha'\omega^2 r}. \quad (4.49)$$

Определив плотность спектра в любой точке разрушаемого взрыва, представляется возможным вычислить плотность потока энергии в этой точке.

Согласно теореме Рейли [92] плотность потока энергии волн напряжения может быть определена из выражения

$$\varepsilon = K \int_0^{\infty} S^2(r, \omega) d\omega, \quad (4.50)$$

где K – коэффициент пропорциональности.

Из выражений (4.49) и (4.50) плотность потока энергии волны напряжения на любом удалении от оси бесконечно длинного заряда с учетом диссипативных потерь энергии примет вид:

$$\varepsilon = K r_0 U_0^2 \int_0^{\infty} \frac{e^{-2\alpha'\omega^2 r}}{\delta^2 + \omega^2} d\omega. \quad (4.51)$$

Для определения коэффициента K вычислим энергию волны напряжения на контакте «заряд-порода» для бесконечно длинного заряда по выражению

$$\varepsilon = \rho c \int_0^{\infty} v_0^2(t) dt. \quad (4.52)$$

Подставив в выражение (4.52) значение, получим:

$$\varepsilon = \rho c \int_0^{\infty} v_0^2 e^{-2\delta t} dt. \quad (4.53)$$

Так как функция $v_0 t$ является экспонентной, то за верхний предел ее интегрирования следует брать $+\infty$. Интегрируя выражение (4.53) получим

$$\varepsilon = \rho c \frac{v_0^2}{2\delta}. \quad (4.54)$$

Из соотношений (4.53) и (4.50) с учетом (4.48) коэффициент K равен:

$$K = \frac{\rho c}{\pi}.$$

Определив коэффициент K , выражение плотности потока энергии волны напряжения для заряда конечной длины l с учетом диссипативных потерь энергии волны и коэффициента геометрического расхождения примет вид:

$$\varepsilon = \frac{r_0 \rho c}{r \pi} U_0^2 \sin\left(\frac{\alpha_1 - \alpha_2}{2}\right) \int_0^{\infty} \frac{e^{-2\alpha'\omega^2 r}}{\delta^2 + \omega^2} d\omega. \quad (4.55)$$

Подынтегральное выражение представляет собой выражение вида:

$$\frac{e^{-m^2x^2}}{x^2 + \beta^2}.$$

Согласно (4.29) определенный интеграл этого вида можно выразить через интеграл вероятности. Тогда выражение (4.55) примет вид:

$$\varepsilon = \frac{r_0}{r} \rho C U_0^2 \sin\left(\frac{\alpha_1 - \alpha_2}{2}\right) [1 - \Phi(\delta\sqrt{2\alpha'r})] \frac{e^{2\alpha'r^{2\delta}}}{2\delta}, \quad (4.56)$$

функция $\Phi(\delta\sqrt{2\alpha'r})$ представляет собой интеграл, значение которого находится по таблицам и равно:

$$\Phi(\delta\sqrt{2\alpha'r}) = \frac{2}{\sqrt{2\pi}} \int_0^{\delta\sqrt{2\alpha'r}} e^{-\frac{t^2}{2}} dt. \quad (4.57)$$

Вычисление плотности потока энергии волны аналитическим методом представляет некоторые затруднения. Однако эта задача успешно может быть решена с достаточной для инженерных расчетов степенью точности графоаналитическим методом интегрирования. При использовании этого метода, например, метода прямоугольников или трапеций, верхний предел интегрирования можно ограничить значением частоты, при которой численная величина подинтегральной функции будет составлять не более 3-5 % от своего максимального значения.

Анализ выражения (4.55) показывает, что при распространении волн напряжений в горных породах коэффициент поглощения показывает наиболее существенное влияние на параметры волны, а, следовательно, и на величину плотности потока энергии. Кроме того коэффициент поглощения оказывает влияние и на характер распределения и затухания энергии волны напряжения с растяжением в породах с различными свойствами. Причем, с увеличением расстояния и в дальних зонах разрушения пренебрежение этими породами приводит к существенным ошибкам.

Значения приведенной плотности потока энергии волны при взрывании заряда в породах с различными свойствами на расстоянии равно 8 м приведены в табл. 4.4, а её зависимость от коэффициента поглощения – на рис 4.8.

Таблица 4.4 – Значения приведенной плотности потока энергии волны

| № | Наименование | Приведенная плотность потока энергии на контакте «заряд - порода», 10^4 дж/м^3 | Приведенная плотность потока энергии на расстоянии 8 м, 10^4 дж/м^3 | Акуст. жестк., $10^6 \frac{\text{кгм}}{\text{м}^3 \text{сек}}$ | Коэффициент поглощения, $10^{-5} 1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$ |
|---|--|--|---|--|--|
| 1 | Карбонатно-углистый сланец | 91,0 | 44,5 | 16,5 | 0,4 |
| 2 | Силикатно-магнетитовый роговик | 81,23 | 37,0 | 20,4 | 0,9 |
| 3 | Магнетитовый роговик | 97,0 | 29,2 | 19,7 | 1,5 |
| 4 | Мартито-магнетитовый роговик | 99,0 | 23,6 | 18,8 | 2,48 |
| 5 | Частично выщелоченный магнетито-мартитовый роговик | 96,9 | 11,5 | 11,6 | 5,2 |
| 6 | Филлитовый сланец | 94,0 | 6,05 | 10,7 | 12,9 |
| 7 | Гидрогематитовая руда | 85,5 | 5,0 | 15,0 | 22,3 |

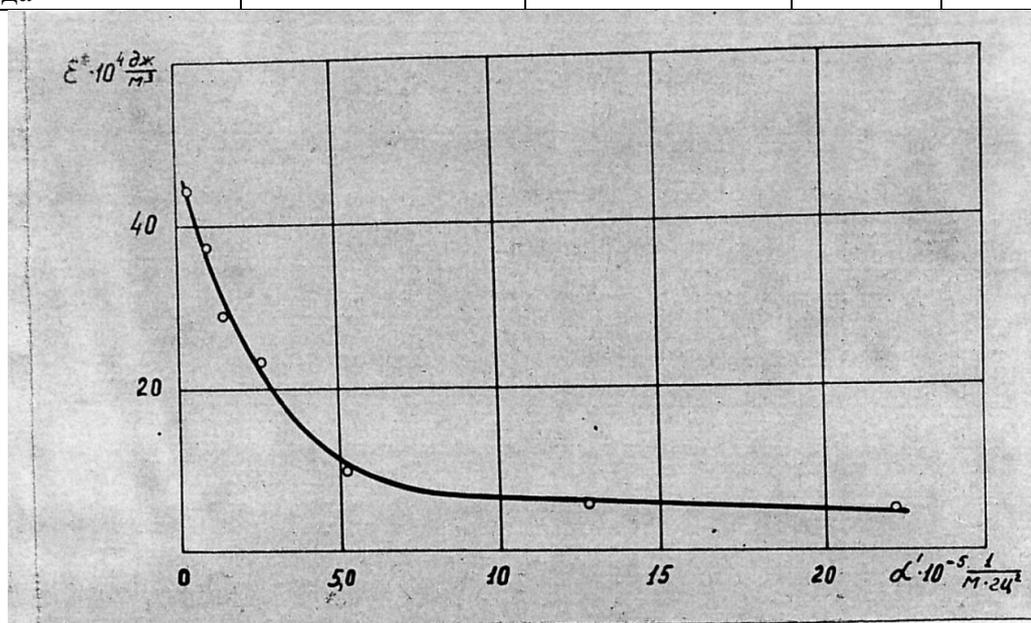


Рисунок 4.8 – Зависимость приведенной плотности потока энергии волны от коэффициента поглощения на расстоянии 8 м от заряда

Из анализа табл. 4.4 следует, что при одном и том же значении r с увеличением неидеальной упругости плотность энергии быстро уменьшается. Особенно заметным это изменение проявляется при значениях коэффициента поглощения от $3 \cdot 10^{-5}$ до $2,5 \cdot 10^{-5}$ $1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$. Дальнейшее увеличение коэффициента α' в меньшей степени оказывает влияние на изменение плотности потока энергии волны.

На величину приведенной плотности потока энергии волны более существенное влияние оказывает коэффициент поглощения по сравнению с акустической жесткостью среды. Так на расстоянии 8 м от заряда для карбонатно-углистого сланца ($\rho c = 16,5 \cdot 10^6 \text{ кг} / \text{м} / \text{м}^3 \text{ сек}$, $\alpha' = 0,4 \cdot 10^{-5} \text{ I} / \text{м} \cdot \text{Гц}^2$) и для гидротерматитовой руды ($\rho c = 15 \cdot 10^5 \text{ кг} / \text{м} / \text{м}^3 \text{ сек}$, $\alpha' = 22,23 \cdot 10^{-5} \text{ I} / \text{м} \cdot \text{Гц}^2$) приведенная плотность потока энергии волны отличается в 9 раз, хотя акустические жесткости их почти одинаковы (табл. 4.4).

С увеличением коэффициента поглощения до $7,5 \cdot 10^{-5}$ $1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$ для диссипативных потерь энергии волны значительно увеличивается. Дальнейшее увеличение коэффициента поглощения не приводит к существенному уменьшению плотности потока энергии волны за счет преобладания в спектре импульса низкочастотных составляющих. Так при разрушении горных пород взрывом, характеризующихся коэффициентом поглощения $\alpha' = 12,9 \cdot 10^{-5}$ $1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$ и $\alpha' = 22,3 \cdot 10^{-5}$ $1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$ приведенная плотность потока энергии волны составляет соответственно $6,05 \cdot 10^4$ $\text{дж}/\text{м}^3$ и $5 \cdot 10^4$ $\text{дж}/\text{м}^3$.

Таким образом, в породах, обладающих коэффициентом поглощения до $7,5 \cdot 10^{-5}$ $1/\text{м} \cdot \text{Гц}^2$, управлять энергией взрыва представляется возможным за счет уменьшения коэффициента поглощения.

Следовательно, одним из методов позволяющих уменьшить коэффициент поглощения является создание напряженного состояния массива. При короткозамедленном взрывании напряженное состояние массива можно создать подбором соответствующего интервала замедления.

4.4 Условие максимального использования взаимодействия волн напряжений при короткозамедленном взрывании зарядов

Из вышеизложенного следует, что в монолитных горных породах с малым коэффициентом поглощения интенсивность затухания динамической составляющей волны напряжений меньше, чем квазигидродинамической и квазистатической составляющих. Поэтому при короткозамедленном взрывании зарядов в этих породах эффективнее использовать взаимодействие динамических составляющих волны, что достигается соответствующим интервалом замедления. За счет взаимодействия волн напряжений в заданных точках среды представляется возможным увеличить время действия напряжений и их величину, что способствует повышению степени дробления массива.

В связи с тем, что величина интервала замедления определяется временными характеристиками волны напряжений, которые в свою очередь зависят от параметров заряда, поэтому необходимо вначале исследовать влияние параметров заряда на параметры волны напряжений.

Рассмотрим формирование поля напряжения при взрыве удлиненного заряда в упругой среде.

Поле потенциалов, возникающее в упругой среде при взрывании зарядов, описывается волновым уравнением:

$$\Delta\varphi = \frac{1}{c^2} \frac{\partial^2 \varphi}{\partial t^2}. \quad (4.59)$$

Потенциал волны, создаваемый точечным источником в неустановившемся режиме, как функции времени и расстояния, описывается выражением:

$$\varphi = \frac{N}{4\pi r} \sigma [c_p t - r], \quad (4.60)$$

N – интенсивность источника;

r – расстояние от источника до рассматриваемой точки.

Воспользуемся выражением (4.60) в дифференциальной форме:

$$d\varphi = \frac{Ndz}{4\pi z} \sigma[c_p t - r].$$

Тогда потенциал в каждой точке области от удлинённого заряда (рис. 4.9) будет определяться по формуле:

$$\varphi = \frac{N}{4\pi} \int_{H_{BB}} \frac{dz}{r} \sigma[c_p t - r]. \quad (4.61)$$

Интегрирование подразумевается по всей длине заряда, при этом считаем, что детонация заряда происходит мгновенно по всей его длине. Подставляя пределы интегрирования в (4.61) получим:

$$\begin{aligned} \varphi = \frac{N}{4\pi} & \left\{ \ln \left[\frac{C_p t}{r} + \sqrt{\left(\frac{C_p t}{r}\right)^2 - 1} \right] \left[\sigma\left(t - \frac{r}{C_p}\right) - \sigma\left(t - \frac{a_1}{C_p}\right) \right] + \right. \\ & + \ln \left[\frac{C_p t}{r} + \sqrt{\left(\frac{C_p t}{r}\right)^2 - 1} \right] \left[\sigma\left(t - \frac{r}{C_p}\right) - \sigma\left(t - \frac{b_1}{C_p}\right) \right] + \\ & + \ln \left[\frac{H_{BB} - z_0}{r} + \sqrt{\left(\frac{H_{BB} + z_0}{r}\right)^2 + 1} \right] \sigma\left(t - \frac{a_1}{C_p}\right) + \\ & \left. + \ln \left[\frac{z_0 - H_{BB}}{r} + \sqrt{\left(\frac{z_0 + H_{BB}}{r}\right)^2 - 1} \right] \sigma\left(t - \frac{b_1}{C_p}\right) \right\} \end{aligned} \quad (4.62)$$

где

$$\begin{aligned} a_1 &= \sqrt{(H_{BB} - z_0)^2 + r^2}, \\ b_1 &= \sqrt{(H_{BB} + z_0)^2 + r^2}. \end{aligned}$$

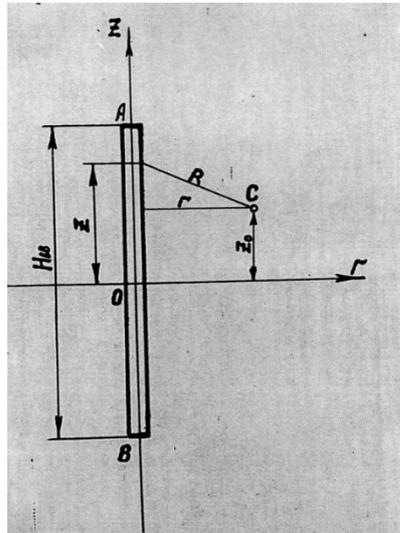


Рисунок 4.9 – Схема к определению потенциала поля от взрыва удлинённого заряда

Воспользовавшись зависимостью (4.62) и зависимостью:

$$P(t) = \rho \frac{\partial \varphi}{\partial t},$$

получим следующее дифференциальное уравнение:

$$\frac{1}{8} \rho_{BB} D^2 e^{-\delta t} = \frac{\partial N}{\partial t} \ln \frac{4(H_{BB}^2 - z_0^2)}{r_0^2},$$

отсюда

$$N = \frac{\rho_{bb} D^2 (1 + \delta t)}{8 \rho \delta \ln \frac{2(H_{bb}^2 - z_0^2)}{r_0^2}}. \quad (4.63)$$

Величина скорости смещения частиц в среде в радиальном направлении равна:

$$\begin{aligned}
V_2 = -\frac{\partial u}{\partial z} = \frac{N}{4\pi} & \left[\frac{rC_p t \sqrt{\left(\frac{C_p}{r}\right)^2 - 1 + (C_p t)^2}}{rC_p t \sqrt{(C_p t)^2 - r^2 + (C_p t)^2 - r^2}} \sigma\left(t + \frac{r}{C_p}\right) - \sigma\left(t - \frac{Q_1}{C_p}\right) \right] \\
& \cdot \frac{rC_p t \sqrt{\left(\frac{C_p}{r}\right)^2 - 1 + (C_p t)^2}}{rC_p t \sqrt{(C_p t)^2 - r^2 + (C_p t)^2 - r^2}} \left[\sigma\left(t - \frac{r}{C_p}\right) - \sigma\left(t - \frac{b}{C_p}\right) + \right. \\
& \left. + \frac{H_{ss} - z_0}{r^2} \sigma\left(t - \frac{\alpha_1}{C_p}\right) - \frac{H_{ss} + z_0}{r^2} \sigma\left(t - \frac{b_1}{C_p}\right) \right] \Bigg\} \quad (4.64)
\end{aligned}$$

Из выражения (4.64) следует, что с увеличением диаметра заряда на одинаковых относительных расстояниях от заряда максимальная массовая скорость и эффективное время скорости смещения массива увеличивается. Аналогичное увеличение наблюдается при увеличении длины колонки заряда, однако максимальная скорость смещения с увеличением длины заряда при его больших длинах на одинаковых относительных расстояниях изменяется незначительно.

Анализ полученных зависимостей скорости смещения частиц среды (4.64) показывает, что время приложения эффективного действия волны в данной точке существенным образом зависит от параметров заряда.

При взаимодействии волн в труднодробимых точках взрываемой среды величину результирующей скорости смещения в заданной точке определяем по формуле:

$$V_0(x, y, t) = \sqrt{[V_x(x, y, t)]^2 + [V_y(x, y, t)]^2},$$

где

$$V_x(x, y, t) = \sum_{k=1}^n \frac{x-nb}{2k} \left[\sigma\left(t - (k-1)\tau_0 - \frac{r_k}{C_p}\right) V_r\left[\left(t - (k-1)\tau_0 - \frac{r_k}{C_p}\right)\right]; \right.$$

$$\left. V_y(x, y, t) = \sum_{k=1}^n \frac{y}{r_k} \sigma\left[\left(t - (k-1)\tau_0 - \frac{r_k}{C_p}\right)\right] V_r\left[\left(t - (k-1)\tau_0 - \frac{r_k}{C_p}\right)\right]; \right.$$

r_k – расстояние от K -го заряда к исследуемой точке;

$V_r \left[t - (k - 1)\tau_0 - \frac{r_k}{c_p} \right]$ – величина скорости смещения в данной точке в

данный момент времени;

$$\left[(k - 1)\tau_0 - \frac{r_k}{c_p} \right] = \begin{cases} 0, & t < (k - 1)\tau + \frac{r_k}{c_p} \\ 1, & t \geq (k - 1)\tau + \frac{r_k}{c_p} \end{cases} \quad - \quad \text{прерывная функция}$$

нулевого порядка.

4.4.1 Прямой порядок взрывания

В результате вычислений на ЭЦВМ, с учетом исходных данных, на рис. 4.10 представлены массовые скорости смещения частиц в т. А при взрывании трех зарядов с интервалами замедления между ними $\tau = 0; 3; 10$.

Схема расположения зарядов наведена на рис. 4.11.

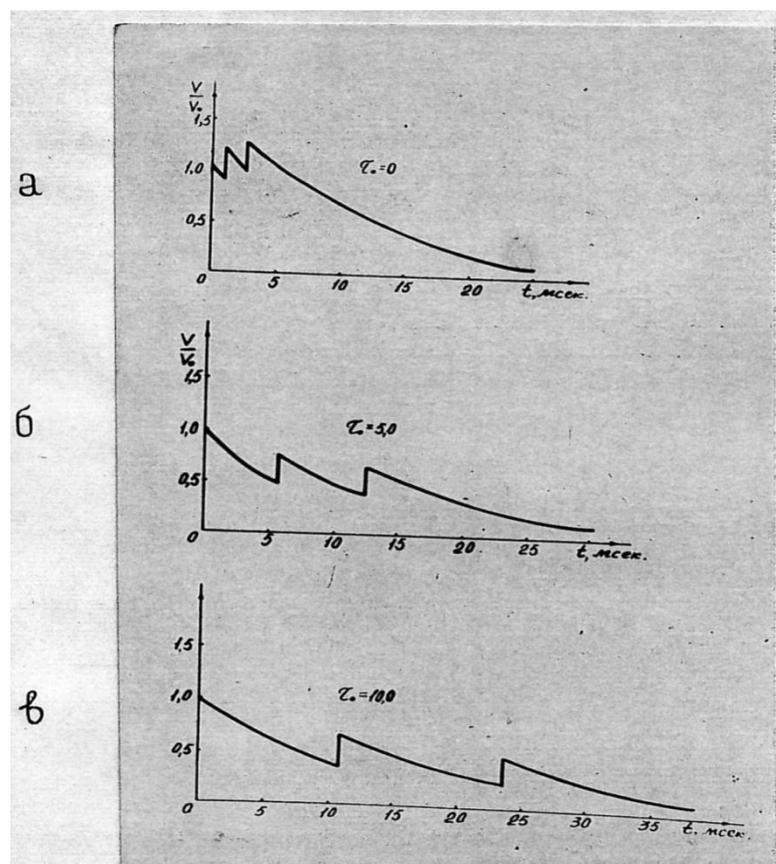


Рисунок 4.10 – Скорость смещения частиц в т. А при прямом порядке взрывания трех зарядов с замедлениями: а) $\tau_0 = 0$; б) $\tau_0 = 3$ мсек; в) $\tau_0 = 10$ мсек

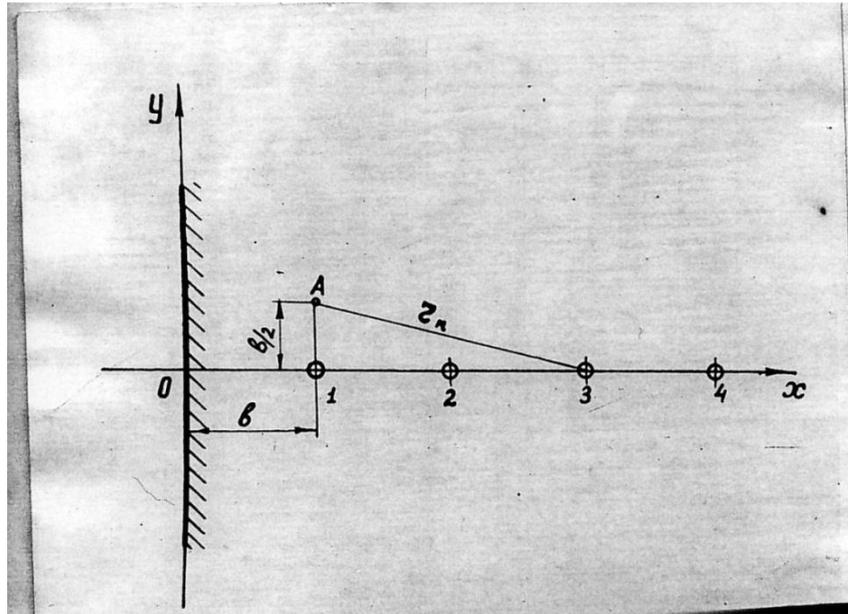


Рисунок 4.11 – Схема расположения зарядов

При взаимодействии зарядов с малыми интервалами замедления увеличилась скорость смещения, а время эффективного действия импульса увеличивается незначительно. При $\tau_0 = 10$ мсек волна от последующего заряда приходит в исследуемую точку после того, как скорость смещения от предыдущего заряда практически равна нулю, т.е. движение среды прекратилось. Поэтому число зарядов, энергия волн которых при взрыве последующих зарядов взаимодействует в данной точке, ограничено и определяется неравенством:

$$n \leq 1 + \frac{w\left(\frac{c}{w_p} - 1\right)}{2(w + \tau_0 c)} \quad (4.65)$$

$V_{тр}$ – скорость трещинообразования.

4.4.2 Обратный порядок взрывания

На рис. 4.12 представлены графики изменения скорости смещения в т. А при обратном порядке взрывания зарядов. Для расчета параметры заряда, свойства среды были взяты такими же, как и при прямом порядке взрывания.

Отметим, что всё вышесказанное справедливо только для пород с малым коэффициентом поглощения. В породах с большим коэффициентом поглощения интенсивность динамической составляющей волны резко убывает с расстоянием, поэтому их взаимодействие не наблюдается. Однако квазидинамическая составляющая волны с расстоянием затухает менее интенсивно, следовательно, возможно их взаимодействие. Так как время нарастания максимума квазигидродинамической составляющей волны совпадает с временем максимума смещения, то для использования их взаимодействия необходимо последующий заряд взрывать через промежуток времени близкий к времени смещения положительной фазы волны.

Из теоретических исследований подраздела 4.1 следует, что чем меньше модуль упругости среды, тем ближе время максимальных напряжений ко времени максимального смещения и наоборот. С другой стороны, с уменьшением модуля упругости, как показывают лабораторные исследования, увеличивается коэффициент поглощения. Следовательно, для пород с малым коэффициентом поглощения время нарастания максимальных напряжений совпадает с временем нарастания максимума динамической составляющей волны напряжений, а в породах с большим коэффициентом поглощения совпадает с временем нарастания максимума напряжений статической составляющей волны.

Для максимального использования взаимодействия волны напряжений в породах с различными коэффициентами поглощения смежные заряды в рядах должны взрываться с интервалом замедления равным:

$$\tau_0 = \frac{r_2 - r_1}{c_p} + t\sigma_{max}, \quad (4.66)$$

$t\sigma_{max}$ – время действия максимальных напряжений в заданной точке;

r_1, r_2 – расстояние от зарядов к исследуемой точке.

При интервалах замедления, определяемых по выражению (4.66), в породах с малым коэффициентом поглощения будет замедляться

взаимодействие динамических составляющих волны, а в породах с большим коэффициентом поглощения – квазигидродинамических составляющих.

Для использования квазистатического напряженного состояния интервал замедления должен быть больше времени полного периода массовой скорости смещения, но меньше времени прихода фронта разрушений в данную точку:

$$t_c = \frac{r + \lambda}{c_p},$$

λ – длина волны скорости смещения на расстоянии r .

На основании проведенных теоретических и экспериментальных исследований механизма разрушения, взаимодействия волн напряжений в породах с различным коэффициентом поглощения представляется возможным для каждой категории пород выбрать метод короткозамедленного взрывания, обеспечивающего повышение интенсивности дробления пород.

Для установления степени влияния динамических составляющих на взаимодействие энергии волн напряжений в заданных областях среды в зависимости от ее свойств, необходимо определить плотность потока энергии волны с учетом и без учета диссипативных потерь энергии волны в заданной точке. Отношение плотности потока энергии волны напряжений, с учетом диссипативных потерь, к условной плотности потока энергии в этой же среде без учета коэффициента поглощения будет характеризовать роль динамических составляющих волны в процессе разрушения. Действительную (E_α) и условную (E_0) плотность потока энергии волны необходимо определять по полученной нами формуле (3.55) подставляя значение упругих свойств и коэффициента поглощения исследуемой породы. Как следует из полученной формулы, отношение этих энергий изменяется от нуля до единицы. Процесс разрушения пород происходит под действием трех составляющих волны напряжений, поэтому область изменения отношения E_α/E_0 разделим на 3 интервала:

$$0,66 < \frac{E_{\alpha}}{E_0} < 1;$$

$$0,33 < \frac{E_{\alpha}}{E_0} < 0,66;$$

$$0 < \frac{E_{\alpha}}{E_0} < 0,33.$$

Рассмотрим эффективность использования составляющих волны напряжений в каждом из этих интервалов.

В породах с отношением $0,66 < \frac{E_{\alpha}}{E_0} < 1$ улучшение дробления при короткозамедленном взрывании достигается за счет взаимодействия динамических и квазигидродинамических составляющих. Использование квазистатического напряженного состояния в этих породах менее эффективно, так как расстояние между фронтом волны и фронтом разрушения соизмеримо с длиной волны. Квазистатическое напряженное состояние, появляющееся после прохождения волны гораздо меньше динамических и квазигидродинамических составляющих в этих областях (подразделы 4.1 и 4.2).

В породах с отношением $0,33 < E_{\alpha}/E_0 < 0,66$ улучшение дробления при короткозамедленном взрывании зарядов представляется возможным получить за счет взаимодействия квазигидродинамических составляющих, так как интенсивность затухания их в этих породах меньше, чем динамической составляющей (подраздел 4.2). Эффективность использования квазистатического напряженного состояния в этих породах повышается.

В обоих случаях при соответствующем интервале замедления имеет место взаимодействие воли напряжений. В породах с отношением $0,66 < E_{\alpha}/E_0 < 1$ поглощающие свойства под действием напряжений, как показали лабораторные исследования, изменяются незначительно.

Поэтому уменьшение диссипативных потерь энергии в этих породах достигается в основном за счет преобладания в результирующем импульсе распространяющейся волны низкочастотных составляющих. В породах с отношением $0,33 < E_{\alpha}/E_0 < 0,66$ уменьшение диссипативных потерь энергии

волны происходит как за счет уменьшения поглощающих свойств массива при напряженном состоянии массива, так и за счет преобладания низкочастотных составляющих в результирующей волне.

В породах с отношением $0 < E_{\alpha}/E_0 < 0,33$ динамическая и квазигидродинамическая составляющие волны напряжений интенсивно затухают. Интервал замедления при этом следует подбирать с таким расчетом, чтобы использовать квазистатическое напряженное состояние массива, созданное взрывом предыдущего заряда.

В этом случае волна напряжений взрыва последующего заряда будет распространяться в массиве, находящемся в напряженном состоянии, что повышает использование квазигидродинамической составляющей волны, за счет уменьшения диссипативных потерь.

Согласно проведенных нами теоретических и экспериментальных исследований для всех пород повышение эффективности дробления взрывом достигается при создании дополнительной свободной поверхности. Необходимо отметить, что роль свободной поверхности в процессе разрушения определяются свойствами пород.

В породах $0,66 < E_{\alpha}/E_0 < 1$ дополнительная свободная поверхность способствует увеличению интенсивности разрушения за счет действия отраженных волн. В породах $0,33 < E_{\alpha}/E_0 < 0,66$ роль отраженных волн в процессе разрушения уменьшается и дополнительная свободная поверхность служит в основном для того, чтобы приобретенный запас потенциальной энергии массива перешел в кинетическую. Дополнительное дробление в этом случае будет происходить за счет движения и соударения движущихся кусков породы.

Основные методы, способствующие повышению энергии взрыва на дробление среды при короткозамедленном взрывании зарядов, в зависимости от величины отношения E_{α}/E_0 приведены в табл. 4.5.

Из анализа методов, обеспечивающих повышение использования энергии взрыва на дробление среды при короткозамедленном взрывании зарядов, следует, что повысить степень дробления массива представляется возможным за счет комплексного использования и взаимодействия волн напряжений или напряженного состояния массива и дополнительной свободной поверхности.

Таблица 4.5 – Основные методы, способствующие повышению энергии взрыва при короткозамедленном взрывании зарядов

| E_{α}/E_0 | Коэффициент поглощения α' , $10^{-5} \text{ 1/м}\cdot\text{г}\cdot\text{с}^2$ | Метод |
|------------------|---|--|
| 1 – 0,66 | $\alpha' \leq 5,0$ | <ol style="list-style-type: none"> 1. Взаимодействие динамических составляющих волн напряжений. 2. Взаимодействие квазигидродинамических составляющих волн напряжений. 3. Дополнительная свободная поверхность. |
| 0,66 – 0,33 | $5,0 < \alpha' < 9,5$ | <ol style="list-style-type: none"> 1. Взаимодействие квазигидродинамических составляющих волн напряжений. 2. Использование квазигидродинамического напряженного состояния. 3. Дополнительная свободная поверхность. |
| 0,33 – 0 | $\alpha' > 9,5$ | <ol style="list-style-type: none"> 1. Использование квазигидродинамического напряженного состояния. 2. Дополнительная свободная поверхность. |

Из анализа методов обеспечивающих повышение использования энергии взрыва на дробление среды при короткозамедленном взрывании зарядов следует, что повысить степень дробления массивов представляется возможным за счет комплексного использования и взаимодействия волн напряжений или напряженного состояния взрыва и дополнительной свободной поверхности.

Для инженерных расчетов оптимальных интервалов замедлений с учетом свойств пород и параметров зарядов необходимо произвести экспериментальные исследования по определению параметров волн напряжений и процесса разрушения пород взрывом. Полученные данные послужат основанием и для разработки схем взрывания, позволяющих эффективно использовать предложенные методы управления энергией взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов.

Выводы

1. На основании теоретических исследований формирования и распространения волн напряжений в среде установлено, что управлять энергией взрыва представляется возможным изменяя форму начального импульса, величину интервала замедления, порядок и условия взрывания зарядов.

2. Используя электронно-вычислительную технику, исследован характер изменения параметров волн напряжений в зависимости от свойств среды и характера приложения взрывных нагрузок в полости заряда:

а) изменяя начальную форму импульса можно регулировать соотношением между составляющими волны напряжений – динамической, квазигидродинамической, квазистатической; с уменьшением времени нарастания максимума давления в полости заряда доля динамических составляющих в распространяющейся волне увеличивается;

б) с увеличением времени действия начального импульса на стенки зарядной камеры, влияние последнего на формирование параметров волн напряжений уменьшается и в предельном случае, когда продукты детонации действуют на стенки зарядной камеры неограниченно долго, параметры волн напряжений определяются только свойствами пород и величиной давления в зарядной камере;

в) с увеличением радиуса заряда время действия положительной фазы волны напряжений увеличивается.

3. Используя частотный анализ Фурье разработана методика распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве, используя которую установлен характер затухания динамической составляющей энергии волны напряжений в зависимости от свойств пород. Полученные зависимости позволили установить, что из свойств горных пород наиболее существенное влияние на параметры волн напряжений и характер распределения энергии взрыва в разрушаемом массиве оказывает коэффициент поглощения энергии волны.

Можно полагать, что с увеличением коэффициента поглощения наиболее интенсивно затухает динамическая составляющая волны напряжений. Поэтому в породах с большим коэффициентом поглощения роль квазигидродинамической и квазистатической составляющих увеличивается.

4. Для увеличения плотности потока энергии волны напряжений в породах с большим коэффициентом поглощения начальный импульс необходимо формировать таким образом, чтобы в нем преобладали квазигидродинамические и квазистатические составляющие, а в породах с малым коэффициентом поглощения – динамические составляющие. Это достигается соответствующим выбором типа ВВ, параметров и конструкций заряда.

5. На основании теоретических исследований распределения поля напряжений разработан метод обеспечивающий повышение использования энергии взрыва на дробление среды при короткозамедленном взрывании зарядов.

6. Разработана методика определения интервалов замедления при короткозамедленном взрывании, исходя из условий взаимодействия преобладающих составляющих в распространяющейся волне напряжений.

РАЗДЕЛ 5

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ОДИНОЧНОМ И КОРОТКОЗАМЕДЛЕННОМ ВЗРЫВАНИИ ЗАРЯДОВ

5.1 Методика и условия проведения экспериментальных исследований

Управлять перераспределением энергии взрыва в разрушенном массиве представляется возможным короткозамедленным взрыванием зарядов при соответствующем подборе интервалов замедлений, которые определяются свойствами среды и параметрами заряда. В связи с тем, что массив горных пород представляет собой сложную неоднородную среду, все свойства которой при аналитических расчетах параметров волн напряжений учесть крайне сложно, для разработки инженерных методов расчета интервалов замедлений при короткозамедленном взрывании зарядов проведены экспериментальные исследования по замеру параметров волн напряжений и процесса разрушения в основных разновидностях пород Кривбасса.

Исследования распространения волн напряжений и механизма разрушений твердых сред взрывом проводили в лабораторных условиях на оптически активных моделях в поляризованном и не поляризованном свете с применением сверхскоростной фоторегистрирующей установки типа СФР-Л. Результаты лабораторных исследований подтвердили теоретические выводы о роли радиальных тангенциальных напряжений в процессе разрушения хрупких тел взрывом.

Полученные в промышленных условиях зависимости параметров волн напряжений от параметров заряда и относительного расстояния в различных породах Кривбасса положены в основу инженерных методов расчета оптимальных интервалов замедлений, обеспечивающих максимальное использование энергии взрыва и дробление среды при короткозамедленном взрывании зарядов.

Для исследования общих закономерностей распределения волн напряжений и подтверждения результатов теоретических исследований в промышленных условиях проводили экспериментальные исследования параметров волн напряжений в породах, обладающих большим и малым коэффициентом поглощения.

Породы с большим коэффициентом поглощения были представлены гидрогематитовой рудой, а с малым – плотными мелкозернистыми гранитами. Вес взрываемого заряда составлял от 200 до 1200 г и размещался в шпурах соответственной длины при диаметре 40 мм.

Параметры волн напряжений от взрыва скважинных зарядов определяли в характерных породах карьеров ГОКов Кривбасса, представленных окисленными, неокисленными железистыми роговиками и сланцами крепостью по шкале проф. Протодяконова 8-20 баллов и скоростью распространения продольных волн 1,5-5 тыс. м/с. Так как была установлена корреляционная связь между скоростью распространения упругих волн и коэффициентом поглощения, то массивы горных пород, в которых проводили опыты в зависимости от скорости распространения волн, условно разделили на три категории. К первой категории были отнесены монолитные породы со скоростью распространения волн от 4,5 тыс. м/с и более ($f=17-20$). К массивам второй категории – слаботрещиноватые породы со скоростью распространения волн напряжений 2,5-4 тыс. м/с ($f = 12-16$). К третьей категории отнесли массивы со скоростью распространения волн напряжений менее 2,5 тыс. м/с ($f = 4-8$).

Взрываемые скважины бурили станками СБШ-250, СБО диаметром от 200 до 320 мм. Высота взрываемого уступа составляла 10-15 м. Сетка расположения скважин находилась в пределах 7-8×6-8 м. Вес заряда в скважинах от 400 до 800 кг зерногранулита, что соответствовало удельному расходу ВВ 0,5-0,7 кг/м³. Запись параметров волн напряжений и процесса разрушения пород взрывом производили при применяемых на практике

параметрах буровзрывных работ, что позволило дать инженерные рекомендации, отвечающие конкретным условиям.

Всего было проведено около 300 экспериментальных взрывов с записью параметров волн напряжений и времени разрушения в зависимости от свойств пород и параметров заряда.

Для исследования параметров волн напряжений использовали следующую аппаратуру: магнитоэлектрические осциллографы типа Н700, МП02 и Н102; вибрографы – ВИБ-А (И002), СПЭД-56, пьезодатчики и проволочные датчики; гальванометры типа М001, М0В2 и Н135.

При проведении опытов по определению массовой скорости и скорости распространения волны напряжения датчики устанавливались на различных расстояниях от заряда в специальных нишах или шпурах, приготовленных на блоке уступа или на обнаженной поверхности забоя, и крепились при помощи раствора алебаstra. Во всех случаях вибрографы строго ориентировались по направлению к центру заряда.

Для фиксации момента взрыва заряда использовали проволочные датчики. Проволочный датчик, фиксирующий момент взрыва, спускали совместно с боевиком в скважину, а пьезодатчик крепили на откосе уступа при помощи раствора алебаstra. Последовательно в цепь датчика включали источник постоянного тока. При детонации заряда цепь разрывалась, и на осциллограмме получали сигнал, который принимали за момент взрыва заряда. Источник питания, усилитель и осциллограф размещали в укрытии на расстоянии 20-50 м от взрывааемых зарядов.

Аналогичные опыты были проведены и по исследованию параметров волн напряжений при короткозамедленном взрывании зарядов с различными интервалами замедления.

Для исследования эффективности метода управления энергией взрыва путем перехода энергии заряда в энергию волны были проведены экспериментальные взрывы различных типов ВВ в воде с регистрацией параметров волн давления. Регистрация импульсов волн давления при

подводном взрыве производилась с помощью электронной аппаратуры, как это показано на рис. 5.1.

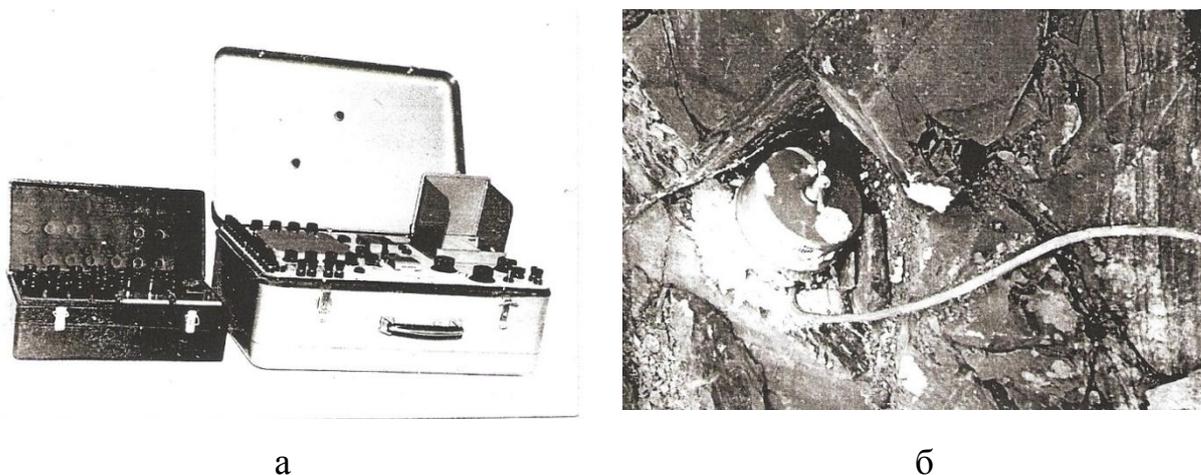


Рисунок 5.1 – Общий вид осциллографа Н-102 (а) и датчика ВИБ-А (б)

Регистрирующая аппаратура должна иметь высокое значение реагирующего времени, широкую полосу пропускания, надежную синхронизацию, возможность фотографирования и устройство калибровки (рис. 5.2).

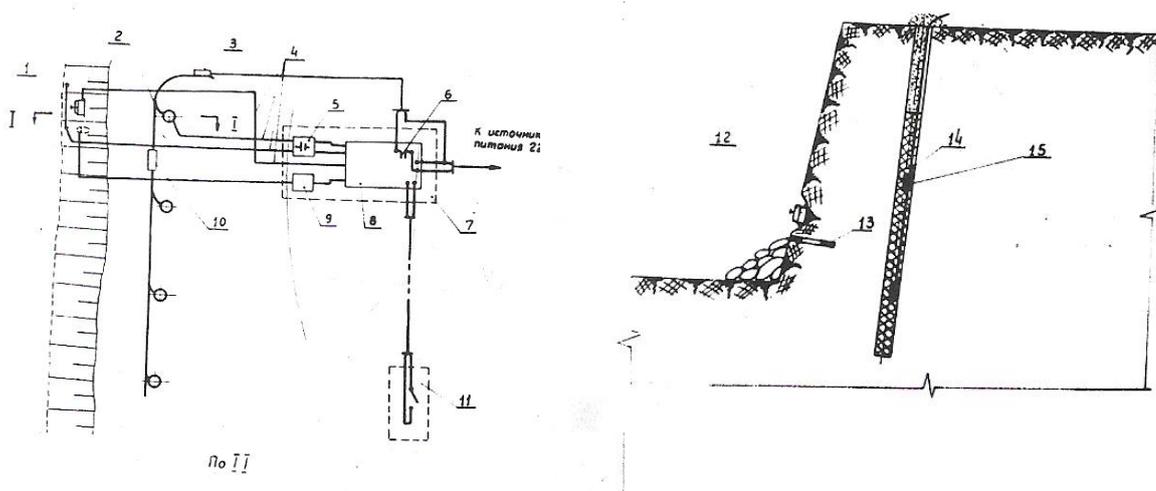


Рисунок 5.2 – Схема взрывной цепи и размещение регистрирующей аппаратуры

По своим техническим возможностям выбран электронный осциллограф типа С1-29, предназначенный для исследований формы

периодических и однократных процессов методом запоминания, путем последующего визуального наблюдения и фотографирования. Осциллограф обладает высокой разрешающей способностью и позволяет записывать импульсы с фронтом нарастания не менее 0,5 мкс.

Усилитель вертикального отклонения отвечает всем требованиям записи импульсных давлений и имеет полосу пропускания по вертикали от постоянного тока до 2 МГц с неравномерностью не более 3 Дб. Запуск осциллографа осуществляется импульсами любой полярности с временем нарастания 0,2 мкс, и хорошо синхронизируется приходящим импульсным сигналом. Осциллограф имеет специальную фотопроставку, фотографирование записанных процессов с экрана обеспечивается фотоаппаратом «Зенит» с объективом типа «Гелиос-44». Имеется возможность визуального наблюдения изображения записанных импульсов давления, так как время воспроизведения записанных процессов не менее 1 минуты. В осциллографе имеется калибратор амплитуд, позволяющий измерять амплитуду импульсов длительностью от 1 мкс до 4 с. Для измерения давления при взрывании различных типов ВВ в воде применялись сегнетоэлектрические датчики на основе твердых растворов титаната бария.

Датчик посредством малоемкостного высокочастотного коаксиального кабеля подсоединен к контуру генератора. При изменении давления на плоскости датчика изменяется его емкость, при изменении емкости изменяется частота генератора. Изменение частоты дискриминатором преобразовывается в изменение напряжения.

Таким образом, изменяя давление на датчик на выходе преобразователя, получаем напряжение пропорциональное величине давления, воздействующего на датчик. Тарировка датчиков производилась на специальном разработанном тарировочном устройстве, схема тарировочного стенда показана на рис. 5.3.

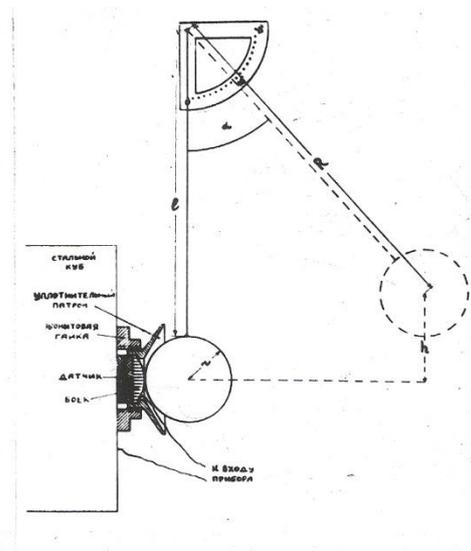
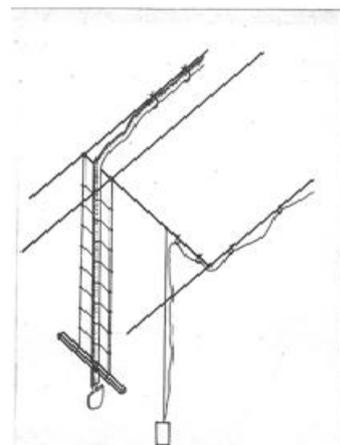


Рисунок 5.3 – Схема тарировочного стенда

Емкостные датчики давления с помощью специально разработанного устройства (рис. 5.4 а) для ориентации помещались в воду на глубину 7,3 м. Крепление и ориентация датчика осуществлялись таким образом, чтобы рабочая поверхность датчика была строго перпендикулярна заряду, как изображено на рис. 5.4 б. Заряд помещали в водонепроницаемую оболочку и подвешивали на стальном тросике на глубине 7,3 м, тросик крепился на поперечном проводе так, чтобы его можно было перемещать, т.е. менять расстояние между датчиком и зарядом.



а



б

Рисунок 5.4 – Применяемая аппаратура (а) и схема устройства крепления датчика и заряда в воде (б)

Регистрация взрывных импульсов проводилась на расстоянии 1; 4; 7 м. Вес заряда меняли от 0,1 до 4 кг. Изменение гидростатического давления на датчик при погружении его в воду на глубину 7,3 м компенсировали при помощи регистрируемой аппаратуры и на входе от осциллографа устанавливали нулевой сигнал.

Конструкция датчика (рис. 5.5) выполнялась следующим образом. К плоскостям датчика легкоплавким припоем припаивали выводы. Соединение датчика с преобразователем осуществляли коаксиальным кабелем. Для соблюдения гидроизоляции датчик покрывался тонким слоем (0,05-0,1 мм) эпоксидной смолы. Выводы от датчика в месте пайки с кабелем покрывались эпоксидной смолой, чтобы обеспечить жесткое крепление датчика и исключить намокание кабеля. Перед припайкой и проведением измерений кабель тщательно осматривался на целостность верхней изоляции. Во избежание возникновения кабельного эффекта в момент взрыва часть кабеля, находящуюся в воде, помещали в металлическую трубку.

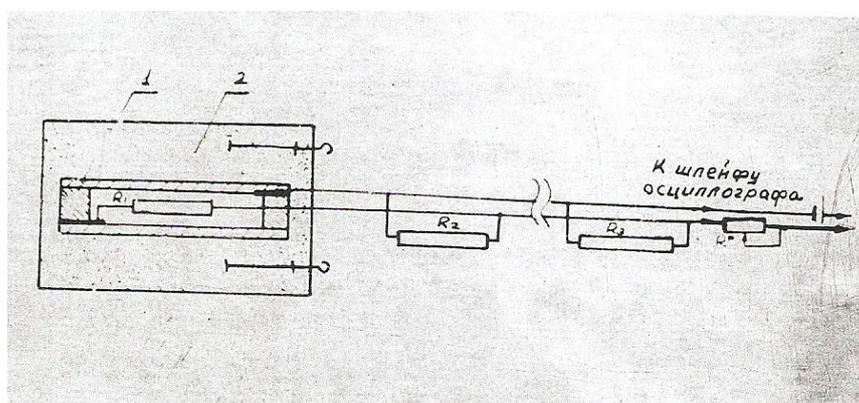


Рисунок 5.5 – Принципиальная схема датчика для регистрации момента разрушения пород

Такая конструкция крепления и изоляции датчика обеспечивает полную водонепроницаемость кабеля и датчика и малую погрешность измерения. По полученным импульсам определяли время вступления,

амплитуду и другие параметры динамических давлений, возникающих при взрыве на различных расстояниях.

Обработка и анализ полученных результатов экспериментальных исследований производились методами математической статистики, а оценка достоверности результатов исследования – по формулам теории вероятностей при известных значениях погрешностей, обусловленных целым рядом независимых факторов.

5.2 Переход энергии заряда взрывчатых веществ в энергию волны

Управлять переходом энергии заряда в энергию волны предоставляется возможным путем изменения формы начального импульса в полости заряда. Существует несколько методов управления формой начального импульса. В настоящее время наиболее широкое распространение получили следующие методы: конструкция заряда с воздушными промежутками – предложенная академиком Н.В. Мельниковым и доктором технических наук Л.Н. Марченко, тип ВВ и способ инициирования. До настоящего времени эти методы управления начальным импульсом на переход энергии заряда в энергию волны экспериментально исследованы недостаточно полно. Отсутствие достоверных экспериментальных данных по этому вопросу не позволяет установить количественные соотношения между энергией заряда и энергией волны, передаваемой разрушаемой среде. Это до некоторой степени сдерживает выбор рационального типа ВВ и конструкции заряда в зависимости от физико-механических и поглощающих свойств пород, которые обеспечили бы максимальное использование энергии взрыва на дробление среды.

С целью установления влияния типа промышленных ВВ на переход энергии ВВ в энергию волны были проведены экспериментальные исследования по замеру параметров волн давления.

По получаемым осциллограммам давление-время определяли удельный импульс и удельную энергию волны. Расчеты производили по формулам:

$$\begin{aligned}
 J &= \int_0^{\tau_1} P(t) dt; \\
 \varepsilon &= \frac{1}{PC} \int_0^{\tau_1} P^2(t) dt,
 \end{aligned}
 \tag{5.1}$$

где $P(t)$ – закон изменения давления во времени на данном расстоянии;
 τ_1 – верхний предел интегрирования.

Верхний предел интегрирования, согласно исследованиям Р. Коула [1, 2], С. Томаса [128, 126, 125] принимали равным 7θ . Величину θ , характеризующую затухание давления в данной точке среды, определяли аппроксимацией функции «давление-время» зависимостью на участке, где давление составляет 1/3 максимального давления в точке:

$$P(t) = P_0 e^{-\frac{1}{\theta}t}, \tag{5.2}$$

где P_0 – максимальное давление.

Переход энергии заряда в энергию волны при взрывании заряда определяли по формуле:

$$\varepsilon_0 = \frac{4\pi r^2}{pc} \int_0^{\tau_1} P^2(t) dt, \tag{5.3}$$

где r – расстояние от центра взрыва заряда к датчику.

Для учета погрешности, вносимой нашей измерительной аппаратурой, производили регистрацию изменения давления во времени при взрывании заряда прессованного тротила весом 1,2 кг на расстоянии 4 м. По полученным нами результатам замера изменения давления во времени и осциллограммам Р. Коула [57] (полученных при указанных условиях), определяли передаточную функцию, с помощью которой учитывали погрешность нашей регистрирующей системы.

Если предположить, что передаточная функция системы в операторной форме имеет вид:

$$W(P) = \frac{P_{\text{вых}}(P)}{P_{\text{вх}}(P)} = (1 + \tau P)^{-1}, \tag{5.4}$$

где $P_{\text{вх}}(P)$ – изображение входного сигнала;

$P_{\text{вых}}(P)$ – изображение сигнала на выходе системы;

τ – постоянная времени,

то определив изображение функции на входе и на выходе системы можно определить постоянную времени системы. Согласно исследованиям Р. Коула [57], головная часть волны описывается уравнением (5.2). Для заряда тротила весом 1,2 кг при $r = 4$ м P_0 и θ соответственно равны $120 \cdot 10^5$ Н/м², 160 мс.

Однако при регистрации поступающего сигнала и прохождении его через систему возникают погрешности, вызванные не полным соответствием частотных характеристик системы и сигнала. Изображение сигнала на входе имеет вид:

$$P_{\text{вх}}(P) = \frac{P_0 \theta}{\theta + P}. \quad (5.5)$$

По изображению сигнала на входе системы и передаточной функции системы определим изображение сигнала на выходе:

$$P_{\text{вых}}(P) = P_0 \left(1 + \frac{P}{\theta}\right)^{-1} (1 + \tau P)^{-1}.$$

Воспользовавшись обратным преобразованием, получим:

$$P_{\text{вых}}(t) = \frac{P_0}{1 - \frac{\tau}{\theta}} \left(e^{-\frac{t}{\theta}} - e^{-\frac{t}{\tau}}\right). \quad (5.6)$$

Анализ этой зависимости показывает, что сигнал на выходе системы достигает максимального значения через промежуток времени t_{max} , который определяется по формуле:

$$t_{\text{max}} = \frac{\tau \theta}{\tau - \theta} \ln \frac{\tau}{\theta}, \quad (5.7)$$

а максимум этой функции равен

$$P_{\text{max}} = P_0 \left(\frac{\tau}{\theta}\right)^{\frac{\tau}{\theta - \tau}}. \quad (5.8)$$

Определив по осциллограмме t_{max} , рассчитывали чувствительность датчика и время τ . Для исследуемой системы $\tau = 20$ мкс, а чувствительность

датчика 20 мВ/кг. Определив τ и чувствительность датчика, можно определить погрешность, вносимую регистрирующей аппаратурой и при взрыве других зарядов.

При проведении экспериментальных исследований по определению влияния типа ВВ на переход энергии заряда в энергию волны исследованию подлежали четыре типа наиболее распространенных промышленных ВВ: аммонит №6 ЖВ, зерногранулит 80/20, детонит и игданит. Датчик, регистрирующий изменение давления во времени, располагался на расстоянии 4 м. Во всех случаях вес заряда принимался равным 1,2 кг.

Расчитанные значения максимального давления, удельного импульса и энергии для исследуемых типов ВВ приведены в табл. 5.1.

Анализ данных табл. 5.1 показывает, что переход энергии заряда ВВ в энергию волны для промышленных взрывчатых веществ колеблется в широких пределах. Так, при взрывании зарядов игданита энергия волны

Таблица 5.1 – Результаты замера энергии волны давления при взрыве зарядов различных типов взрывчатых веществ

| № пп | Тип ВВ | Количество опытов | Максимальное давление, 10^5 Н/м^2 | Удельный импульс, $\text{Н}\cdot\text{с/м}^2$ | Плотность энергии волны, Дж/ м^2 | Полная энергия волны, кДж | Полная энергия ВВ, кДж | Доля энергии волны в энергии заряда, % |
|---------|---------------------------|----------------------|--|---|--|------------------------------------|---------------------------------|--|
| 1. | Аммонит №6 ЖВ | 5 | 108±4 | 2330±83 | 8400±240 | 1680±48 | 5200 | 32 |
| 2. | Зерногранулит 80/20 | 4 | 108±7 | 1180±64 | 4280±149 | 856±30 | 5200 | 16,5 |
| 3. | Детонит | 5 | 130±6 | 1390±64 | 6080±254 | 1216±51 | 6100 | 20 |
| 4. | Игданит 94/6 ^х | 4 | 92±5 | 940±52 | 2880±162 | 576±32 | 4600 | 12,5 |

х – аммиачная селитра 94%, дизельное топливо 6%

составляет 12,5% от общей энергии заряда, тогда как при взрывании аммонита №6 ЖВ – 32%.

Таким образом, управлять переходом энергии заряда в энергию волны, а, следовательно, и дроблением горных пород представляется возможным за счет выбора соответствующего типа ВВ для различных горных пород. В породах с большим коэффициентом поглощения энергии волны более эффективно применение игданитов, а в породах с малым коэффициентом поглощения зарядов ЗГС-80/20 и аммонита №6 ЖВ.

5.3 Распространение волн напряжений и процесс разрушения твердых сред взрывом

Выбор рациональных методов управления распределением энергии взрыва зависит от механизма разрушения горных пород, который определяется параметрами поля напряжений и свойствами среды.

При короткозамедленном взрывании зарядов повысить интенсивность дробления горных пород можно, как показали исследования, за счет взаимодействия волн напряжений и образования дополнительной свободной поверхности. Время взаимодействия волн напряжений в заданной области определяется скоростью распространения фронта разрушений, который зависит от параметров заряда и свойств среды. Поэтому, для выбора интервалов замедлений, необходимо исследовать механизм разрушения и установить закономерности распространения фронта разрушений в зависимости от свойств среды и параметров заряда.

В связи с тем, что в настоящий период существующие методы не позволяют исследовать механизм разрушения массива горных пород взрывом, были проведены лабораторные исследования механизма разрушения хрупких сред взрывом (оптически активных) с применением сверхскоростной фоторегистрации процесса. Применение этого метода позволяет получить кинограмму распространения волн напряжений и процесса разрушения. Анализ полученных кинограмм дает возможность

исследовать особенности и закономерности распространения волн напряжений и процесса разрушения.

Исследования проводились при взрывании зарядов в пластинах из плексигласа и стекла.

Размеры пластин выбирали из условия, что за время съемки грани модели не окажут влияния на процесс распространения волн и разрушения модели. Для моделей из плексигласа, в которых фиксировался процесс распространения волн напряжений, эти размеры составляли $300 \times 300 \times 8$ мм. Величина взрываемого заряда составляла 100 мг тэна, при диаметре 3 мм, а скорость съемки составляла 600000 кадров в секунду.

Из проведенных экспериментов следует, что в первый период времени образуется зона пластических деформаций (раздавливание, измельчение), которая распространяется на расстояние 3-5 радиусов заряда. Взрывная нагрузка передается через зону пластических деформаций в другие точки среды в виде волнового движения. Распространение волны вызывает местные подвижки – смещения, которые создают напряженное состояние среды, определяющиеся действием радиальных и тангенциальных напряжений. В результате напряжений в оптически активных материалах появляются линии – изохромы, которые характеризуют разность главных напряжений и представляют собой темные концентрические окружности на светлом фоне.

Зная динамическую цену полосы материала, можно определить величину напряжений. Как следует из кадров кинограммы, плотность полос падает с расстоянием.

В первый момент времени изохромы появляются под воздействием продольной и поперечной волны напряжений в наложенном состоянии, а затем спустя 14 мкс наступает четкое их разделение. Со временем плотность полос падает и к 45 мкс продольная волна уходит за рассматриваемую зону. Так как поперечная волна более интенсивно затухает с расстоянием по сравнению с продольной волной, то она не оказывает существенного влияния

на процесс разрушения и поэтому волновая картина ее распространения не исследовалась.

Как известно [138] распределение максимальных напряжений идеально упругой среды обратно пропорционально корню квадратному из расстояния. Поэтому, при определении параметров волн напряжений от взрыва заряда, необходимо учитывать неидеальную упругость среды, которая не существенно сказывается только при приложении малых динамических нагрузок.

Для подтверждения выдвинутой гипотезы о механизме разрушения пород взрывом проведены экспериментальные исследования процесса разрушения твердых сред взрывом.

В связи с тем, что фронт разрушения отстает от фронта распространения волн напряжений, одновременная регистрация этих процессов в наших условиях технически не осуществима. Учитывая то, что плексиглас обладает малой скоростью распространения трещин, исследование процесса трещинообразования производилось на моделях из стекла.

Спустя 8 мкс после взрыва картина характеризуется уже зародившейся системой радиальных трещин. Согласно теоретическим исследованиям за это время тангенциальная составляющая может приобрести другой знак, т.е. из сжимающей переходит в растягивающую и зарождение радиальных трещин происходит под действием растягивающих напряжений.

Первые концентрические трещины появляются на расстоянии 10-12 радиусов заряда, по-видимому, в результате возникновения растягивающих напряжений в радиальном направлении.

Дальнейшие кадры показывают, что трещины развиваясь, покрывают модель симметричной системой трещин с тремя видимыми зонами разрушения.

Первая зона у самого заряда, характеризует зону пластических деформаций, вторая зона с равномерным по величине куском и третья зона с большими, крупными кусками.

Таким образом, полученная экспериментальным путем картина процесса разрушения подтвердила выдвинутую гипотезу о механизме разрушения твердых сред взрывом.

Большинство зарядов в практике взрывается при наличии свободной поверхности, поэтому исследуем влияние свободной поверхности на характер распределения напряжений и процесс разрушения моделей.

Размеры моделей, а также диаметр, тип ВВ и величина заряда были такими, как и в предыдущем эксперименте, за исключением удаления заряда от одной из граней моделей. В этом случае линия наименьшего сопротивления составляла 4 см.

После достижения продольной волной свободной поверхности, и отражаясь от нее, возвращается в виде волны растяжения. Первые взаимодействия прямой и отраженной волны начинаются уже к 25 мкс.

При встрече отраженной волны с отрицательной фазой падающей волны образуется линия сдвоенных амплитуд, т.е. линии, по которым, вероятнее всего пойдет откол и образуется воронка разрушения. Если напряжения в амплитудах волн недостаточны, то изохромы, выполаживаясь, двигаются вглубь пластинки (в сторону заряда), так и вдоль линии свободной поверхности.

Таким образом, при наличии свободной поверхности наблюдается взаимодействие падающих и отраженных волн, что по всей вероятности, сказывается на процессе разрушения.

Первыми от взаимодействия волн образуются трещины перпендикулярные свободной поверхности. Затем (на шестом и седьмом кадре) появляются трещины, образующие воронку разрушения. Внутри этой воронки, как следует из анализа кадров кино съемки, начинается развитие системы трещин. Сильно развитая система трещин наблюдается в

центральной части воронки разрушения. Это можно объяснить взаимодействием отраженной и падающей волн.

На основе теоретических исследований, анализа наглядной картины распространения волн напряжений и характера трещинообразования, процесс разрушения твердых сред взрывом можно представить следующим образом.

После взрыва заряда в безграничной среде под действием высокого давления порода, примыкающая к заряду, раздавливается (зона пластических деформаций). Зона раздавливания составляет 3-5 радиусов заряда.

Огромное давление передается через зону раздавливания в другие точки среды в виде волны напряжений, распространяющейся со скоростью 2000-5000 м/с. При распространении волны за зоной раздавливания возникают радиальные и тангенциальные напряжения.

Вблизи заряда растягивающие напряжения превышают напряжения сжатия во фронте ударной волны и поскольку предел прочности растяжения для скальных пород меньше предела прочности сжатию, поэтому первые трещины за зоной раздавливания возникают в основном под воздействием растягивающих напряжений, образуя характерные радиальные трещины. В связи с тем, что за зоной раздавливания радиальные напряжения меньше предела прочности сжатию, а растягивающие напряжения в радиальном направлении отсутствуют, а в зоне, прилегающей к зоне раздавливания, не возникают концентрические трещины. При распространении волны напряжений на определенном расстоянии возникают растягивающие напряжения в радиальном направлении. Если величина растягивающих напряжений в этом направлении превысит предел прочности породы растяжению – возникнут концентрические трещины.

В отличие от предыдущей – эта (третья волна) разбита сетью радиальных и концентрических трещин. За этой зоной могут возникнуть только радиальные трещины, так как величина растягивающих напряжений в радиальном направлении всегда меньше величины максимальных напряжений в тангенциальном направлении.

При взрывании заряда в ограниченной среде первые две стадии процесса разрушения (образование зон раздавливания и радиальных трещин) протекают аналогично взрыву заряда в неограниченной среде.

При отражении волны сжатия от свободной поверхности, волна трансформируется в волну растяжения, при этом на свободной поверхности основное разрушение происходит под действием тангенциальных напряжений. Дальнейшее разрушение вглубь массива происходит за счет результирующей от взаимодействия прямой и отраженной волны. При этом со стороны свободной поверхности образуется третья зона разрушения. Окончательное разрушение протекает медленнее первых и в основном происходит под действием квазистатического давления газов.

Под действием квазистатического давления газов происходит расширение первичных радиальных трещин. Этот процесс можно рассматривать как квазистатический, в котором распределение напряжений в любой момент времени определяет развитие трещин, как при статической нагрузке.

Исходя из представленного механизма разрушения твердых сред взрывом, исследуем влияние скорости распространения фронта трещин в моделях с различными коэффициентами поглощения энергии волн напряжений.

С этой целью производили регистрацию процесса разрушения моделей из стекла ($\alpha' = 0,32 \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц) и канифоли ($\alpha' = 16 \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц).

Результаты исследований времени разрушения моделей сведены в табл. 5.2.

В результате статической обработки данных табл. 5.2 установлены зависимости изменения скорости распространения фронта разрушений с расстоянием, которые с достаточной степенью точности описываются выражениями:

- стекло

Таблица 5.2 – Результаты замера скорости распространения фронта разрушения на моделях из стекла и канифоля

| № пп | стекло | | | | | канифоль | | | | |
|---------|--|--------------------------|-------------------------------|--|--|--|--------------------------|-------------------------------|--|--|
| | Расстояние от заряда к исследуемой точке, см | Относительное расстояние | Время разрушения датчика, мкс | Расчетное время разрушения, $\cdot 10^4$ мкс/м | Расчетная скорость фронта разрушения, $\cdot 10^3$ м/с | Расстояние от заряда к исследуемой точке, см | Относительное расстояние | Время разрушения датчика, мкс | Расчетное время разрушения, $\cdot 10^4$ мкс/м | Расчетная скорость фронта разрушения, $\cdot 10^3$ м/с |
| 1. | 2,0 | 8,0 | 4,7 | 20,9 | 2,4 | 2,0 | 8,0 | 3,0 | 15,6 | 2,5 |
| 2. | 3,5 | 14,0 | 12,5 | 51,5 | 1,7 | 2,0 | 8,0 | 4,5 | 15,6 | 2,5 |
| 3. | 6,5 | 26,0 | 34,6 | 138,0 | 1,2 | 2,5 | 10,0 | 5,2 | 24,3 | 2,2 |
| 4. | 4,0 | 16,0 | 14,5 | 66,0 | 1,6 | 3,0 | 12,0 | 8,0 | 33,0 | 1,95 |
| 5. | 3,0 | 12,0 | 10,6 | 40,8 | 1,9 | 3,5 | 14,0 | 9,5 | 45,5 | 1,67 |
| 6. | 2,5 | 10,0 | 7,5 | 30,2 | 2,1 | 3,5 | 14,0 | 12,5 | 45,5 | 1,67 |
| 7. | 6,5 | 26,0 | 35,5 | 138,0 | 1,2 | 4,0 | 16,0 | 14,2 | 56,0 | 1,52 |
| 8. | 2,0 | 8,0 | 6,5 | 20,9 | 2,4 | 4,5 | 18,0 | 17,0 | 70,5 | 1,38 |
| 9. | 5,0 | 20,0 | 23,7 | 90,6 | 1,41 | 5,0 | 20,0 | 22,6 | 86,6 | 1,30 |
| 10. | 4,5 | 18,0 | 19,4 | 80,0 | 1,51 | 6,5 | 26,0 | 35,0 | 140,1 | 1,02 |
| 11. | 7,5 | 30,0 | 42,5 | 174,0 | 1,0 | 7,0 | 28,0 | 39,0 | 160,0 | 0,97 |

$$V_{\text{раз}} = 8,24 \cdot \bar{r}^{-0,6} \cdot 10^3;$$

- канифоль

$$V_{\text{раз}} = 15,2 \cdot \bar{r}^{-0,83} \cdot 10^3.$$

Из анализа полученных зависимостей следует, что при взрывании зарядов одинакового диаметра в стекле и канифоли интенсивность затухания фронта разрушений в стекле меньше, чем канифоли. Это можно объяснить тем, что коэффициент поглощения канифоли значительно больше, чем стекла.

Следовательно, скорость фронта разрушений определяется не только величиной заряда, но и свойствами среды, что необходимо учитывать при выборе интервалов замедлений при короткозамедленном взрывании зарядов.

Таким образом, результаты лабораторных исследований подтвердили теоретические выводы о влиянии параметров заряда и свойств среды на распределение поля напряжений и механизм разрушения твердых сред под действием взрывных нагрузок.

5.4 Влияние параметров заряда и свойств пород на распределение поля напряжений

Существенное влияние на характер формирования и распределения поля напряжений оказывают свойства горных пород и параметры начального импульса.

В этом случае управлять энергией взрыва представляется возможным за счет перераспределения энергии волны в каждой из ее составляющих, роль которых в процессе разрушения пород взрывом определяется их поглощающими свойствами. Так для пород, характеризующихся небольшим коэффициентом поглощения, разрушение происходит преимущественно под действием квазистатической составляющей. Изменяя параметры начального импульса в зависимости от поглощающих свойств среды, можно управлять переходом энергии заряда в энергию волны.

Экспериментальные исследования по определению параметров волн напряжений от взрыва одиночных шпуровых и скважинных зарядов производили в породах крепостью по шкале проф. М.М. Протодьяконова 8-12 и 16-20 с коэффициентом поглощения $(10+25) \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц и $(0,4-0,8) \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц соответственно. Величина шпуровых зарядов изменялась от 0,2 до 1,2 кг, а скважинных – от 80 до 800 кг. Диаметр зарядов изменяли от 40 до 320 мм. Всего при проведении экспериментальных исследований было осуществлено около 150 взрывов одиночных шпуровых и скважинных зарядов с записью параметров волн напряжений.

По полученным осциллограммам определяли скорость распространения продольных волн, максимальную массовую скорость, импульс и энергию волн напряжений в акустическом приближении.

Величина смещения, удельный импульс, плотность потока энергии и напряжения рассчитывались методом графического интегрирования по формулам:

$$U_r = \int_0^{\tau} V(r, t) dt; \quad (5.9)$$

$$I_r = \int_0^{\tau} \sigma(r, t) dt; \quad (5.10)$$

$$\varepsilon = \int_0^{\tau} \sigma(r, t) V(r, t) dt; \quad (5.11)$$

$$\sigma_{r,t} = \rho C_p V(r, t). \quad (5.12)$$

Средние значения результатов проведенных экспериментальных исследований и вычисленных параметров волн напряжений сведены в табл. 5.3.

Проведенные исследования по замеру параметров волн напряжений показали, что на их величину существенное влияние оказывает вес взрываемого заряда и поглощающие свойства среды.

Заметного изменения скорости распространения продольных волн на исследуемых расстояниях не наблюдалось. Поэтому при расчетах величина ее принималась равной средней скорости всех опытных взрывов и равнялась $3,5 \cdot 10^5$ м/с для гидрогематитовой руды и $6,1 \cdot 10^3$ м/с для гранитов.

В результате статистической обработки данных исследований установлены зависимости времени действия положительной фазы волны и максимального значения массовой скорости от относительного расстояния и величины взрываемого заряда. Для гидрогематитовых руд эти зависимости описываются соответственно по выражениям:

$$t_{u_{max}} = 1,68 \sqrt[3]{Q} = r^{0,68}, \quad (5.13)$$

$$V_r = A \frac{\sqrt[3]{Q}}{r} e^{-\alpha \frac{r}{\sqrt[3]{Q}}}, \quad (5.14)$$

где r – расстояние от заряда, м;

Q – вес заряда, кг.

Значения коэффициентов A и α , при взрывании зарядов в гидрогематитовой руде соответственно равны 4,96 м/с и 0,295 м. В обоих случаях коэффициент корреляции был не менее 0,96.

Применив методы множественного регрессионного анализа, установлены корреляционные зависимости максимального напряжения, удельного импульса и плотности потока энергии от величины заряда и расстояния в гидрогематитовой руде.

Таблица 5.3 – Параметры волн напряжений при взрыве одиночных зарядов в породах второй категории

| № пп | Расстояние, R, м | Вес заряда, Q, кг | Число Опытов, m | Время действия | Положительной фазы волны, $\mu\text{с}$ | Кoeffициент вариации, k_B , % | Расчетное время действия положительной | Максимальная массовая скорость, $\text{ч}10^4 \text{ м/сек}$ | Кoeffициент вариации, $k_{\text{вар}}$, % | Расчетная максимальная массовая скорость, 10^4 м/сек | Максимальное смещение, 10^4 м | Кoeffициент вариации, $k_{\text{вар}}$, % | Расчетное максимальное смещение, U_{PAC} , 10^4 м | Удельный импульс, $10^4 \frac{\text{нчсек}}{\text{м}^2}$ | Кoeffициент вариации, k_B , % | Расчетный удельный импульс, I_{PAC} , $\frac{\text{нчсек}}{\text{м}^2}$ | Плотность потока энергии волны, $10^4 \frac{\text{нч}}{\text{м}^2}$ | Кoeffициент вариации, $k_{\text{вар}}$, % | Расчетная плотность потока энергии волны, $10^4 \frac{\text{нч}}{\text{м}^2}$ | Макс.напряжение, $10^7 \frac{\text{н}}{\text{м}^2}$ | Кoeffициент вариации, $k_{\text{вар}}$, % | Расчетное макс.напряжение, σ_{PAC} , $\frac{\text{н}}{\text{м}^2}$ |
|------|------------------|-------------------|-------------------|----------------|---|---------------------------------|--|--|--|--|---|--|--|--|---------------------------------|--|---|--|---|---|--|--|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 | |
| 1 | 3,0 | 0,4 | 2 | 1,625 | 1,63 | 1,426 | 3,525 | 0,004 | 3,683 | 2,825 | 0,71 | 3,17 | 1,92 | 2,15 | 2,22 | 0,375 | 1,46 | 0,455 | 1,78 | 0,98 | 1,9 | |
| 2 | 4,0 | 0,4 | 2 | 2,20 | 2,26 | 2,12 | 2,135 | 4,93 | 1,792 | 2,35 | 7,24 | 1,88 | 1,59 | 8,73 | 1,22 | 0,190 | 13,47 | 0,122 | 1,11 | 4,50 | 0,8 | |
| 3 | 5,0 | 0,4 | 2 | 2,625 | 4,8 | 2,812 | 1,045 | 6,375 | 1,024 | 1,365 | 1,94 | 1,25 | 0,895 | 1,66 | 0,77 | 0,052 | 4,95 | 0,044 | 0,51 | 2,62 | 0,4 | |
| 4 | 3,0 | 0,5 | 3 | 2,167 | 2,8 | 1,931 | 4,243 | 3,162 | 4,407 | 4,54 | 1,21 | 4,73 | 3,76 | 2,52 | 3,91 | 0,870 | 2,95 | 0,948 | 2,71 | 1,61 | 2,8 | |
| 5 | 4,0 | 0,5 | 3 | 2,33 | 6,8 | 2,624 | 2,257 | 8,38 | 2,145 | 2,64 | 1,5 | 2,80 | 1,87 | 17,3 | 2,16 | 0,236 | 23,58 | 0,255 | 1,21 | 1,25 | 1,2 | |
| 6 | 5,0 | 0,5 | 2 | 3,075 | 2,5 | 3,320 | 1,23 | 8,94 | 3,226 | 1,88 | 6,91 | 1,87 | 1,38 | 4,82 | 1,36 | 0,094 | 14,02 | 0,092 | 0,69 | 6,85 | 0,6 | |
| 7 | 3,0 | 0,6 | 3 | 2,64 | 3,22 | 2,44 | 4,66 | 2,14 | 5,102 | 6,15 | 1,36 | 6,56 | 6,83 | 3,51 | 6,22 | 1,466 | 1,36 | 1,73 | 3,56 | 0,89 | 3,8 | |
| 8 | 4,0 | 0,6 | 3 | 3,127 | 3,35 | 3,129 | 2,54 | 6,93 | 2,48 | 3,97 | 6,89 | 3,89 | 3,45 | 7,73 | 3,43 | 0,477 | 13,8 | 0,466 | 1,74 | 6,83 | 1,7 | |

| | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----|-----|-----|---|-------|------|-------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|-------|-----------|-------|------|-----------|-----|
| 9 | 5,0 | 0,6 | 3 | 3,657 | 3,96 | 3,822 | 1,11 | 9,95 | 1,42 | 1,99 | 4,05 | 2,59 | 1,66 | 3,35 | 2,16 | 0,102 | 13,4 7 | 0,168 | 0,72 | 6,64 | 0,9 |
| 10 | 3,0 | 0,7 | 3 | 3,07 | 1,78 | 2,94 | 5,73 | 3,58 | 5,78 | 8,79 | 5,08 | 6,52 | 9,44 | 6,33 | 9,21 | 2,897 | 9,85 | 2,872 | 5,04 | 4,86 | 5,0 |
| 11 | 4,0 | 0,7 | 3 | 3,66 | 4,05 | 3,63 | 3,01 | 7,1 | 2,81 | 5,51 | 10,7 | 5,13 | 5,08 | 5,35 | 5,08 | 0,884 | 20,5 | 0,774 | 2,39 | 10,3 4 | 2,2 |

Продолжение таблицы 5.3

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 | 19 | 20 | 21 | 22 |
|----|-----|-----|---|-------|------|-------|-------|------|------|-------|------|-------|-------|------|-------|--------|-----------|-------|-------|-----------|------|
| 12 | 5,0 | 0,7 | 3 | 4,5 | 4,97 | 4,33 | 1,0 | 4,4 | 1,61 | 3,68 | 6,87 | 3,41 | 3,57 | 9,42 | 3,20 | 0,315 | 12,9 | 0,279 | 1,28 | 6,72 | 1,2 |
| 13 | 3,0 | 0,8 | 3 | 3,51 | 3,12 | 3,54 | 6,4 | 4,27 | 6,43 | 11,23 | 5,49 | 10,99 | 13,41 | 7,19 | 12,93 | 4,573 | 10,6 | 4,458 | 6,39 | 5,40 | 6,3 |
| 14 | 4,0 | 0,8 | 3 | 4,13 | 2,54 | 4,14 | 3,37 | 3,25 | 3,13 | 6,97 | 5,72 | 6,51 | 7,5 | 7,65 | 7,13 | 1,355 | 10,7 | 1,201 | 2,98 | 5,49 | 2,8 |
| 15 | 5,0 | 0,8 | 3 | 4,63 | 6,66 | 4,83 | 1,52 | 2,94 | 1,79 | 3,67 | 5,25 | 4,33 | 3,75 | 7,35 | 4,49 | 0,307 | 9,5 | 0,434 | 1,27 | 4,87 | 1,5 |
| 16 | 3,0 | 0,9 | 3 | 3,9 | 2,14 | 3,95 | 6,95 | 4,43 | 7,07 | 13,57 | 5,56 | 13,57 | 17,63 | 7,06 | 17,45 | 6,609 | 13,0 | 6,57 | 7,67 | 5,62 | 7,6 |
| 17 | 4,0 | 0,9 | 4 | 4,68 | 2,87 | 4,64 | 3,89 | 5,01 | 3,44 | 9,095 | 3,46 | 8,04 | 10,85 | 4,02 | 9,62 | 2,246 | 7,3 | 1,77 | 3,88 | 3,74 | 3,4 |
| 18 | 5,0 | 0,9 | 2 | 5,385 | 6,8 | 5,337 | 2,035 | 3,22 | 1,97 | 5,465 | 3,42 | 5,35 | 6,10 | 9,02 | 6,06 | 0,661 | 5,5 | 0,639 | 1,87 | 3,21 | 1,8 |
| 19 | 3,0 | 1,0 | 4 | 4,27 | 1,96 | 4,47 | 7,55 | 4,63 | 7,69 | 16,1 | 6,18 | 16,39 | 22,64 | 7,66 | 22,8 | 9,028 | 12,2 | 9,297 | 9,10 | 6,07 | 9,3 |
| 20 | 4,0 | 1,0 | 3 | 5,25 | 2,0 | 5,15 | 4,01 | 4,09 | 3,74 | 10,6 | 4,72 | 9,71 | 13,83 | 7,08 | 12,58 | 2,941 | 11,0 | 2,504 | 4,47 | 5,56 | 4,3 |
| 21 | 5,0 | 1,0 | 3 | 5,94 | 3,8 | 5,84 | 1,86 | 7,75 | 2,14 | 5,5 | 4,06 | 6,47 | 6,63 | 1,58 | 7,93 | 0,654 | 9,1 | 0,905 | 1,87 | 4,47 | 2,2 |
| 22 | 3,0 | 1,1 | 2 | 4,695 | 1,5 | 4,962 | 7,85 | 4,45 | 8,30 | 18,42 | 5,85 | 19,44 | 28,05 | 7,04 | 29,08 | 11,580 | 11,4 | 12,73 | 10,36 | 5,79 | 10,8 |
| 23 | 4,0 | 1,1 | 3 | 5,69 | 2,48 | 5,65 | 4,24 | 2,11 | 4,04 | 12,03 | 0,83 | 11,52 | 16,9 | 2,51 | 16,04 | 3,771 | 1,45 | 3,428 | 5,10 | 0,62 | 4,8 |
| 24 | 5,0 | 1,1 | 3 | 6,54 | 2,69 | 6,35 | 2,34 | 6,1 | 2,31 | 7,64 | 5,36 | 7,67 | 9,98 | 5,81 | 10,1 | 1,235 | 10,5 6 | 1,238 | 2,59 | 5,33 | 2,9 |
| 25 | 3,0 | 1,2 | 3 | 5,13 | 2,05 | 5,47 | 8,78 | 2,1 | 8,91 | 22,5 | 2,22 | 22,73 | 36,9 | 3,43 | 36,3 | 16,927 | 4,09 | 16,95 | 12,61 | 2,09 | 12,0 |
| 26 | 4,0 | 1,2 | 3 | 6,20 | 2,5 | 6,16 | 4,63 | 7,12 | 4,33 | 14,4 | 4,65 | 13,46 | 21,6 | 3,17 | 20,0 | 5,263 | 10,2 | 4,56 | 6,05 | 5,01 | 6,0 |
| 27 | 5,0 | 1,2 | 3 | 7,13 | 1,54 | 6,85 | 2,55 | 13,6 | 2,48 | 9,04 | 13,1 | 8,96 | 12,7 | 12,9 | 12,6 | 1,735 | 26,4 | 1,65 | 3,07 | 13,1 5 | 3,1 |

Уравнения регрессии этих зависимостей имеют вид:

$$\sigma_{max} = 198,7 \cdot R^{-1,797} \cdot Q^{1,692} \cdot 10^7; \quad (5.15)$$

$$I = 221,8 \cdot R^{-2,07} \cdot Q^{2,54} \cdot 10^4; \quad (5.16)$$

$$\varepsilon = 1397 \cdot R^{-4,56} \cdot Q^{3,28} \cdot 10^4. \quad (5.17)$$

Коэффициенты множественной корреляции между логарифмами указанных величин для уравнений (5.15)-(5.17) соответственно равны 0,92, 0,89 и 0,87.

Аналогичные исследования по замеру параметров волн были проведены и в породах с небольшим коэффициентом поглощения. Результаты исследований параметров волн напряжений, полученные в граните при взрывании зарядов весом 400 и 600 г, приведены в табл. 5.4.

Анализ таблиц, выражений (5.15)-(5.17) показывает, что с увеличением веса заряда энергетические параметры волн напряжений – массовая скорость, напряжение, удельный импульс и удельная плотность энергии – увеличиваются.

Это увеличение вызвано преобладанием низкочастотных составляющих в амплитудном спектре импульса, за счет увеличения времени действия этого импульса на стенки зарядной камеры. Особенно заметное увеличение энергетических параметров волн напряжений с увеличением веса заряда наблюдается в породах, характеризующихся большими значениями коэффициента поглощения. Так при взрывании заряда весом 400 и 600 г в гранитах с коэффициентом $1,0 \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц плотность потока энергии волны на том же расстоянии с увеличением веса заряда на расстоянии 4 м повысилась в 1,5 раз. При таких же условиях взрывания зарядов в

гидрогематитовой руде с коэффициентом поглощения $18 \cdot 10^{-5}$ 1/м·Гц
плотность потока энергии волны на том же расстоянии с увеличением веса

Таблица 5.4 – Параметры волн напряжений от взрыва одиночных зарядов весом 400 и 600 г в породах 1-ой категории

| № пп | Расстояние, м | Вес заряда, кг | Время действия положительной фазы волны, мс | Время нарастания массовой скорости до максимального значения, мс | Время нарастания напряжения до максимального значения, мс | Максимальная массовая скорость, м/с | Плотность потока энергии волны, $\cdot 10^4$ Дж/м ² |
|------|---------------|----------------|---|--|---|-------------------------------------|--|
| 1. | 2,5 | 0,4 | 1,2 | 0,1 | 0,12 | 1,20 | 2,95 |
| 2. | 2,75 | 0,4 | 1,22 | 0,1 | 0,12 | 0,90 | 2,20 |
| 3. | 3,0 | 0,4 | 1,3 | 0,12 | 0,14 | 0,92 | 1,60 |
| 4. | 3,5 | 0,4 | 1,3 | 0,12 | 0,14 | 0,75 | 0,50 |
| 5. | 4,0 | 0,4 | 1,5 | 0,15 | 0,17 | 0,69 | 0,40 |
| 6. | 4,5 | 0,4 | 1,4 | 0,15 | 0,17 | 0,55 | 0,20 |
| 7. | 5,0 | 0,4 | 1,5 | 0,15 | 0,17 | 0,50 | 0,12 |
| 8. | 2,5 | 0,6 | 2,3 | 0,18 | 0,20 | 1,40 | 5,92 |
| 9. | 2,75 | 0,6 | 2,4 | 0,18 | 0,20 | 1,10 | 3,83 |
| 10. | 3,0 | 0,6 | 2,4 | 0,2 | 0,22 | 1,00 | 2,62 |
| 11. | 3,5 | 0,6 | 2,5 | 0,2 | 0,22 | 0,86 | 1,18 |
| 12. | 4,0 | 0,6 | 2,5 | 0,21 | 0,23 | 0,76 | 0,60 |
| 13. | 4,5 | 0,6 | 2,6 | 0,21 | 0,23 | 0,70 | 0,42 |
| 14. | 5,0 | 0,6 | 2,6 | 0,22 | 0,24 | 0,59 | 0,20 |

заряда увеличилась в 3,8 раз. Следовательно, разрушение горных пород, характеризующихся большим коэффициентом поглощения, целесообразней производить взрывом заряда большего веса, т.к. в этом случае величина диссипативных потерь энергии волны будет значительно меньше. Это положение хорошо подтверждается и практикой ведения взрывных работ. Применяв методы множественного регрессионного анализа, установлены корреляционные зависимости максимального напряжения, удельного импульса и плотности потока энергии от величины заряда и расстояния в гидротерматитовой руде.

Установленные корреляционные связи между параметрами волн напряжений, величиной заряда и расстоянием справедливы только в акустическом приближении. Однако, как показали теоретические исследования (раздела 4), изменение радиальных напряжений со временем не пропорционально изменению массовой скорости смещения, а время нарастания максимальных напряжений находится в пределах, определяемых неравенством (4.21).

Поэтому величины напряжений, определяемые в акустическом приближении [137] не в полной мере отражают действительное изменение напряжений массива во времени.

В связи с этим нами была разработана методика для определения изменения радиальных и тангенциальных напряжений во времени по результатам замера массовой скорости смещения и упругих свойств среды.

Сущность разработанной методики состоит в том, что по известной скорости смещения в заданной точке среды и по известным свойствам пород можно определить изменение радиальных, тангенциальных напряжений и их составляющих во времени.

Для расчета радиальных и тангенциальных напряжений массовую скорость смещения аппроксимировали функцией:

$$U(t) = \sum_{k=1}^{\infty} [A_k t + B_k] \{ \eta[t - \Delta t(k - 1)] - \eta(t - k\Delta t) \}, \quad (5.18)$$

где k – порядковый номер интервала;

Δt – величина интервала времени;

$U(t)$ – скорость смещения в момент времени t после прихода волны,

$$A_k = \frac{v_k(t) - v_{k-1}(t)}{\Delta t},$$

$$B_k = -[(k - 1)(V_k - V_{k-1}) - V_{k-1}].$$

Согласно теоретическим исследованиям изменение массовой скорости смещения со временем и расстоянием описывается выражением (4.10).

Подставляя в правую часть значение функции, получим

$$-\frac{c}{r} f''(t) - \frac{c^2}{r^2} f'(t) = \sum_{k=1}^n [A_k t + B_k] \{ \eta[t - (k - 1)\Delta t] - \eta[t - k\Delta t] \}. \quad (5.19)$$

При начальных нулевых условиях:

$$f(0) = f'(0) = 0$$

решение уравнения выполняли на ЭЦВМ «Промінь». В результате решения этого уравнения определено значение функции $f(t)$ и ее производных в любой момент времени.

Это позволило определить по формулам (4.11), (4.12) изменение радиальных и тангенциальных напряжений во времени в заданной точке среды, величину этих составляющих и время нарастания напряжений до максимального значения.

Было использовано разработанную методику по результатам замера скорости смещения для определения изменения радиальных, тангенциальных напряжений и их составляющих в породах с различным коэффициентом поглощения.

В табл. 5.5 приведены результаты замера массовой скорости смещения при взрывании сосредоточенного заряда весом 200 г в гидрогоматитовой руде и граните. В этой таблице даны расчетные значения динамической, квазигидродинамической и квазистатической составляющих волны радиальных напряжений.

Анализ табл. 5.5 показывает, что в породах с большим коэффициентом поглощения в зоне упругих деформаций преобладают квазистатические составляющие, а максимум радиальных напряжений совпадает со временем нарастания максимума смещения.

В породах с малым коэффициентом поглощения преобладает динамическая составляющая волны напряжений. Время нарастания максимума напряжений в этих породах соизмеримо со временем нарастания максимума скорости смещения.

Сопоставление времени действия положительной фазы волны напряжений и времени положительной фазы скорости смещения показывает, что напряженное состояние массива больше времени его колебания, т.е. в процессе разрушения немаловажную роль играют квазигидродинамические и квазистатические составляющие напряжений.

Таким образом, из сопоставления времени действия положительной фазы волны, времени нарастания максимума скорости смещения и максимума напряжений следует, что в породах первой категории время нарастания максимума напряжений составляет $(1,0 - 1,2) t_{v_{max}}$, а в породах второй категории – $(0,7 - 0,8) t_{u_{max}}$.

Используя полученные зависимости, можно по осциллограммам массовой скорости смещения определить время нарастания напряжений до максимальных значений в породах с различным коэффициентом поглощения и параметрами заряда.

Таблица 5.5 – Результаты расчетов радиальных и тангенциальных напряжений и их составляющих во времени

| № пп | Шаг времени, $\cdot 10^{-5}$ с | Экспериментальное значение скорости смещения, 10^{-3} м/с | Расчетная скорость смещения, $V_r \cdot 10^3$, м/с | | | Расчетное значение радиальных напряжений и их составляющих, $\sigma_r \cdot 10^{-4}$, Н/м ² | | | | Расчетное значение тангенциальных напряжений и их составляющих, $\sigma_\theta \cdot 10^{-4}$, Н/м ² | | | |
|------------------------------|--------------------------------------|--|--|------------------------|--------------------------|--|------------------------|------------------|----------------------------|---|------------------------|------------------|----------------------------|
| | | | динамическая составляющая | квазигидродинамическая | результгирующая скорость | динамическая составляющая | квазигидродинамическая | квазистагическая | Результгирующее напряжение | динамическая составляющая | квазигидродинамическая | Квазистатическая | Результгирующее напряжение |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| ГИДРОГЕМАТИТОВАЯ РУДА | | | | | | | | | | | | | |
| 1. | 0,094 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 2. | "- | 38 | 37 | 2 | 39 | 69 | 3,5 | 0,2 | 72,7 | 23 | -1,7 | -0,1 | 21,0 |
| 3. | "- | 68 | 60 | 8 | 68 | 114 | 14 | 1,1 | 126,1 | 37 | -7,0 | -0,6 | 29,0 |
| 4. | "- | 93 | 77 | 15 | 92 | 143 | 26 | 3,4 | 172,4 | 48 | -13 | -1,7 | 33,0 |
| 5. | "- | 128 | 101 | 26 | 127 | 188 | 46 | 7,5 | 241,5 | 63 | -23 | -3,8 | 36,0 |
| 6. | "- | 167 | 127 | 40 | 167 | 236 | 70 | 14,1 | 320,1 | 79 | -35 | -7,0 | 37,0 |
| 7. | "- | 187 | 132 | 55 | 187 | 248 | 96 | 24 | 368,0 | 82 | -48 | -12 | 22,0 |
| 8. | "- | 202 | 132 | 70 | 202 | 248 | 122 | 36 | 406,0 | 83 | -61 | -18 | 4,0 |
| 9. | "- | 220 | 135 | 85 | 220 | 252 | 148 | 52 | 452,0 | 84 | -74 | -26 | -16 |
| 10. | "- | 214 | 113 | 90 | 213 | 220 | 157 | 71 | 458,0 | 70 | -79 | -35 | -44 |
| 11. | "- | 202 | 90 | 112 | 202 | 168 | 198 | 93 | 459,0 | 56 | -98 | -47 | -89 |
| 12. | "- | 194 | 73 | 121 | 194 | 136 | 212 | 115 | 463,0 | 46 | -105 | -58 | -117 |
| 13. | "- | 185 | 57 | 128 | 185 | 106 | 224 | 141 | 471,0 | 36 | -112 | -70 | -147 |
| 14. | "- | 173 | 39 | 134 | 173 | 73 | 235 | 167 | 475,0 | 24 | -117 | -84 | -177 |
| 15. | "- | 165 | 27 | 136 | 169 | 50 | 236 | 194 | 480,0 | 17 | -19 | -97 | -199 |
| 16. | "- | 135 | -4 | 139 | 135 | -7,5 | 244 | 224 | 460,0 | -2,5 | -121 | -112 | -236 |
| 17. | "- | 111 | -26 | 137 | 111 | -49 | 240 | 252 | 443,0 | -16 | -120 | -126 | -252 |
| 18. | "- | 78 | -54 | 133 | 79 | -100 | 233 | 280 | 413,0 | -34 | -116 | -140 | -290 |
| 19. | "- | 26 | -98 | 124 | 26 | -183 | 217 | 308 | 382,0 | -61 | -108 | -154 | -323 |
| 20. | "- | -3 | -114 | 111 | -3 | -212 | 195 | 330 | 313,0 | -70 | -97 | -165 | -332 |
| 21. | "- | -38 | -134 | 97 | -37 | -250 | 170 | 352 | 272,0 | -83 | -85 | -176 | -344 |

Продолжение таблицы 5.5

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
|---------------|------|------|------|-----|------|------|-------|-----|-------|------|------|------|------|
| 22. | -" | -52 | -132 | 81 | -51 | -246 | 142 | 372 | 268,0 | -82 | -71 | -186 | -339 |
| 23. | -" | -59 | -125 | 66 | -59 | -233 | 115 | 410 | 291,0 | -78 | -58 | -205 | -340 |
| 24. | -" | -68 | -120 | 52 | -68 | -224 | 91 | 420 | 287,0 | -75 | -46 | -210 | -331 |
| 25. | -" | -75 | -112 | 39 | -73 | -209 | 69 | 405 | 265,0 | -70 | -34 | -202 | -306 |
| 26. | -" | -82 | -108 | 26 | -82 | -200 | 45 | 394 | 239,0 | -68 | -23 | -197 | -297 |
| 27. | -" | -71 | -95 | 14 | -71 | -177 | 25 | 40 | 258,0 | -59 | -12 | -205 | -276 |
| 28. | -" | -78 | -82 | 4 | -78 | -153 | 7 | 425 | 279,0 | -51 | -3.5 | -212 | -257 |
| 29. | -" | -72 | -66 | -5 | -71 | -123 | -8,8 | 418 | 286,0 | -41 | 4.4 | -209 | -245 |
| 30. | -" | -46 | -35 | -11 | -46 | -65 | -19,3 | 392 | 309,0 | -29 | 9.7 | -196 | -217 |
| <u>ГРАНИТ</u> | | | | | | | | | | | | | |
| 31. | 0,05 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 |
| 32. | -" | 341 | 324 | 17 | 341 | 566 | 35 | 2 | 604 | 197 | -18 | -26 | 153 |
| 33. | -" | 460 | 06 | 54 | 460 | 672 | 113 | 9 | 794 | 247 | -56 | -4 | 187 |
| 34. | -" | 442 | 349 | 92 | 441 | 580 | 193 | 23 | 796 | 212 | -96 | -12 | 104 |
| 35. | -" | 395 | 257 | 138 | 395 | 434 | 290 | 47 | 771 | 156 | -145 | -23 | -12 |
| 36. | -" | 334 | 187 | 147 | 334 | 311 | 310 | 76 | 697 | 113 | -155 | -38 | -80 |
| 37. | -" | 257 | 96 | 161 | 25 | 159 | 340 | 107 | 606 | 58 | -170 | -53 | -165 |
| 38. | -" | 198 | 30 | 168 | 198 | 50 | 355 | 145 | 550 | 18 | -178 | -72 | -235 |
| 39. | -" | 143 | -25 | 168 | 143 | -42 | 355 | 180 | 493 | -15 | -178 | -90 | -283 |
| 40. | -" | 78 | -84 | 162 | 78 | -139 | 338 | 214 | 413 | -51 | -169 | -107 | -327 |
| 41. | -" | 0 | -150 | 150 | 0 | -249 | 316 | 252 | 313 | -91 | -159 | -126 | -375 |
| 42. | -" | -48 | -180 | 133 | -47 | -300 | 270 | 279 | 249 | -109 | -135 | -140 | -384 |
| 43. | -" | -84 | -209 | 125 | -84 | -049 | 242 | 304 | 195 | -27 | -121 | -152 | -400 |
| 44. | -" | -102 | -196 | 94 | -102 | -326 | 196 | 329 | 191 | -119 | -98 | -165 | -382 |
| 45. | -" | -124 | -196 | 74 | -122 | -326 | 155 | 350 | 179 | -118 | -77 | -175 | -366 |
| 46. | -" | -139 | -193 | 54 | -139 | -320 | 113 | 410 | 203 | -117 | -56 | -205 | -379 |
| 47. | -" | -146 | -181 | 35 | -146 | -302 | 74 | 425 | 197 | -110 | -37 | -212 | -359 |
| 48. | -" | -152 | -169 | 17 | -152 | -280 | 36 | 30 | 146 | -103 | -18 | -195 | -315 |
| 49. | -" | -161 | -161 | 10 | -160 | -260 | 20 | 380 | 122 | -98 | -1 | -190 | -289 |
| 50. | -" | -165 | -149 | -16 | -165 | -240 | -34 | 415 | 441 | -82 | 17 | -205 | -258 |
| 51. | -" | -161 | -123 | -38 | -161 | -198 | -80 | 428 | 150 | -75 | 40 | -214 | -249 |
| 52. | -" | -152 | -103 | -49 | -152 | -168 | -102 | 400 | 130 | -62 | 51 | -200 | -211 |
| 53. | -" | -137 | -92 | -45 | -137 | -148 | -95 | 413 | 172 | -57 | 47 | -208 | -211 |
| 54. | -" | -115 | -71 | -43 | -114 | -114 | -90 | 350 | 146 | -43 | 45 | -175 | -173 |

Необходимо отметить, что вышеприведенные экспериментальные зависимости параметров волн напряжений справедливы только для зарядов небольшого веса и диаметра.

В связи с тем, что на карьерах Кривбасса отбойка горных пород производится зарядами диаметром 110-300 мм и весом 80-800 кг, то для решения вопроса о взаимодействии волн напряжений при короткозамедленном взрывании зарядов необходимо исследовать параметры волн напряжений от взрыва зарядов указанных диаметров.

Скорость распространения продольных волн с расстоянием в породах второй категории не является величиной постоянной. В зонах, прилегающих к заряду ($\bar{r} = 10-20$) скорость распространения продольных волн в массиве близка к скорости распространения ультразвуковых колебаний в образце этой же породы. С увеличением расстояния скорость распространения продольных волн в массиве уменьшается и за зоной разрушения ($\bar{r} = 60-80$) практически остается постоянной, равной скорости распространения упругих волн в массиве. В породах первой категории скорость распространения продольных волн практически остается постоянной.

На основе проведенных исследований по определению скорости распространения продольных волн в образцах и массивах горных пород установлена корреляционная связь между разностью скорости распространения ультразвуковых волн в образцах и упругих волн в массиве. Эта зависимость с достаточной точностью для исследуемых пород аппроксимируется выражением:

$$C_p = (C_m - C_o) e^{\alpha_1(\bar{r}-1)} + C_o, \quad (5.20)$$

где C_m – скорость распространения упругих волн в массиве;

C_o – скорость распространения ультразвуковых колебаний в образце;

α_1 – показатель затухания скорости распространения продольных волн.

Величина коэффициента затухания, скорости распространения продольных волн для исследуемых пород равна - 0,0119.

В породах 2-ой категории с увеличением радиуса заряда и относительного расстояния время действия положительной фазы волны увеличивается и с достаточной степенью точности описывается выражением:

$$t_{u_{max}} = 1,55\bar{r}^{0,6} \cdot \alpha^{0,74} \cdot 10^{-3}.$$

Коэффициент множественной корреляции между логарифмами данных величин составляет 0,847.

Для расчета величины интервала замедления при взрывании скважинных зарядов в породах 1-ой и 2-ой категории необходимо по результатам экспериментальных исследований установить зависимость времени нарастания напряжений до максимального значения от диаметра заряда и относительного расстояния. Значения для пород первой и второй категории рассчитываются по осциллограммам массовых скоростей.

В результате статистической обработки опытных данных установлена связь между временем действия максимальных напряжений, относительным расстоянием и диаметром заряда. Уравнение регрессии этих зависимостей имеют вид:

1 категория

$$t_{\sigma_{max}} = (8,0 \pm 0,69)R_0; \quad (5.21)$$

2 категория

$$t_{\sigma_{max}} = 1,3 \bar{r}^{0,66} \cdot R_0^{0,48}. \quad (5.22)$$

Коэффициент корреляции между логарифмами указанных величин составил 0,82.

Из выражения (5.22) видно, что в породах 2-ой категории кроме радиуса на время нарастания максимальных напряжений существенное влияние оказывает расстояние. Поэтому величина интервала замедления,

обеспечивающая максимальное использование взаимодействия волн напряжений, с увеличением диаметра заряда должна увеличиваться. В породах второй категории при одинаковых параметрах буровзрывных работ его величина будет больше, чем в породах первой категории.

Таким образом, в результате проведенных экспериментальных исследований в промышленных условиях установлены основные взаимозависимости между факторами, влияющими на параметры волн напряжений.

5.5 Влияние интервалов замедления при короткозамедленном взрывании зарядов на распределение поля напряжений

Для раскрытия физической сущности взаимодействия волн напряжений при короткозамедленном взрывании были проведены экспериментальные исследования параметров волн напряжений при взрывании зарядов с различными интервалами замедления. Исследования производились в породах первой и второй категории, представленные гранитами порфировой структуры и гидрогематитовыми рудами. Для регистрации параметров волн напряжений использовали ту же аппаратуру, что и при взрывании одиночных зарядов. Замедления между зарядами осуществлялись с помощью отрезков детонирующего шнура. Время начала детонации зарядов фиксировалось пьезоэлектрическими датчиками, помещенными в шпур. В качестве взрывчатого вещества использовался патронированный аммонит №6.

Для установления влияния величины интервала замедления на параметры волн напряжений и порядка взрывания зарядов датчики устанавливались вдоль линии зарядов.

Согласно проведенным исследованиям величина интервалов, обеспечивающих взаимодействие волн напряжений, изменяется в пределах

$$0 \leq \tau \leq t_{U_{max}} + \frac{2W}{C_p}. \quad (5.23)$$

Изменяя интервал замедления в пределах определяемых неравенством (5.23), проведен ряд экспериментальных взрывов с регистрацией массовой скорости смещения.

Результаты экспериментальных исследований сведены в табл. 5.6.

Расстояние к ближайшему заряду составляло 1,1 м, а между зарядами – 0,75 м. Величина заряда в шпуре равнялась 100 г.

Анализ данных табл. 5.6 показывает, что значения максимальных напряжений, удельного импульса, плотности потока энергии волны находятся в тесной связи с интервалом замедления. Так с увеличением интервалов замедления в крупнозернистых гранитах величина максимальных напряжений увеличивается и при $\tau = 0,6$ мс превышает почти в полтора раза напряжения, возникающие при мгновенном взрывании зарядов. Аналогично изменяется удельный импульс и плотность потока энергии волны при короткозамедленном взрывании зарядов не превышает 30- 40% по сравнению с мгновенным взрыванием. С увеличением интервала замедления длительность положительной фазы волны также увеличивается.

При короткозамедленном взрывании зарядов весом 400 г в гидрогоematитовой руде существенного увеличения максимальных напряжений с увеличением интервала замедления не наблюдается на расстоянии $\bar{r} = 30 R_0$. Это объясняется тем, что в породах с большим коэффициентом поглощения на таких расстояниях взаимодействие волн напряжений не происходит.

Таблица 5.6 – Влияние интервала замедления и порядка взрывания на параметры волн напряжений

| Интервал замедления, мс | Время действия положительной фазы волны, мс | | Максимальное напряжение, $\cdot 10^5$ Н/м ² | | Удельный импульс, $\cdot 10^2$ нс/м ² | | Плотность потока энергии волны, $\cdot 10^4$ Дж/м ² | |
|-------------------------|---|--------|--|--------|--|--------|--|--------|
| | обратный | прямой | обратный | прямой | обратный | прямой | обратный | прямой |
| Гранит крупнозернистый | | | | | | | | |
| 0 | 0,95 | - | 465 | - | 190 | - | 12,5 | - |
| 0,5 | 1,14 | 1,10 | 843 | 451 | 347 | 243 | 23,0 | 15,7 |
| 1,0 | 1,83 | 0,87 | 620 | 327 | 383 | 172 | 21,2 | 12,1 |
| 1,5 | 1,53 | 0,92 | 425 | 340 | 314 | 185 | 11,3 | 10,7 |
| 2,0 | 1,20 | 0,75 | 371 | 273 | 218 | 169 | 6,7 | 5,7 |
| 2,3 | 1,02 | 0,72 | 392 | 291 | 210 | 178 | 5,4 | 4,9 |
| Гидрогематитовая руда | | | | | | | | |
| 0 | 1,68 | - | 406 | - | 310 | - | 9,3 | - |
| 1,0 | 1,53 | - | 495 | - | 387 | - | 13,6 | - |
| 2,0 | 1,90 | - | 571 | - | 493 | - | 24,2 | - |
| 3,0 | 2,04 | - | 560 | - | 520 | - | 22,1 | - |

Для получения в заданной точке среды максимальных напряжений необходимо последующий заряд взрывать с интервалом замедления, определяемым по выражению

$$\tau = \frac{r_2 - r_1}{c_p} - t_{\sigma_{max}},$$

где r_1, r_2 – расстояния соответственно от первого и второго зарядов;

$t_{\sigma_{max}}$ – время нарастания максимальных радиальных напряжений.

С целью максимального использования взаимодействия энергии волн напряжений в области, разрушаемой последующим зарядом, величина интервала замедления должна равняться

$$\tau_0 = \frac{1,2 W}{c_p} + t_{\sigma_{max}}, \quad (5.24)$$

где $t_{\sigma_{max}}$ – время действия максимальных напряжений в точке, отстоящей от заряда на расстоянии $1,2 W$.

При прямом порядке взрывания зарядов наблюдается уменьшение величины радиальных напряжений в исследуемой точке с увеличением интервала замедления.

Величина удельного импульса положительной фазы волны и плотность потока энергии также уменьшается с возрастанием интервала замедления, стремясь к постоянной величине, равной величине импульса от взрыва одиночного заряда. Практически взаимодействие волн напряжений при прямом порядке взрывания зарядов не наблюдается при интервалах замедления

$$\tau_0 = 1,5 t_{U_{max}} - \frac{W}{c_0}.$$

Следовательно, для более полного использования энергии взрыва последующих зарядов необходимо применять порядок взрывания скважин в

ряду, подбирая соответствующим образом интервалы замедления для пород различных категорий.

Анализ параметров волн напряжений, полученных при взрывании скважинных зарядов, показывает, что фактически интервалы замедлений больше времени действия положительной фазы напряжений на расстоянии $(1,2-1,5)W$. Так при взрывании заряда диаметром 112 мм, время действия положительной фазы составляет 22 мс, а применяемый на практике интервал замедления – 30 мс. При взрывании зарядов диаметром 300-350 мм, время действия положительной фазы на расстоянии ЛНС (8-9 м) составляет 30-35 мс, а применяемый интервал замедлений 35-60 мс. При этом необходимо учитывать, что время действия максимальных напряжений во много раз меньше времени действия положительной фазы волны напряжений. Следовательно, для эффективного использования взаимодействия волн напряжений интервал замедлений необходимо уменьшить. С этой целью были проведены опытные взрывы скважинных зарядов в породах первой и второй категории с интервалом замедления от 3 до 10 мс. Условие взрывания и параметры зарядов соответствовали описанным при взрывании одиночных скважинных зарядов.

На рис. 5.6 представлена осциллограмма с интервалами замедлений между группами скважин в 10 мс. Взрываемые заряды были разделены на 3 группы по два взрыва в каждой, которые взрывались одновременно.

Согласно схеме, первыми взрывались 2 центральные скважины, через 10 мс – вторая группа скважин, а затем – третья группа. На датчик №2 в начале воздействовала волна от заряда скважины №3. Затем через 0,8 мс – волна напряжения от взрыва скважины №4. Анализ осциллограммы с замедлением в 10 мс показывает, что взрыв второй группы зарядов происходит до прекращения действия положительной фазы волны напряжений. Таким образом, в этом случае происходит взаимодействие волн напряжений.

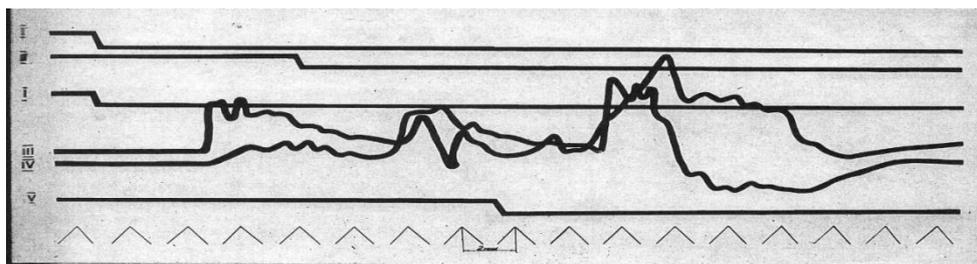


Рисунок 5.6 – Осциллограмма взрыва трех скважинных зарядов взрывааемых с замедлением 10 мс: 1,2,5 – шлейфы, фиксирующие начало взрыва 1,2 и 3 скважин; 3,4 – шлейфы, фиксирующие массовую скорость смещения.

При взрывании зарядов с интервалами замедления, которые обеспечивают максимальное использование взаимодействия волн напряжений, скорость распространения продольных волн и максимальные напряжения на одинаковых относительных расстояниях больше, чем при взрывании зарядов с интервалами замедления, которые превышают длительность положительной фазы волны. Увеличение скорости распространения волн напряжений объясняется частичным перекрытием пор и трещин под действием взрыва предыдущего заряда. Причем, горным породам, которые характеризуются большей трещиноватостью, соответствует более интенсивный рост скорости распространения продольной волны. Эти выводы качественно совпадают с проведенными нами в разделе 2 экспериментальными исследованиями, полученными при испытании образцов горных пород в условиях статического напряженного состояния.

Согласно проведенным экспериментальным исследованиям по определению зависимости коэффициента поглощения α' уменьшается. Поэтому взрывание зарядов с использованием максимального взаимодействия волн напряжений вызывает уменьшение величины

необратимых потерь энергии за счет изменения свойств среды – уменьшения коэффициента поглощения (α').

Уменьшение величины диссипативных потерь при короткозамедленном взрывании зарядов с максимальным использованием взаимодействия волн напряжений, происходит также и за счет увеличения времени действия импульса, так как в этом случае в его спектре преобладают низкочастотные составляющие, которые как было показано в разделе 4, поглощаются менее интенсивно.

Короткозамедленное взрывание зарядов с максимальным использованием взаимодействия волн напряжений оказывает существенное влияние на энергию распространяющейся волны напряжений. В частности, уменьшение коэффициента поглощения и преобладание низкочастотных составляющих спектра результирующего импульса распространяющейся волны напряжений.

Результаты проведенных исследований показали, что применяемые на практике интервалы замедления при многорядном короткозамедленном взрывании не позволяют эффективно использовать энергию волны напряжения от действия взрывов зарядов предыдущих ступеней замедления для дробления массива. Применяемые интервалы замедления не обеспечивают взаимодействия волн напряжений, поэтому параметры волн напряжений при КЗВ незначительно отличаются от этих параметров при одиночном взрывании зарядов.

Следовательно, для повышения эффективности использования энергии взрыва при КЗВ необходимо интервал замедления между смежными зарядами выбирать исходя из условий использования максимально эффективного взаимодействия волн напряжений, что способствует повышению энергетических характеристик параметров волн напряжений, вследствие чего качество дробления массива улучшается.

Согласно проведенным теоретическим и экспериментальным исследованиям доказано, что наличие дополнительной свободной поверхности при короткозамедленном взрывании зарядов способствует увеличению степени дробления массива. Это достигается как за счет отражения волн напряжений от свободной поверхности, так и за счет перемещений массива в сторону свободной поверхности.

Имеется ряд формул для определения времени образования дополнительной свободной поверхности. Дополнительная свободная поверхность, как считают некоторые исследователи, образуется в том случае, когда ширина щели достигает 8-10 мм [38], другие оценивают ее в 2-3 мм [118].

Однако использование указанных факторов возможно и при отсутствии дополнительной свободной поверхности. Достаточно знать время образования границы между разрушенной взрывом и неразрушенной частями массива. Отражение волн напряжений в этом случае произойдет тогда, когда последующий заряд взорвется после образования границы раздела. При этом к концу времени разрушения массива последующим зарядом, отбитая горная масса предыдущим зарядом должна уже перемещаться в сторону свободной поверхности. В этом случае создаются условия для перемещения взрываваемой горной массы второй серией зарядов.

Таким образом, для определения интервала замедления, обеспечивающего использование дополнительной поверхности, необходимо исследовать время разрушения массива в пределах зоны разрушения.

Как показали проведенные нами теоретические и лабораторные исследования время разрушения массива в пределах зоны разрушения зависит от параметров заряда, свойств среды, типа применяемого ВВ и определяется по формуле

$$t_{\text{раз}} = KW^{-2} R_0 \sqrt{\frac{\rho_0}{\rho_{\text{ВВ}}}}. \quad (5.25)$$

Используя полученную формулу, значение коэффициента K , учитывающего свойства пород, тип применяемого ВВ и коэффициент передачи энергии взрыва среде, можем определить при фиксированных остальных параметрах. После этого, представляется возможным рассчитать время образования границы раздела между разрушенной и неразрушенной частями массива для любых параметров заряда и его удаления от свободной поверхности.

Результаты замера времени начала разрушения в зависимости от свойств пород, параметров заряда и расстояния сведены в табл. 5.7.

Таблица 5.7 – Значения коэффициентов для трех категорий пород

| | | | |
|---|----------------------|----------------------|----------------------|
| Скорость распространения продольных волн, м/с | 4500 – 5000 | 200 – 4500 | Не менее 2000 |
| Значение коэффициента K , мс/м | $4,04 \cdot 10^{-2}$ | $6,12 \cdot 10^{-2}$ | $8,15 \cdot 10^{-2}$ |

Анализ данных таблицы показывает, что с увеличением расстояния, время разрушения увеличивается пропорционально квадрату увеличения расстояния.

По результатам замера времени прихода фронта разрушений построены зависимости отношения времени разрушения пород к радиусу заряда от относительного расстояния (рис. 5.7).

Полученные зависимости для каждой категории пород с достаточной степенью точности описываются выражениями:

$$\frac{t_{\text{раз}}}{R_0} \sqrt{\frac{\rho_{\text{ВВ}}}{\rho_0}} = A \bar{r}^2, \quad (5.26)$$

где $t_{\text{раз}}$ – время разрушения, мкс;

R_0 – радиус заряда, мм;

ρ_0 – плотность породы, кг/м³;

$\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ, кг/м³.

Значение коэффициента A для каждой категории пород равны

1 категория – $A = 0,081 \pm 0,012$, мс/м;

2 категория – $A = 0,122 \pm 0,016$, мс/м;

3 категория – $A = 0,163 \pm 0,180$, мс/м.

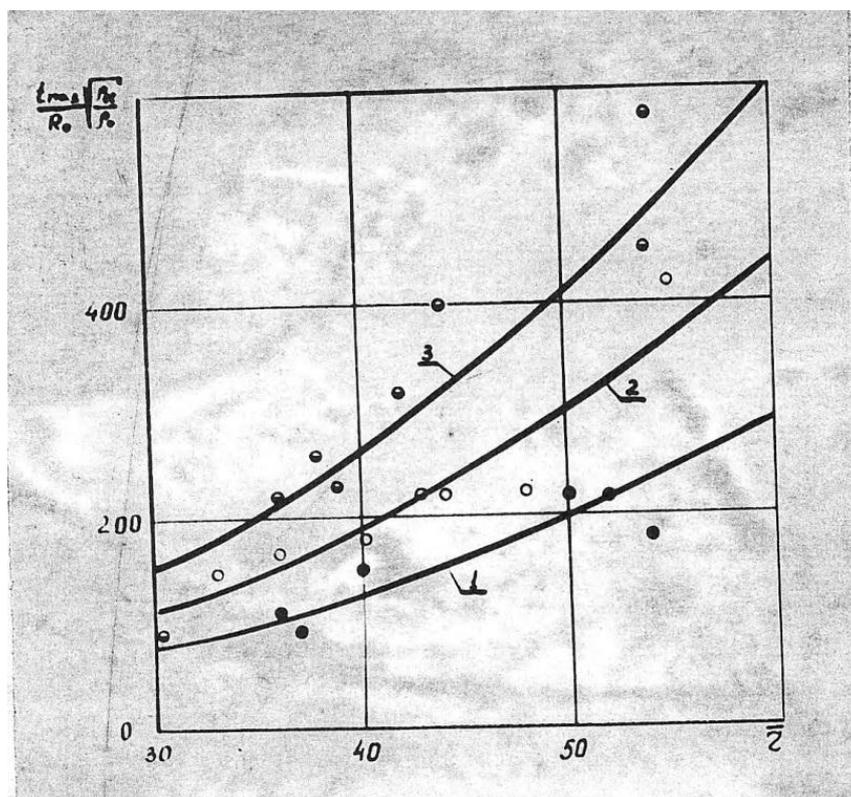


Рисунок 5.7 – Зависимость изменения времени разрушения от расстояния в породах различных категорий: 1 – $C_p > 4500$, м/с; 2 – $2500 < C_p < 4500$, м/с; 3 – $C_p < 2500$, м/с

Проведенные экспериментальные исследования позволили определить значение неизвестного коэффициента K в формуле (5.25).

При определении коэффициента K исходили из теоретических выводов о том, что время разрушения в тыл уступа на расстоянии равном ЛНС в два раза больше времени разрушения вдоль ЛНС при взрыве одиночного заряда.

Зная значение коэффициента K представляется возможным для заданных параметров заряда, по предлагаемой формуле определить время образования границы раздела между разрушенной взрывом и неразрушенной частями массива. Результаты вычислений времени разрушения массива при существующих параметрах буровзрывных работ на карьерах ГОКов Кривбасса сведены в табл. 5.8.

Результаты замера времени сдвижения пород при взрывании скважинных зарядов с использованием скоростной кино съемки показали, что за время, соответствующее времени образования дополнительной поверхности, массив сместится на расстояние 0,5-0,9 м. Следовательно, создаются условия при таком интервале замедления для смещения массива, отбиваемого последующей серией зарядов.

Таблица 5.8 – Время разрушения массива взрывом при существующих параметрах буровзрывных работ ($m=1$)

| Диаметр заряда, м | Величина ЛНС | Время разрушения массива, мс | | |
|-------------------|--------------|------------------------------|-------------|-------------|
| | | 1 категория | 2 категория | 3 категория |
| 0,250 | 50 | 23 | 35 | 47 |
| | 55 | 26 | 40 | 52 |
| | 60 | 31 | 47 | 62 |
| 0,300 | 50 | 26 | 40 | 52 |
| | 55 | 31 | 46 | 62 |
| | 60 | 36 | 55 | 73 |
| 0,320 | 50 | 28 | 42 | 57 |
| | 55 | 36 | 55 | 73 |
| | 60 | 41 | 63 | 84 |

Таким образом, интервалы замедлений, определяемые по разработанной методике, позволяют поучить дополнительную поверхность, а следовательно, и улучшить качество дробления отбиваемых горных пород.

Для облегчения вычисления интервалов замедления, обеспечивающих образование дополнительной поверхности для пород второй категории, построена номограмма (рис. 5.8).

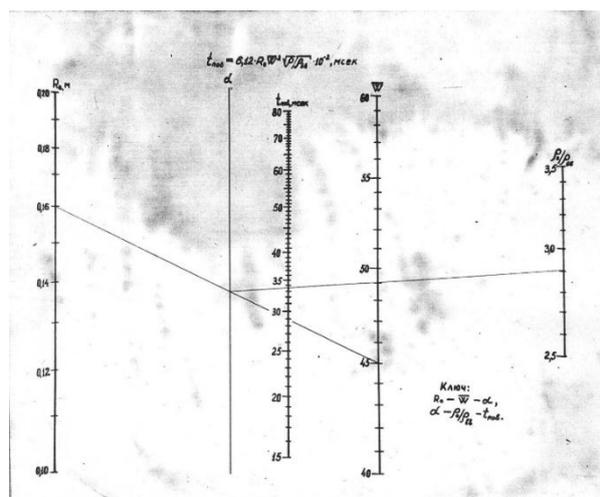


Рисунок 5.8 – Номограмма для определения интервала замедления между группами зарядов, обеспечивающих образование дополнительной свободной поверхности

Для определения интервалов замедления в породах первой и третьей категории необходимо определить интервал замедления для породы второй категории при заданных параметрах заряда и умножить соответственно на коэффициенты 0,66 и 1,5.

5.6 Метод МКЗВ, обеспечивающий повышенное использование энергии взрыва на дробление пород

Многочисленные эксперименты и опыт ведения взрывных работ показывают, что дробление пород при многорядном короткозамедленном взрывании во многом зависит от схем взрывания. Почти все, применяемые в настоящее время схемы взрывания, сохраняют принцип порядного взрывания

с замедлением между рядами скважин. Реже применяются схемы, в которых осуществляется замедление и между зарядами в рядах, но при этом величина замедлений соответствует замедлению между рядами.

Однако, в зависимости от схемы взрывания, породный массив, расположенный между зарядами, претерпевает различные режимы взрывных нагрузок, которые в известной мере определяют интенсивность его разрушения.

Исследуя влияние интервалов замедлений на дробление массива, большинство исследователей не рассматривали его во взаимосвязи со схемами взрывания и, как правило, рассматривали участок, находящийся между двумя зарядами. Изучению дробления основного объема, находящегося между четырьмя зарядами, не было уделено должного внимания.

По фактору очередности инициирования зарядов, участвующих в разрушении массива оконтуренного зарядами, расположенными по квадратной сетке, в зависимости от применяемых схем многорядного короткозамедленного взрывания возможны следующие варианты взрывных нагрузок:

- 1) одновременное взрывание всех зарядов – мгновенный способ;
- 2) одновременно в ряду и с замедлением между рядами – порядные схемы МКЗВ и их разновидности;
- 3) с замедлением после первого заряда и после двух взрывааемых во вторую очередь – диагональные схемы взрывания;
- 4) с разновременным взрыванием смежных зарядов в ряду и между рядами.

Таким образом, путем создания определенной очередности взрывания обеспечивается n -кратное воздействие взрывных нагрузок на изучаемый участок. В первом варианте оно однократное: на разрушаемый участок воздействуют одновременно все заряды. Во втором варианте взрывается

одновременно по паре зарядов. При третьем варианте массив подвергается трехкратным взрывным нагрузкам. Последний вариант отличается максимально возможным числом нагрузок, которое соответствует количеству зарядов.

Определение степени разрушения модели в зависимости от кратности взаимодействия взрывных нагрузок производили на стеклянных пластинах размером 400×400×8 мм. Диаметр заряда составлял 8 мм, а вес заряда 100 мг тэна. Величина замедления составляла 10 мкс, что меньше времени начала зарождения радиальных трещин. Степень разрушения модели определяли фотометрическим методом по коэффициенту пропускаемого света через фотопленку, на которую были засняты модели после разрушения. Измерение оптической плотности кадров дает для каждого варианта свой коэффициент пропускания света в процентах в зависимости от степени разрушения модели

$$T = \frac{\Phi}{\Phi_0} \cdot 100\%,$$

где Φ и Φ_0 – соответствуют световому потоку проходящего и падающего света.

Применение этого метода позволяет быстро и надежно с минимальной затратой времени давать сравнительные характеристики разрушения оптически активных сред.

При одновременном взрывании зарядов в центральной части квадрата и между смежными зарядами происходит встреча противоположно направленных волн напряжений. В этих областях напряжения повышаются, но из-за неблагоприятных условий для разрушения степень дробления модели не равномерная.

Большинство применяемых схем взрывания обеспечивают двухкратное взаимодействие волн напряжения на участке массива, находящегося между рядами скважин. Однако область между скважинами в ряду разрушается неравномерно, в связи с мгновенным взрыванием смежных зарядов. Вследствие чего степень разрушения модели хотя и улучшается по

сравнению с мгновенным взрыванием всех зарядов, но остается все еще не равномерной.

Трехкратное взаимодействие волн напряжений в рассматриваемой области характерно для диагональных схем взрывания. При этом как положительный факт следует отметить то, что скважины в рядах взрываются в условиях претерпевшего напряжение массива, что создает предпосылки для увеличения времени действия напряжений в этой области.

Изотропные области, образующиеся в результате одновременного инициирования смежных зарядов, попадают в зоны действия полей напряжений от взрыва зарядов, ранее взорванного ряда и поэтому значительного влияния на качество дробления не оказывают. Дальнейшее увеличение степени разрушения модели было достигнуто за счет взаимодействия волн напряжений от четырех зарядов. Степень разрушения увеличивается за счет поочередного взаимодействия волн напряжений при взрывании каждого заряда.

Характер взаимодействия полей напряжений при четырехкратном нагружении является наиболее сложным и наиболее благоприятным для разрушения. Там, где при рассмотренных схемах взрывания образовывались изотропные области и массив разрушался неудовлетворительно, разновременное инициирование зарядов исключает этот недостаток.

В табл. 5.9 представлены относительные значения коэффициента пропускания света и относительное увеличение интенсивности дробления на основании лабораторных экспериментов.

Таблица 5.9 – Относительное значение коэффициента пропускания света и относительное увеличение интенсивности дробления на основании лабораторных экспериментов

| Кратность импульсных нагрузок | Схема взрывания зарядов | Относительно значение $T = \frac{\Phi}{\Phi_0}$ | Относительное увеличение интенсивности дробления, % |
|-------------------------------|-------------------------|---|---|
| 1 | Одновременное | 81,5 | 100,0 |

| | | | |
|---|--|------|-------|
| 2 | инициирование Порядная | 89,0 | 109,2 |
| 3 | Диагональная, гребенкой | 93,8 | 115,0 |
| 4 | С замедлением в ряду и между рядами | 96,5 | 118,3 |

Из анализа качественной картины разрушения моделей следует, что эффективность дробления при увеличении кратности взаимодействия волн напряжений от взрывааемых зарядов возрастает. Улучшение качества дробления модели достигается за счет увеличения энергетических параметров волн напряжений, которое вероятно имеет место при взрывании зарядов с определенным интервалом замедления. Это положение хорошо подтверждается экспериментальными исследованиями по замеру параметров волн напряжений при короткозамедленном взрывании зарядов, проведенных в промышленных условиях.

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования показывают, что основную роль в разрушении пород, характеризующихся низким коэффициентом поглощения энергии волн напряжений (1-ая и 2-ая категории) оказывают динамическая и квазигидродинамическая составляющие. Для повышения степени дробления указанных пород при МКЗВ необходимо использовать многократное взаимодействие волн напряжений. Это значительно повышает их энергетические параметры. Наличие обнаженной поверхности в этом случае в сочетании с многократным взаимодействием волн напряжений будет способствовать интенсификации дробления как за счет увеличения растягивающих напряжений, вызванных отраженной волной, так и за счет смещений и соударений горной массы.

Таким образом, для повышения качества дробления горных пород при многорядном короткозамедленном взрывании необходимо разрабатывать схемы, которые комплексно учитывали бы влияние вышеперечисленных

факторов. Сочетание этих факторов возможно при осуществлении дифференцированных интервалов замедлений между зарядами в рядах и рядами скважин. При этом между скважинами в рядах необходимо использовать многократное взаимодействие волн напряжений, а между рядами скважин – эффект от образования дополнительной свободной поверхности.

В породах с высоким коэффициентом поглощения (3 категория), как показали исследования главы 4, разрушение происходит преимущественно под действием статического давления газов, а поэтому использование взаимодействия волн напряжений в этих породах неэффективно. Следовательно, при взрывании указанных пород для повышения степени их дробления необходимо создание дополнительных плоскостей обнажения.

Проведенные экспериментальные исследования по замеру параметров волн напряжения, позволили определить необходимый интервал замедления между смежными зарядами в ряду, соответствующий максимальному использованию взаимодействия волн напряжений.

Согласно проведенным исследованиям интервал замедления между смежными зарядами в рядах, обеспечивающий использование взаимодействия волн напряжений, рассчитывали по формуле:

$$\tau_s = t_1 - t_2 + \tau_{max}, \quad (5.27)$$

где τ_s – интервал замедления между скважинными зарядами в ряду;

$t_1 - t_2$ – разность времени прихода фронта волны напряжения в данную точку среды от взрыва двух зарядов;

τ_{max} – время нарастания максимума напряжения в данной точке от действия взрыва предыдущего заряда.

Разность времени прихода фронта волны в исследуемую точку от взрыва двух зарядов определяется свойствами массива и расстоянием ее от зарядов.

Для пород 1-ой категории скорость распространения волн напряжений есть величина постоянная. Тогда разность времени прихода фронта волны напряжения в данную точку определяется по формуле:

$$t_1 - t_2 = \frac{R_0(\bar{r}_1 - \bar{r}_2)}{C_p}, \quad (5.27a)$$

где \bar{r}_1 – относительное расстояние от первого заряда до исследуемой точки;

\bar{r}_2 – относительное расстояние от второго заряда до исследуемой точки.

Время нарастания напряжения до его максимального значения в исследуемой точке для пород первой категории определяется по выражению (5.21). Тогда выражение (5.27) примет вид:

$$\tau_3 = \frac{R_0(\bar{r}_1 - \bar{r}_2)}{C_p} + 8,0 \cdot 10^{-3} R_0. \quad (5.28)$$

Для пород второй категории скорость распространения волн напряжений с расстоянием может быть рассчитана по выражению (5.20). Время прихода фронта волны в исследуемую точку определяется уравнением:

$$\frac{d\bar{r}}{dt} = (C_M - C_0) \cdot e^{\alpha_1 \bar{r}} + C_0. \quad (5.29)$$

Интегрируя выражение (5.29) получим:

$$t_i = R_0 \int_0^{\tau} \frac{d\bar{r}}{(C_M - C_0) \cdot e^{\alpha_1 \bar{r}_i} + C_0}, \text{ где } i = 1, 2$$

или

$$t_{\Delta i} = \frac{R_0}{C_0} [\bar{r}_1 - \bar{r}_2 + \frac{1}{\alpha} \ln \frac{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_2}}{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_1}}]. \quad (5.30)$$

Разность времени прихода фронта волны напряжения в данную точку с учетом (5.27а) определяется по формуле:

$$t_1 - t_2 = \frac{R_0}{C_0} [\bar{r}_1 - \bar{r}_2 + \frac{1}{\alpha_1} \ln \frac{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_2}}{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_1}}]. \quad (5.31)$$

Время нарастания максимума напряжения в исследуемой точке от действия взрыва предыдущего заряда определяется из выражения (5.22).

Тогда выражение (5.27) с учетом (5.22) и (5.31) примет вид:

$$\tau_3 = \frac{R_0}{C_0} \left[\bar{r}_1 - \bar{r}_2 + \frac{1}{\alpha_1} \ln \frac{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_2}}{C_0 + (C_M - C_0) e^{\alpha_1 \bar{r}_1}} \right] + \bar{r}^{0,66} \cdot R_0^{0,48} \cdot 10^{-3}. \quad (5.32)$$

Окончательно формулы для определения интервала замедления, обеспечивающего максимальное использование взаимодействий волн напряжений, после незначительных преобразований примут вид:

для пород первой категории

$$\tau_0 = 1,2 \frac{R_0 W}{C_0} + 8,0 \cdot 10^{-3} \cdot R_0; \quad (5.33)$$

для пород второй категории

$$\tau_0 = \frac{R_0}{C_0} \left[1,2 \bar{W} - \frac{1}{\alpha} \ln \frac{C_M}{C_M + (C_0 - C_M) e^{\alpha_1 1,2 \bar{W}}} \right] + 1,3 \cdot \bar{W}^{0,66} \cdot R_0^{0,48} \cdot 10^{-3}. \quad (5.34)$$

Наличие дополнительных свободных поверхностей способствует улучшению дробления среды, а время их образования зависит от параметров заряда, сетки скважин и коэффициента сближения зарядов в ряду.

Значения интервалов замедления, обеспечивающих максимальное использование взаимодействия волн напряжения в изотропных областях и эффекта дополнительной свободной поверхности при многорядном

короткозамедленном взрывании зарядов для пород различных категорий сведены в табл. 5.10.

Таблица 5.10 – Применяемые и рекомендуемые интервалы замедления при существующих параметрах буровзрывных работ

| Диаметр заряда, м | Величина ЛНС, $\frac{W}{R}$ | Интервалы замедления, мс | | | | | Применяемые между группами зарядов, мс |
|-------------------|-----------------------------|--------------------------|------|------------------------|----|-----|--|
| | | рекомендуемые | | | | | |
| | | между скважинами в рядах | | между группами зарядов | | | |
| | | I | II | I | II | III | |
| 0,100 | 50 | 1,0 | - | 8 | 13 | 19 | 10-20 |
| | 55 | 1,1 | - | 10 | 15 | 22 | |
| | 60 | 1,2 | - | 12 | 19 | 28 | |
| 0,200 | 50 | 2,0 | 7,0 | 17 | 26 | 39 | 20-35 |
| | 55 | 2,1 | 7,5 | 20 | 31 | 46 | |
| | 60 | 2,3 | 8,0 | 25 | 38 | 57 | |
| | 70 | - | 9,0 | - | - | - | |
| 0,250 | 50 | 2,5 | 8,0 | 23 | 35 | 52 | 35-45 |
| | 55 | 2,7 | 8,5 | 26 | 40 | 60 | |
| | 60 | 3,0 | 9,0 | 31 | 47 | 70 | |
| | 70 | - | 11,0 | - | - | - | |
| 0,300 | 50 | 3,0 | 9,0 | 26 | 40 | 60 | 35-50 |
| | 55 | 3,2 | 9,5 | 31 | 47 | 70 | |
| | 60 | 3,4 | 10,0 | 36 | 55 | 82 | |
| | 70 | - | 12,0 | - | - | - | |
| 0,320 | 50 | 3,2 | - | 28 | 42 | 63 | 50-70 |
| | 55 | 3,4 | - | 36 | 55 | 82 | |
| | 60 | 3,6 | - | 41 | 63 | 90 | |

Исходные данные для расчета интервалов замедления: 1 категория: $C_m = 5000$ м/с; 2 категория: $C_0 = 5000$ м/с; $C_m = 2000$ м/с.

В этой же таблице приведены значения применяемых интервалов замедлений в практике ведения взрывных работ. Анализ данных таблицы показывает, что величина применяемых интервалов замедления меньше времени образования дополнительной свободной поверхности, но больше интервала замедления между зарядами в ряду. Следовательно, в применяемых схемах взрывания не в полной мере используется взаимодействие энергии волн напряжения и эффект дополнительной свободной поверхности.

С целью использования указанных факторов при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов в породах первой и второй категории необходимо, чтобы заряды в рядах взрывались с интервалами замедления, обеспечивающими максимальное использование взаимодействия волн напряжения, а ряды зарядов – с интервалом, обеспечивающим образование дополнительной свободной поверхности. В породах третьей категории все заряды должны взрываться через интервалы, равные времени образования дополнительной свободной поверхности.

Таким образом, предложенные схемы взрывания с определяемыми по разработанной методике интервалами замедления, позволяют улучшить использование взаимодействия энергии волн напряжений и уменьшить сопротивляемость породы отрыву за счет образования новой свободной поверхности.

Выводы

1. Результаты экспериментальных исследований позволили установить влияние диаметра заряда и свойств пород на параметры волн напряжений. Установлено, что для пород первой категории время действия положительной фазы волны и время нарастания напряжения до максимального значения находится в прямой зависимости от диаметра заряда. В породах второй категории, кроме диаметра заряда, необходимо учитывать влияние геометрического фактора – расстояние. Полученные зависимости положены в основу определения интервалов замедления исходя из условий взаимодействия волн напряжения.

2. В промышленных условиях в основных породах карьеров Кривбасса определена скорость распространения волн напряжений. Установлено, что в монолитных породах первой категории скорость распространения волн напряжений не зависит от расстояния. В трещиноватых породах второй

категории скорость распространения волн напряжений не является постоянной величиной и зависит от расстояния до заряда.

3. Исследования параметров волн напряжений в промышленных условиях при короткозамедленном взрывании зарядов показали, что изменяя величину интервалов замедления, представляется возможным управлять энергией взрыва за счет взаимодействия волн напряжений. При интервалах замедления, обеспечивающих условие максимального взаимодействия волн напряжений, энергетические параметры волн значительно увеличиваются, способствуя улучшению дробления горного массива взрывом.

4. Для условий карьеров ГОКов Кривбасса экспериментально установлена зависимость времени образования дополнительной свободной поверхности от величины ЛНС, диаметра заряда и свойств пород.

5. На основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований разработан новый метод многорядного короткозамедленного взрывания, позволяющий повысить использование энергии взрыва на дробление среды.

Дана методика инженерного расчета интервалов замедления позволяющих максимально использовать взаимодействие волн напряжений и эффект дополнительной свободной поверхности.

РАЗДЕЛ 6

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТАННЫХ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГИЕЙ ВЗРЫВА В УСЛОВИЯХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КАРЬЕРОВ КРИВБАССА

6.1 Оценка качества взрывных работ в промышленных условиях

Эффективность разработанных методов управления энергией взрыва проверялась путем проведения опытно-промышленных взрывов в условиях железорудных карьеров Кривбасса. Критерием оценки качества взрыва

служили: выход негабарита, гранулометрический состав взорванной массы, качество проработки подошвы уступа, степень нарушенности тыльной части уступа и конфигурация развала горной массы. Эти показатели сравнивались с показателями, полученными на контрольных участках взрываемого блока в породах с одинаковыми физико-механическими свойствами и применяемыми на практике параметрами взрывных работ.

Конфигурация развала и состояния подошвы уступа фиксировалось маркшейдерской службой рудника. Оценку нарушенности тыльной части уступа осуществляли по количеству и длине трещин.

Гранулометрический состав взорванной массы определяли по развалу и по заходкам, используя метод косоугольной фотопланометрии [2]. Для этого перед съемкой на уровне подошвы уступа и на верхней кромке развала параллельно укладывались две масштабные рейки, длиной 2000 мм и с делениями по 200 мм. После чего производили фотографирование взорванной массы.

Фотопланограммы печатались размером 13x18 и 18x24 мм. На фотопланограммах по высоте забоя наносились горизонтальные линии, определялись масштабные коэффициенты ψ_i , учитывающие изменение линейных размеров на фотографии в зависимости от расстояния фотографирования и угла откоса развала. Величину масштабных коэффициентов рассчитывали по формуле:

$$\psi_i = \frac{\ell_0}{\ell_i},$$

где ℓ_0 – длина масштабной рейки в натуре, мм;

ℓ_i – длина той же рейки на фотографии, мм.

По каждой горизонтальной линии на фотографии производили замеры максимальных размеров кусков. С учетом масштабных коэффициентов фактический размер куска равен:

$$\mathcal{K} = \psi_i \mathcal{K}_i.$$

Число фракций крупности при измерении кусковатости в условиях производства для исследовательских работ согласно [2] приняли пять:

I класс – меньше 250 мм

II класс – от 250 до 400 мм

III класс – от 400 до 700 мм

IV класс – от 700 до 1000 мм

V класс – более 1000 мм.

Процентное содержание каждого класса крупности определяли по выражению:

$$\gamma_i = \frac{100 \sum_{\ell_{i-1}}^{\ell_i} \mathcal{K}_\ell}{L},$$

где \mathcal{K}_ℓ – длина куска, мм;

$\ell_{i-1} - \ell_i$ – значение линейных размеров кусков данного класса, м;

L – длина линии промера, мм;

Минимально необходимое число фотопланограмм при применении выборочного способа устанавливали статистическим путем по величине характерного для данных горнотехнических условий коэффициента вариации и определяли по формуле:

$$n = \frac{t^2 \mathcal{K}_b^2}{\mathcal{K}_q^2}, \quad (6.1)$$

где \mathcal{K}_b – коэффициент вариации;

\mathcal{K}_q – допустимая ошибка;

t – Нормированное отклонение.

Нормированное отклонение зависит от задаваемой надежности и для задач, связанных с измерением кусковатости, в исследовательских целях принимали $P = 0.9$; $t = 1,65$; $\mathcal{K}_q = 5-10\%$ [2].

Коэффициент вариации и среднее значение признака определяли расчетным путем по контрольным замерам для каждого опытного взрыва по формулам [63]:

$$\mathcal{K}_b = \frac{\sigma}{X_{cp}} 100; \quad (6.2)$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - X)^2}{n}}; \quad (6.3)$$

$$X_{cp} = \frac{\sum_{i=1}^n X_i}{n}, \quad (6.4)$$

где σ – стандартное отклонение исследуемой величины;

X_{cp} – среднее значение признака;

X_i – значение признака в данном опыте;

n – число опытов.

Подставляя полученные значения коэффициента вариации в формулу (6.1), при заданной допустимой ошибке измерения 10 % определяли необходимое количество фотопланogramм. Так, например, при коэффициенте вариации 22 % необходимое количество снимков составит 13 штук. Количество фотопланogramм выбиралось по тому классу крупности, для которого коэффициент вариации был наибольшим.

Оценку различия качества гранулометрического состава экспериментально и контрольного участков производили по приближенному критерию, основанному на распределении Стьюдента.

6.2. Влияние параметров заряда на качество дробления горной массы взрывом

Как следует из проведенных нами теоретических и лабораторных исследований, увеличение диаметра заряда при постоянном удельном расходе ВВ приводит к ухудшению качества дробления горной массы. При этом диаметр среднего куса увеличивается пропорционально увеличению диаметра заряда в крепких монолитных породах. Для получения заданной кусковатости взорванной горной массы крепких пород при увеличении диаметра заряда необходимо увеличивать удельный расход ВВ.

При взрывании зарядов с большим коэффициентом поглощения (породы средней и ниже средней крепости) с увеличением диаметра заряда величина диссипативных потерь уменьшается более интенсивно вследствие преобладания в амплитудном спектре низкокачественных составляющих, поэтому в этих породах целесообразно взрывание зарядов большего диаметра. При этом качество дробления массива с увеличением диаметра заряда и постоянном расходе ВВ будет изменяться менее ощутимо.

Указанные зависимости проверяли в условиях карьеров ГОКов Кривбасса путем производственного эксперимента и анализа данных производственного опыта. При этом на первом этапе исследований с увеличением диаметра заряда удельный расход ВВ оставляли постоянным. На втором этапе увеличение диаметра заряда сопровождалось увеличением удельного расхода ВВ. Всего нами было проанализировано более 70 массовых взрывов скважин различного диаметра (200–440 мм), которым было взорвано в условиях карьеров ГОКов Кривбасса свыше 3 млн. т горной массы.

На карьере ЮГОКа нами совместно с работниками карьера были проведены 45 экспериментальных массовых взрывов с целью установления влияния от разряда и удельного расхода ВВ на дробление горных пород. Качество дробления взорванной горной массы оценивали выходом негабарита. Опытные взрывы производили в условиях крепких пород, представленных мелкотрещиноватыми железистыми роговиками $f=14-18$ и

монолитными породами $f=16-20$. С увеличением диаметра заряда при постоянном удельном расходе выход негабарита увеличивается; при этом уменьшается и выход мелких фракций. Ниже приведены результаты экспериментального массового взрыва проведенного на карьере ЮГОКа на гор. – 45 м. Взрываемый блок был представлен монолитными, вязкими роговиками $f=18-20$. Высота уступа составляла 15 м. В качестве ВВ применяли гранулированный тротил. Взрываемый блок был разделен на две части и обурен скважинами различных диаметров – 300–320 мм и 440–460 мм. Диаметру скважин 300–320 мм соответствовала сетка 8x8 м, глубина перебура 1,5 м. В обоих случаях удельный расход ВВ 0,75–0,76 кг/м³. Объем обуриваемой горной массы составил 300 тыс. м³.

Гранулометрический состав взорванной горной массы при взрывании зарядов указанных диаметров приведен в табл. 6.1. Как следует из анализа таблицы, суммарный выход фракций – 400 мм при увеличении диаметра заряда уменьшился на 12 %, а выход фракции 1000 мм возрос в 8 раз. Из анализа данных производственного опыта карьера ЮГОКа следует, что в крепких монолитных породах $f=18-20$ на горизонте –45 м при переходе от диаметров скважин 300–320 мм на скважины диаметром до 460 мм, сетку расширяли до таких пределов, чтобы удельный расход ВВ оставался постоянным. Анализ этих массовых взрывов показал, что увеличение заряда при неизменном удельном расходе ВВ приводит к резкому возрастанию выхода крупных фракций и негабарита.

Таблица 6.1 – Гранулометрический состав взорванной горной массы при взрывании зарядов

| Диаметр скважин, мм | Выход фракций, % | | | | |
|------------------------|------------------|---------------|---------------|----------------|---------|
| | 0–250 мм | 250–400 мм | 400–700 мм | 700–1000 мм | 1000 мм |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 |
|---------|----|----|----|-----|-----|
| 300–320 | 66 | 14 | 18 | 1,5 | 0,5 |
| 440–460 | 57 | 11 | 18 | 7,0 | 4,0 |

Построен график зависимости процентного выхода негабарита от диаметра заряда при постоянном удельном расходе ВВ ($q=0,66 \pm 0,2 \text{ кг/м}^3$) для монолитных крепких пород. С увеличением диаметра заряда при постоянном удельном расходе ВВ выход негабарита увеличивается пропорционально увеличению диаметра заряда и с достаточной степенью точности описывается выражением:

$$V^{+1,2} = (6,9 \pm 0,67)d_3.$$

При взрывании зарядов различного диаметра и постоянном удельном расходе ВВ в мелкотрещиноватых легкодробимых породах выход негабарита колеблется в пределах, определяемых его вариацией. Следовательно, увеличение диаметра заряда в этих породах не приводит к ухудшению качества дробления.

Таким образом, проведенные промышленно-экспериментальные исследования подтвердили теоретические выводы о необходимости увеличения удельного расхода ВВ при увеличении диаметра заряда в монолитных крепких породах.

В мелкотрещиноватых породах качество взрыва с увеличением диаметра заряда от 200 до 400 мм при постоянном удельном расходе остается на прежнем уровне. Следовательно, в этих породах нет необходимости увеличивать удельный расход ВВ при изменении диаметра заряда в указанных пределах.

Для установления зависимости между диаметром заряда и удельным расходом ВВ в крепких монолитных породах были отобраны экспериментальные взрывы при взрывании зарядов различного диаметра, в

которых выход негабарита составлял $0,60 \pm 0,2$ %, а выход фракций – 400 мм находился в пределах 75–80 %.

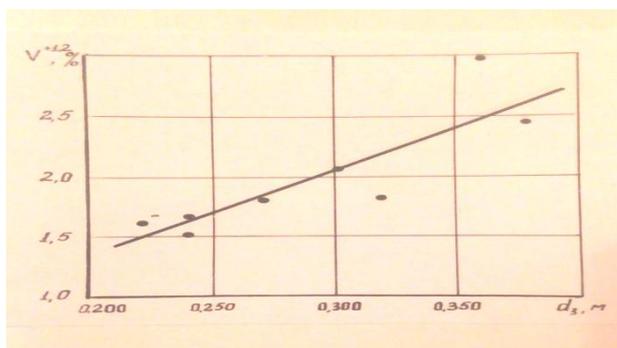


Рисунок 6.1 – Зависимость процентного выхода фракции $V^{+1.2}$ от диаметра заряда при $q=(0.63 \pm 0.02)$, кг/м³

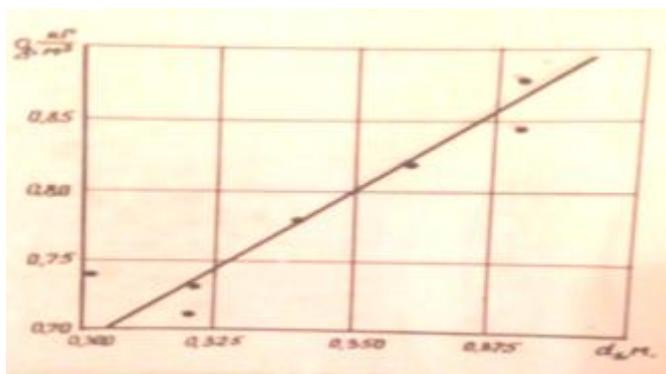


Рисунок 6.2 – Зависимость удельного расхода ВВ от диаметра заряда при $V^{+1.2}=(0.60 \pm 0.2)$, %

По полученным данным построен график зависимости изменения удельного расхода ВВ от диаметра заряда. Эта зависимость с достаточной степенью точности описывается выражением:

$$q = \mathcal{K}d_3, \quad (6.5)$$

где $\mathcal{K} = (2,3 \pm 0,05), \frac{\text{кг}}{\text{м}^3 \cdot \text{м}}$.

Используя полученные зависимости на карьерах ЮГОКа и ИнГОКа, совместно с работниками карьеров, проведены промышленные взрывы, параметры буровзрывных работ на которых рассчитывали с учетом полученных зависимостей [110, 111, 114], качество взрывов оценивали выходом фракций – 400 мм, которая удовлетворяет условиям применения

машин непрерывного действия, применение которых практикуется на карьерах Кривбасса.

При увеличении удельного расхода ВВ пропорционально увеличению диаметра заряда в монолитных крепких породах процентный выход негабарита и фракции – 400 мм не изменяется, а в мелкотрещиноватых породах выход этих фракций даже при постоянном удельном расходе ВВ колеблется в пределах вариации этих фракций.

Таким образом, проведенные исследования в промышленных условиях подтвердили выводы о влиянии диаметра заряда на качество дробления массива, полученные в результате теоретических и лабораторных исследований, и позволили установить зависимость между удельным расходом ВВ и диаметром заряда.

Качество взрывов оценивается не только процентным выходом фракции – 400 мм, но и качеством переработки подошвы уступа. Согласно проведенным нами теоретическим исследованиям, качество переработки подошвы уступа зависит от величины перебура ($h_{пер}$) и расстояние между скважиной.

Для определения величины перебура, обеспечивающего качественную проработку подошвы уступа, была произведена статистическая обработка взрывов в породах I–ой категории на карьерах Кривбасса.

Для анализа использованы только те взрывы, в которых качество проработки подошвы уступа удовлетворительно, т.е. завывшение не превышает $\pm 0,5$ м.

Высота взрывааемых уступов составляла 10–12 м, расстояние между скважинами изменяли от 4 до 9 м, а диаметр заряда от 0,25 до 0,35 м. В качестве ВВ применяли гранулированные ВВ. Общий объем отбитой горной массы при этом составил более 1 млн. м³.

В результате статистической обработки полученных данных установлена множественная корреляционная связь между величиной

перебура, диаметром заряда и расстоянием между зарядами. Полученная зависимость с достаточной точностью описывается выражением

$$h_{пер} = 0,162a - 2,78d_3 + 2,8 \pm 0,15, \quad (6.6)$$

где d_3 – диаметр заряда, м;

a – расстояние между скважинами, м.

Коэффициент множественной корреляции и надежность связи соответственно равны 0,775 и 19.

Полученные зависимости изменения удельного расхода ВВ и величины перебура от диаметра заряда были положены в основу при составлении паспортов буровзрывных работ для условий железорудных карьеров Кривбасса.

По разработанным паспортам ведутся буровзрывные работы на карьерах ГОКов Кривбасса. За этот период по разработанным паспортам взорваны десятки млн. м³ горной массы с высоким качеством дробления пород, чем полностью доказана их эффективность.

6.3 Промышленная проверка эффективности разработанных методов управления энергией взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов

Из проведенных теоретических и экспериментальных исследований закономерностей дробления и формирования поля напряжений при короткозамедленном взрывании зарядов следует, что дробление отбиваемых горных пород МКЗВ представляется возможным регулировать за счет интервала замедления и порядка взрывания зарядов.

Согласно разработанному методу МКЗВ для повышения качества дробления крепких горных пород замедляться должны не только ряды скважин, но и скважины в рядах. При этом интервалы замедлений выбираются с таким расчетом, чтобы между скважинами в рядах обеспечить использование взаимодействия волн напряжений или напряженного состояния массива (в зависимости от свойства пород), а между рядами

скважин – образование дополнительной свободной поверхности. В этом случае эффективность МКЗВ достигается за счет комплексного использования факторов, обуславливающих повышение качества дробления пород.

Распределением энергии взрыва возможно управлять еще и за счет порядка взрывания зарядов при МКЗВ. Для повышения дробления пород в районе первого ряда скважин и уменьшение нарушенности тыльной части уступа, взрывание зарядов необходимо производить в направлении откоса уступа.

Проверку эффективности разработанных методов управления энергией взрыва производили в промышленных условиях карьеров, результаты которых изложены в отчетах научно-исследовательских работах [112, 113].

Опытные взрывы производили на карьерах ЮГОКа, НКГОКа, СевГоКа и Карачуновском карьере. Всего было произведено около 30 промышленно-экспериментальных взрывов с общим объемом взорванной горной массы до 0,5 млн. м³. Такой объем исследований говорит о достоверности полученных данных.

Во всех случаях интервалы замедлений между скважинами в ряду и между рядами скважин рассчитывали по формулам (5.34), (5.35). Вычисленные по формулам (5.34), (5.35) величины интервалов замедлений между скважинами в ряду и рядами скважин изменялись для применяемых параметров буровзрывных работ соответственно в пределах 3–10 мсек и 30–60 мсек. Необходимые величины замедлений при отсутствии стандартных замедлителей осуществляли отрезками детонирующего шнура соответствующей длины. На контрольном участке заряды в рядах взрывались мгновенно, а взамен между рядами скважин принимали по данным практики ведения взрывных работ для каждого конкретного условия.

Промышленные экспериментальные исследования разделяли на четыре этапа. На первом этапе в ряду на качество взрыва при применяемых в

практике ведения взрывных работ интервалах замедления между рядами зарядов. На втором этапе исследовали влияние интервала замедления между рядами. На третьем – влияние направления взрывания, а на четвертом этапе – комплексное влияние указанных факторов на результаты взрыва при многоядерном короткозамедленном взрывании скважинных зарядов.

Сопоставление результатов взрывов по разработанному методу и применяемому на практике производили на опытном и контрольном участках взрываемого блока с одинаковыми свойствами пород и параметрами буровзрывных работ.

Ниже производится анализ некоторых опытно-промышленных взрывов, проведенных на руднике ЮГОКа. На гор. – 30 м в восточной части карьера был произведен опытный промышленный взрыв.

Опытный и контрольный участки были представлены неокисленными магнетитовыми и карбонато-силикатно-магнетитовыми роговиками. Коэффициент крепости по шкале проф. Протодяконова – 16–18. Величина интервала замедления между скважинами в ряду и рядами скважин определялась по изложенной методике и составила 5–8 мсек и 40–45 мсек соответственно. Однако по техническим причинам интервал между рядами на опытном и контрольном участках составил 30 мсек.

Требуемые интервалы замедлений осуществляли при помощи специальной схемы коммутации, показанной на рис.6.3 и замедлителей КЗДШ–58.

Скважины в группе подсоединялись через одну к двум магистралям ДШ. В тыльной магистрали ДШ имелись петли длиной 36 м, что позволило передать детонацию на опытный участок к двум магистральным линиям ДШ в одно и то же время. Для создания интервалов замедлений между скважинами равным 5 мсек в тыльной магистрали было поставлено одно КЗДШ с интервалом замедления, равным 35 мсек, а все остальные пиротехнические реле имели интервал замедления равный 30 мсек.

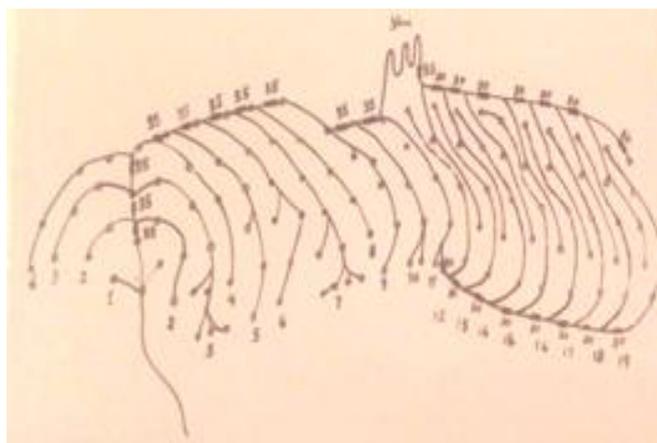


Рисунок 6.3 – Схема расположения скважины и взрывной сети опытно–промышленного взрыва на гор. – 30 м

Скважины, подсоединенные к тыльной магистрали, взрывались во времени 35, 65, 69 мсек, а скважины, подсоединенные к фронтальной магистрали, взрывались во времени 30, 60, 90 мсек.

Разность во времени начала инициирование смежных скважин в группе составляет 5 мсек.

Форма развала горной массы после взрыва показана на рис. 6.4

Обратный выброс породы на опытном участке отсутствовал, а отрыв породы по последнему ряду скважин более четкий, чем на контрольном участке. Форма развала взорванной от формы развала на контрольном участке.

Гранулометрический состав взорванной горной массы во всех взрывах определяли по поверхности развала и по экскаваторным заходкам фотопланиметрическим методом с линейным подсчетом.

На опытном участке выход мелкой фракции 0–250 мм составили 86,3%, а на контрольном – 73,0 %.

Суммарный выход фракции 400–700 мм на опытном и контрольном участках составлял 98,4 %. На контрольном участке в отличие от опытного имелся негабарит – 1 %. Завышенный на подошве горизонта на обоих участках не наблюдалось.

Качество взрывов на опытном и контрольном участках было хорошим, однако выход мелких фракций 0–250 мм на контрольном участке на 13,3 % меньше, чем на опытном.

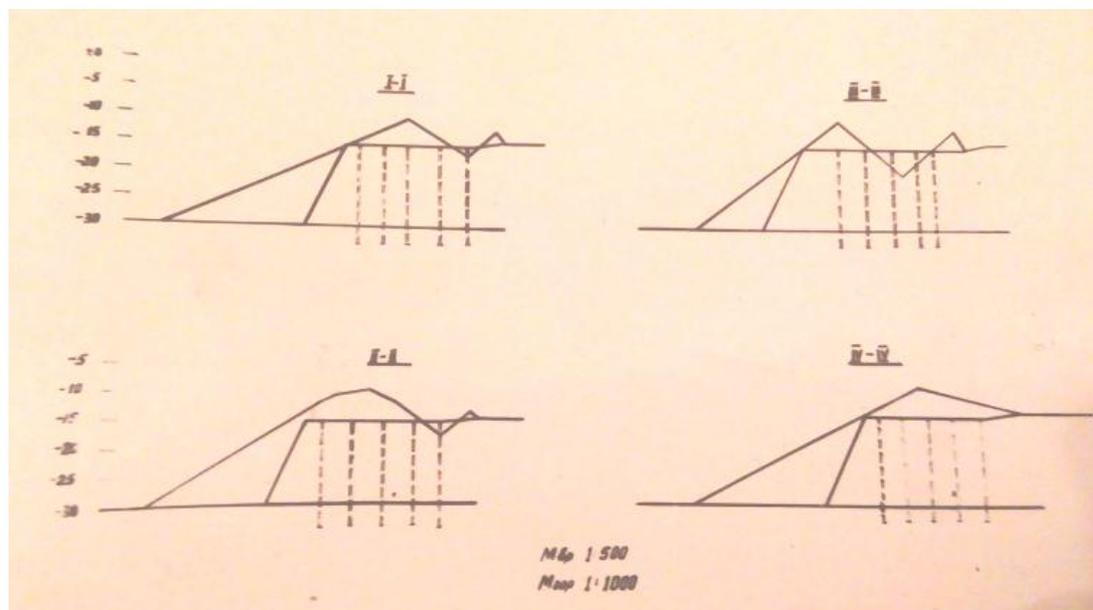


Рисунок 6.4 – Форма развала на опытном (I–I, II–II, III–III) и контрольном участках (IV–IV). Опытно–промышленный взрыв на гор. – 30 м

Следующий опытный взрыв по разработанному методу многорядного коротко–замедленного взрывания был проведен на гор.–45 м в породах, представленных неокисленным магнетитовыми роговиками, плотными, монолитными, коэффициент крепости $f=18-20$. Расчетная величина интервала замедления между зарядами находилась в пределах 4–7 мсек и 35–40 мсек между скважинами в ряду, учитывая сложность осуществления замедлений в 3 мсек осуществляли петлями ДШ длиной 22 м, а интервалы замедлений в 10 мсек – пиротехническим реле КЗДШ–58. Схема коммутации взрывной сети показана на рис. 6.5.

В качестве ВВ использовали гранулированный тротил. Взрыв производили в зажатой среде. После взрыва наблюдали четкую линию отрыва по последней, что обеспечивалось порядком взрывания.

Грансостав определяли по поверхности и по экскаваторным заходкам. На опытных участках с поскважинным замедлением в 3 мсек выход фракции 0–250 мм составил 82,5 %, при 10 мсек – 70,9 %. На контрольном участке выход фракции 0–250 мм составил 58,6 %, а выход негабарита 1,7 %, что в 3,2 раза больше, чем на опытном.

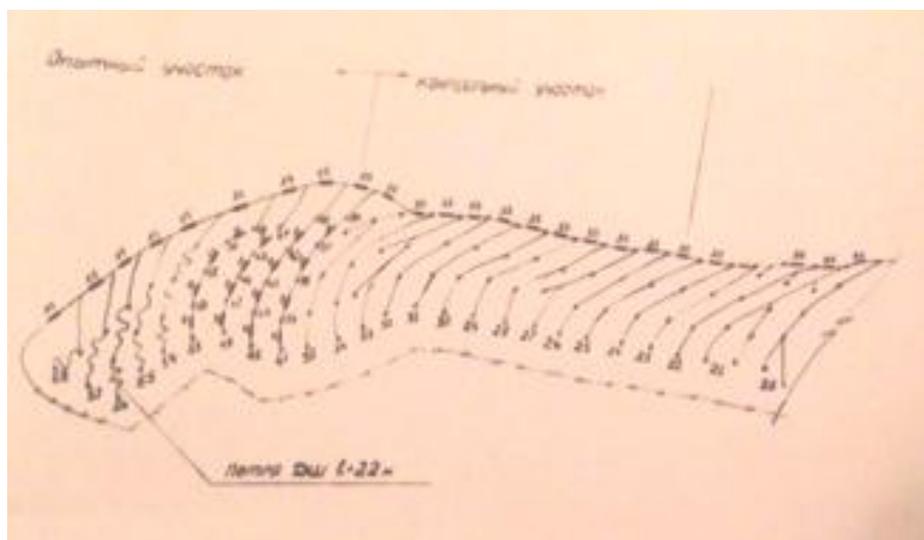


Рисунок 6.5 Схема расположения скважины и взрывной сети опытно-промышленного взрыва на гор. – 30

Таким образом, выход фракции 0–250 мм на опытном участке увеличился на 24 % по сравнению с контрольным при схеме с поскважинным замедлением 3 мсек и на 13 % при схеме с поскважинным замедлением 10 мсек.

Автором работы совместно с работниками карьеров были проведены опытные взрывы по разработанному методу МКЗВ и на других карьерах Кривбасса.

Анализ взрыва, проведенного на гор. – 10 м карьера НКГОКа в магнетитовых роговиках крепостью $f=16-18$ с интервалом замедления между скважинами в ряду 3 мсек показал, что выход фракции – 250 мм составлял 54,3 %, а в 750–1000 мм – 2,7 %.

На контрольном участке, где применяли типовую схему взрывания, выход указанных фракций составлял соответственно 41,2 % и 13,1 %. Диаметр среднего куска при новом методе уменьшился на 25–30 %.

Проработка подошвы уступа на обоих участках по замерам маркшейдерской службы оказалось хорошей. На рис. 6.6 показана схема коммутации взрывной сети опытного и контрольного участка блока.

В слабых породах и в породах средней крепости, разрушение которых предопределяется в основном продуктами детонации, величина интервала замедления при КЗВ должна обеспечивать образование дополнительной свободной поверхности и определяться по разработанной методике. Для пород Кривбасса крепостью $f=6-8$ и применяемых параметрах буровзрывных работ интервал замедления находится в пределах 30–45 мсек.

Так как применение интервалов замедлений менее указанных приведет к отрицательным результатам, поэтому такие эксперименты в промышленных условиях нами не проводились. В подтверждение теоретических выводов использовали данные, полученные проф. Г.М. Китачем в период практической обработки интервалов замедлений на карьере НКГОКа. Так как в этот период основной задачей являлось снижение выхода негабарита, поэтому качество взрыва оценивали процентным выходом негабаритных фракций (1,5 м) в породах низкой, средней и ниже средней крепости.

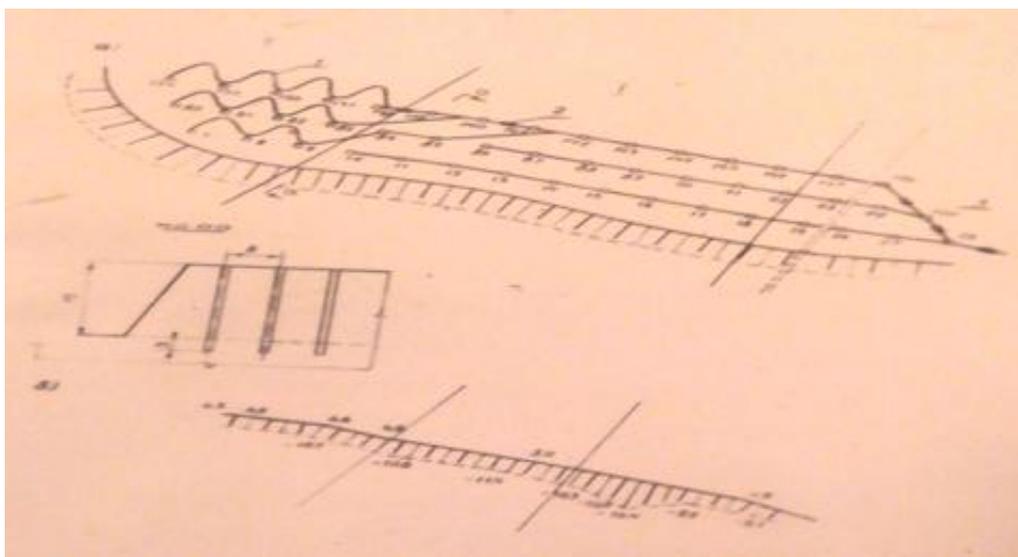


Рисунок 6.6 – Схема взрывной сети опытного и контрольного участков взрываемого блока на карьере НКГОКа на гор. – 10 м

Анализ приведенных данных свидетельствует о том, что в слабых породах с увеличением интервала замедления с 7–15 мсек до 30–45 мсек качество дробления повышается. Это подтверждает полученные теоретические выводы о том, что в породах с большим коэффициентом поглощения (слабые породы) взаимодействие волн напряжений не оказывает существенного влияния на качество дробления. Для повышения степени дробления этих пород необходимо образовывать дополнительную свободную поверхность.

С целью установления влияния дополнительных свободных поверхностей на дробление среды были проведены два промышленно-экспериментальных взрыва на карьере ЮГОКа.

Первый взрыв был произведен на гор. +54 м в породах, представленных окисленными лимонито-мартитовыми неяснополосчатыми, вторично окварцованными роговиками; коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протодьяконова – 18–20.

На экспериментальном участке величина интервала замедления между группами зарядов составляла 35 мсек, на контрольном – 50 мсек. Сопоставление гранулометрического состава опытного и контрольного

участков показало, что выход фракции 0–250 мм на опытном участке увеличился по сравнению с контрольными с 55,4 % до 72,8 %. Выход фракций +1000 мм на опытном участке отсутствовали, а высота на контрольном участке была больше, чем на экспериментальном, и смещена в сторону подпорной стенки.

Основной задачей являлось снижение выхода негабарита, поэтому качество взрыва оценивали процентным выходом негабарита.

Анализ приведенных данных свидетельствует о том, что в слабых породах с увеличением интервала замедления с 7–15 мсек до 30–45 мсек качество дробления повышается. Это подтверждает полученные теоретические выводы о том, что в породах с большим коэффициентом поглощения (слабые породы) взаимодействие волн напряжений не оказывает существенного влияния на качество дробления. Для повышения степени дробления этих пород необходимо образовывать дополнительную свободную поверхность.

С целью установления влияния дополнительных свободных поверхностей на дробление среды были проведены два промышленно-экспериментальных взрыва на карьере ЮГОКа.

Первый взрыв был произведен на гор. +54 м в породах, представленных окисленными лимонито-мартитовыми неяснополосчатыми, вторично окварцованными роговиками; коэффициент крепости по шкале профессора М.М. Протоdjяконова – 18–20.

На экспериментальном участке величина интервала замедления между группами зарядов составляла 35 мсек, на контрольном – 50 мсек. Сопоставление гранулометрического состава опытного и контрольного участков показало, что выход фракции 0–250 мм на опытном участке увеличился по сравнению с контрольным с 55,4 % до 72,8 %. Выход фракций +1000 м на опытном участке не наблюдалось, а на контрольном – 2,4 %.

Обратный выброс на контрольном и опытном участках отсутствовал, а высота развала на контрольном участке была больше, чем на экспериментальном, и смещена в сторону подпорной стенки.

По аналогичной схеме с такими же интервалами замедления был проведен экспериментальный взрыв на гор. +15 мм, в породах представленных мартито-лимонитовыми роговиками разнополосчатой структуры, частично выщелоченных, среднетрещиноватых. Крепость 13–14. Из сравнения гранулометрического состава опытного и контрольного участков следует, что при интервалах замедления в 50 мсек выход фракции 0–250 увеличился с 64,8 % до 68 %. Форма развала была более компактной на контрольном участке. На экспериментальном участке наблюдался обратный незначительный выброс.

На дробление массива, как следует из теоретических исследований, оказывает влияние количество взрываемых рядов. Для проверки полученных выводов на гор.– 0 м карьера ЮГОКа был взорван блок с несколькими опытными и контрольными участками.

На участке I исследовались поквэжинный метод взрывания с интервалами замедлений в 3 и 10 мсек. На других участках исследовалось влияние числа рядов на дробление массивов с различными свойствами.

Участок I был предоставлен магнетитовыми неокисленными роговиками. Текстура неяснополосчатая. Складчатость крупная. Роговики плотные, вязкие, монолитные. Крепость $f=17-18$.

После взрыва отрыв породы на блоке I четкий. Образовалась неглубокая трещина, обозначившая границу взрыва. Обратного выброса не было.

На участке, где применяли новый метод взрывания, выход мелкой фракции 0–250 мм на 20,1 % больше, чем на контрольном участке, в – суммарный выход фракций 400 мм на опытном участке 92,5 %, на контрольном 70–79 %.

Во второй части блока проверяли ранее полученные выводы о влиянии количества взрываемых рядов на качество дробления массива. Число рядов изменяли от двух до шести. Взрываемые блоки были представлены тремя видами пород: неокисленными роговиками, окисленными роговиками и сланцами.

Для хорошо дробимых окисленных роговиков $f=12-14$ изменение количества рядов почти не влияет на гранулометрический состав.

В неокисленных роговиках крепость $f=16-18$ изменение количества рядов на дробление пород сказывается в большей мере. Так, как при взрывании двух рядов выход фракции 0–250 мм составил 50,3 %, а при взрыве шести рядов – 69,7 %.

Однако, как показали проведенные исследования на карьерах ГОКов Кривбасса, увеличение рядов более 3–4 не оказывает влияния на гранулометрический состав взорванной горной массы.

На гор. +30 м произведен опытно–промышленный взрыв с целью экспериментальной проверки полученных ранее теоретических зависимостей о регулировании качества взрыва, используя изменение очередности взрывания скважин в группе – порядка взрывания.

В западной части взрываемого блока главная магистраль была проложена впереди первого ряда скважин, в отстойной части – за последним рядом. Такое расположение основных магистральных нитей ДШ позволило иметь два участка с различным порядком взрывания скважин в группе. На участке А–В и В–С применен прямой порядок взрывания, на участке С–Д – обратный. Величины интервалов замедлений между скважинами в рядах составляли соответственно 10 мсек (А–В), 0 мсек (В–Д), а между рядами – 50 мсек.

Взрываемый блок сложен кварцево-хлоритовыми сланцами с переслаиванием безрудного роговика. Породы трещеноватные. Крепость $f=14-16$. Взрыв производился на неподобранный забой.

При прямом порядке взрывания на участке В–С выход фракции 0–250 мм составляет 58,4 %, а суммарный выход – 400 мм – 76,4 %.

При обратном порядке взрывания на участке СД выход фракции 0–250 мм составляет 75,1 %, а суммарный выход фракции – 400 мм – 86,7 %.

Суммарный выход фракции – 400 мм при обратном порядке взрывания увеличился.

Полученные экспериментальные данные подтверждают теоретические выводы о влиянии направления зарядов в ряду на дробление массива. На участке А–В за счет комплексного использования взаимодействия волн напряжений и дополнительной свободной поверхности качество дробления улучшилось по сравнению с другими схемами взрывания, выход фракций – 400 мм увеличился на 15–20 %.

Форма развала на всех участках имела существенные различия.

При порядке взрывания максимальная высота развала смещена в сторону массива. Граница взрыва по последнему ряду скважин нечеткая. Имелся большой обратный выброс. Заколы вглубь массива распространились на 10–15 м. У предполагаемой границы взрыва имело место вспучивание породы.

Западаная граница взрыва на участке А–В по последней группе скважин очень четкая. Образовалась траншея глубиной 2–2,5 м.

На участке С–Д граница взрыва (как и на остальном протяжении взрываемого блока) обозначилась четко. По последнему ряду скважин образовалась небольшая траншея, что облегчает работы при зачистке рабочей площадки бульдозерами. Обратные выбросы если и были, то весьма незначительные.

На гор. – 0 м произведен еще один опытно-промышленный массовый взрыв. На блоке имелись участки с различным порядком взрывания. Опытный и контрольный участки с различным порядком взрывания были сложены магнетитовыми неокисленными роговиками. Складчатость крупная

(6–20 м). Роговики слаботрещиноватые. Крепость $f=18-20$. Анализ результатов взрыва подтвердил ранее полученные выводы.

По разработанному методу МКЗВ были также проведены опытные взрывы и на карьерах НКГОКА, СевГОКа, Гайском ГОКе и Карачуновском гранитном карьере. Общий объем отбитой горной массы составил около 400 тыс.м³.

На всех экспериментальных взрывах наблюдалось увеличение выхода фракций 0–250 мм на 15–20 % и уменьшение диаметра среднего куска на 10–20 % по сравнению с контрольными участками, на которых применяли типовые схемы взрывания.

Анализ результатов промышленных экспериментов показал, что для повышения качества дробления при многогорном короткозамедленном взрывании необходимо комплексно использовать взаимодействие волн напряжений, дополнительную свободную поверхность в обратный порядок взрывания зарядов в ряду.

Высокая эффективность разработанного метода МКЗВ послужила основанием для производства массового взрыва.

Впервые в практике ведения взрывных работ на карьерах Кривбасса был произведен на карьере ЮГОКа массовый взрыв по разработанному методу МКЗВ. Взорвано 169 скважин. Общий вес ВВ составил 108260 кг, отбито 151310 м³ породы. Удельный расход ВВ составлял 0,71 кг/м³. Сетка скважин 8,5x5,8. Диаметр скважин 270 мм. Взрыв произведен на гор.+54/40 м. Взорванный массив был сложен гематито-мартитовыми роговиками крепостью по шкале проф. Протодьяконова $f=14-16$. Интервал замедления определялся по разработанной методике и составил между скважинами в ряду 10 мсек, между рядами – 60 мсек. Порядок взрывания – обратный.

Схема коммутации взрывной сети показана на рис 6.7.

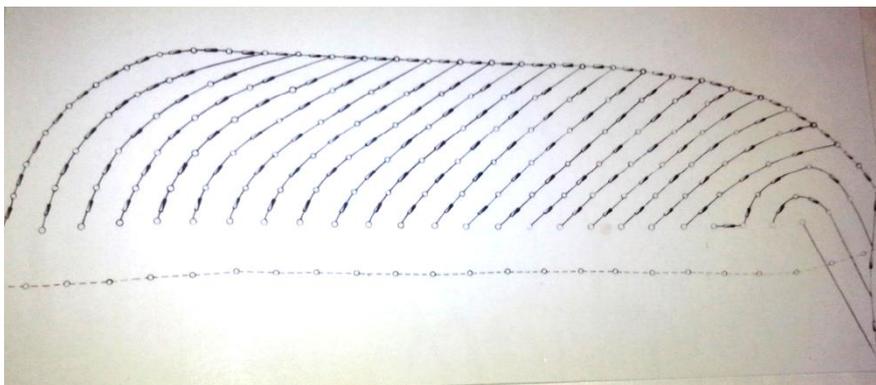


Рисунок 6.7. Схема расположения скважин и взрывной сети опытно-промышленного взрыва на гор. +40 м

Сравнение качества взорванной горной массы производили с ранее взорванным блоком в этих же осях. На обоих блоках были одинаковые горногеологические условия и параметры буровзрывных работ. На контрольном блоке применялась диагональная схема взрывания с интервалами замедления между группами скважин 60 мсек, а скважины в группах взрывались мгновенно.

Применение разработанного метода МКЗВ позволяет увеличить суммарный выход фракций – 400 мм на 10–20 % и уменьшить диаметр среднего куска на 15–20 %.

Применение указанного метода позволяет резко снизить сейсмический эффект за счет увеличения времени взрыва.

Таким образом, многолетняя проверка в промышленных условиях разработанного метода МКЗВ полностью доказала его высокую эффективность в связи с чем он в настоящее время внедряется на карьерах ГОКов Кривбасса.

За последние годы на железнорудных карьерах Кривбасса достигнуты значительные успехи в области дробления горных пород взрывом. Внедрение новых схем и методов многорядного короткозамедленного взрывания позволяет управлять распределением энергии взрыва в среде с целью получения требуемой кусковатости взорванной горной массы. Однако,

несмотря на достигнутые успехи в области ведения взрывных работ на карьерах ГОКов Кривбасса, часто наблюдается отказы взрыва отдельных зарядов и целых секций, вызванных подбоем смежных скважин и повреждением коммутационной сети.

Так за один год на карьерах ГОКов Кривбасса зафиксировано 30 групповых и более 200 одиночных отказов. Из них только на карьере ЮГОКа, на котором достигнуты наилучшие показатели взрыва, было зафиксировано 6 групповых и более 50 одиночных отказов.

Ликвидация групповых и магистральных отказов связана с простоями всего карьера от 2 до 8 часов. Бывают случаи, когда ликвидировать массовый отказ скважинных зарядов в день проведения взрыва не представляется возможным и отказавший участок блока находится в заряженном состоянии 7 и больше дней, что вызывает подвышенную опасность ведения других работ вблизи этого участка.

Основной причиной одиночных отказов при различных схемах многорядного короткозамедленного взрывания зарядов является пережатие и повреждение находящихся в скважине нитей детонирующего шнура, взрывание сдвижением породы от действия взрыва заряда смежной скважины. Это происходит в том случае, когда интервал замедления больше времени сдвижения породы в области расположения смежной скважины.

Наиболее часто одиночные отказы наблюдаются при секционных и диагональных схемах взрывания. При секционных схемах взрывания время замедления между смежными скважинами каждой секции определяется числом рядов в секции и величиной интервала замедления между рядами, а при диагональных – схемой взрывной сети.

Для определения максимального интервала замедления, исключающего подбой скважинных зарядов, нами были проведены экспериментальные исследования в промышленных условиях по замеру времени пережима детонирующего шнура в скважине, вызванного смещением породы от взрыва

смежного заряда. Методика проведения экспериментальных исследований заключалась в следующем.

В пределах взрываемого блока одна или несколько крайних скважин не заряжались; в не заряжаемые скважины спускали на дно двойную нить детонирующего шнура (ШД), один из концов которой соединяли с ДШ заряжаемой скважины через замедлитель, другой конец выводили на поверхность на расстояние 15–20 м за пределы блока. Замедление между опытными скважинами осуществляла с помощью пиротехнических реле КЗДШ–58, соединяемых последовательно в нужном сочетании. Нити ДШ опускались в скважину параллельно, не соприкасались друг с другом, для чего перед опусканием в скважину они закреплялись на определенном расстоянии (15–18 см, исключая возможность передачи детонации через влияние) алюминиевой проволокой. Взрыв заряда в скважине вызывает сдвиг породы в районе незаряженной скважины, в результате чего нить ДШ будет повреждена, а поэтому контрольный отрезок ДШ, находящийся на поверхности, не взорвется. Если контрольная нить ДШ, выходящая с незаряженной скважины взорвалась, следовательно, сдвиг породы в районе незаряженной скважины произошло позже, чем время срабатывания замедлителей.

Скважины бурились в основном станками шарошечного бурения диаметром 220–250 мм. В качестве ВВ применяли зерногранулит 80–20. Высота взрываемого уступа составляла 12–15 м, глубина скважин – 15–18 м, вес заряда в скважинах – 400–600 кг. Заряд размещался в скважине сплошной колонкой. От заряда до устья скважины были заполнены забойкой. Забоечным материалом служила песчано-глинистая масса. Высота забойки составляла 4–6 м.

При взрывании скважинных зарядов опытная скважина оставалась неразрушенной на глубину до 4–6 м. Это даёт основание утверждать, что подбой скважины происходит в нижней её половине.

Всего было проведено 47 опытных взрывов в условиях карьера ЮГОКа и СевГОКа. В связи с тем, что вариация результатов небольшая, полученные данные можно считать достоверными.

Максимальный интервал замедления, исключая подбой смежных скважин находится в пределах 165–275 мсек, зависит от особенностей взрывааемых пород и с увеличением крепости пород уменьшается.

Средняя скорость подвигания разрушенной породы в зажатой среде, в зависимости от крепости взрывааемых пород, равняется 22–36 м/сек. Зная скорость подвигания для данной породы, можно определить, в первом приближении, максимальный интервал замедления (при заданном расстоянии между скважинами) исключая подбой.

Необходимо отметить, что скорость разрушений не является постоянной величиной даже для определённых условий и с расстоянием изменяется. Однако, учитывая, что расстояние между скважинами изменяется в небольших пределах, полученные результаты можно принимать для практического пользования.

Полученный экспериментальным путём интервал замедления, исключая подбой скважин, в настоящее время учитывается при проектировании секционных и диагональных схем взрывания на карьерах ЮГОКа и СевГОКа, что позволило значительно уменьшить число одиночных отказов.

Основными причинами магистральных отказов при МКЗВ могут быть: недостаточная надёжность взрывания элементов взрывной сети; повреждение магистральной линии ДШ и пиротехнических замедлителей разлетающимися при взрыве кусками породы.

Надёжность взрывания взрывной сети зависит от надёжности взрывания её элементов; пиротехнических замедлителей, отрезков детонирующего шнура и их соединений.

С целью определения надёжности взрывания перечисленных элементов нами были проведены полигонные исследования по определению надёжности взрывания пиротехнических замедлителей КЗДШ–58, отрезков детонирующего шнура длиной 8–10 м и узлов различной формы, применяемых при коммутации взрывной сети.

В результате проведённых исследований установлено, что надёжность взрывания узлов (P_1) нитей детонирующего шнура (P_2) и пиротехнических замедлителей типа КЗДШ (P_3) равна соответственно $P_1 = 1$; $P_2 = 0,9967$; $P_3 = 0,9925$ [114].

Для применяемых схем соединения элементов взрывной сети надёжность её взрывания может быть определена по формуле:

$$P_0 = \{[1 - (1 - P_1)^K][1 - (1 - P_2)^K]P_3^2\}^n, \quad (6.7)$$

где K – число нитей магистрали;

n – число замедлителей в одной нити магистрали.

Для условий карьеров Кривбасса $K = 2$, $n = 50$. Подставляя в формулу (6.7) соответствующие значения P_1 , P_2 , P_3 , K и n получим $P_0 = 0,9981$, т.е. из 1000 взрываемых блоков магистральный отказ может быть только в двух блоках.

Однако на карьере ЮГОКа за год было взорвано 56 блоков и в 6-ти из них были магистральные отказы. Следовательно, действительная надёжность взрывания коммутационной сети равна $P'_0 = 0,94$.

Сопоставленный надёжности взрывной сети в полигонных и промышленных условиях показывает, что на надёжность её взрывания кроме надёжности взрывания элементов оказывают влияние и другие факторы, которые невозможно учесть в полигонных условиях – повреждение элементов взрывной сети внешним действием взрыва.

Для выявления внешнего действия взрыва при МКВЗ на повреждение взрывной сети в течении ряда лет на карьерах ГОКов Кривбасса нами были проведены экспериментальные исследования по изучению развития истечения продуктов детонации из устья скважины в промышленных условиях с применением скоростной киносъёмки.

Исследования производились при существующей на карьере технологии подготовки скважин к взрыву, которая обусловлена, в основном, конструкцией зарядов, глубиной удаления их от устья, конструкцией и длиной забойки (вес заряда 700–900 кг, длина заряда 11–13 м, удаление заряда от устья скважины 6–7 м, длина забойки 2–7 м). Всего было заснято более 50 взрывов скважинных зарядов с различными параметрами и конструкцией заряда. Съёмку производили кинокамерой СКС–114 со скоростью съёмки 100–300 кадров в секунду. Методика проведения киносъёмки приведена в работе [116].

При взрывании заряда без забойки время начала истечения продуктов детонации от момента инициирования меньше, чем при применении зарядов со сплошной забойкой.

При удалении заряда от устья скважины на 5–7 м и отсутствии забойки наблюдается интенсивное развитие факела в вертикальном направлении. Такое развитие во времени формы факела является наиболее приемлемым с точки зрения уменьшения вероятности повреждения взрывной магистрали, так как в этом случае развитие газовой струи в горизонтальном направлении наименьшее. Однако при такой конструкции заряда коэффициент использования энергии взрыва значительно снижается.

При удалении верхней части заряда от устья скважины на расстоянии 2–3 м развитие формы истечения продуктов детонации значительно отличается от формы развития факела в те же моменты времени при удалении заряда от устья скважины на 5–7 м при сплошной забойке.

Применение конструкций зарядов с воздушными промежутками, параметры которых определяются по формуле:

$$ln = \frac{3}{4} H_{\text{СКВ}} - \frac{4Q}{\pi d^2 \rho_{\text{ВВ}}}; \quad (6.8)$$

$$l_{\text{заб}} = H_{\text{СКВ}} - Z,$$

где ln – длина воздушного промежутка, м;

Q – общий вес заряда, кг;

$H_{\text{СКВ}}$ – глубина скважины, м;

$l_{\text{заб}}$ – длина забойки, м;

Z – длина заряда, м,

позволяют получать такое же развитие истекающих продуктов детонации, как и при взрывании со сплошной забойкой, что свидетельствует о более полном использовании энергии взрыва. Скорость развития газовой струи в горизонтальном направлении в этом случае такая же, как и при взрывании заряда со сплошной забойкой. Поэтому вероятность нарушения магистральной линии в обоих случаях одинаковая, но большая, чем при отсутствии забойки.

Время, через которое возможно повреждение взрывной сети действием развивающейся газовой струи, будет определяться временем начала истечения продуктов детонации из скважины от момента инициирования заряда и временем распространения газов от заряда к взрывной магистральной линии:

$$t_0 = t_c + t_b, \quad (6.9)$$

где t_c – время начала истечения продуктов детонации из устья скважины от момента инициирования заряда, мсек;

t_b – время распространения газовой струи в горизонтальном направлении на заданное расстояние, мсек.

Согласно проведённым исследованиям, время t_c зависит от конструкции заряда (величины забойки и воздушного промежутка).

Из анализа рис. 6.8 следует, что с увеличением забойки время, через которое возможно повреждение взрывной сети действием продуктов детонации, увеличивается при постоянном удалении взрывной магистрали от устья скважины.

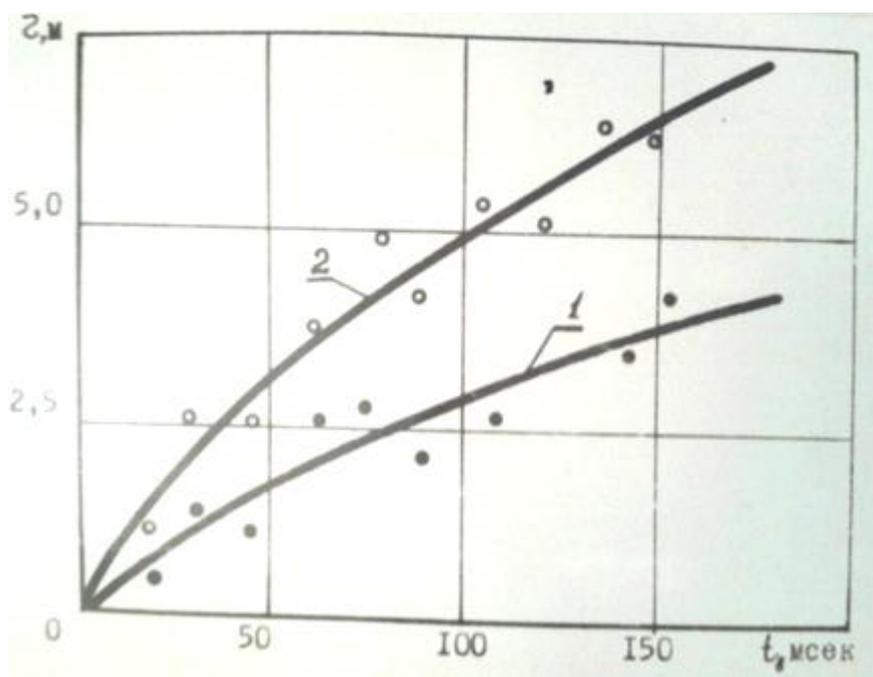


Рисунок 6.8. Годографы скорости распространения газовой струи в горизонтальном направлении: 1 – забойка отсутствует; 2 – сплошная забойка

Во избежание повреждения взрывной магистрали развивающимся факелом продуктов детонации необходимо соблюдать условие:

$$t_{\text{пов}} \leq t_c + t_b. \quad (6.10)$$

С другой стороны, для более полного использования энергии взрыва на дробление пород необходимо применять конструкции зарядов с воздушными промежутками или сплошной забойкой. При применении таких конструкций заряда изменения времени распространения газовой струи в горизонтальном направлении одинаково. Величина t_c в обоих случаях составляет 13–15 мсек.

Поэтому удаление магистральной линии от устья скважины будет определяться только величиной интервала замедления.

Изменение времени t_b с расстоянием (рис. 6.8) с достаточной степенью точности описывается выражением:

$$t_b = b\sqrt{r^3}. \quad (6.11)$$

Коэффициент b равен $(9,2 \pm 1,1 \text{ мсек/м}^{\frac{2}{3}})$.

На этом же рисунке представлен график изменения времени распространения газовой струи в горизонтальном направлении при взрывании заряда без забойки. Полученная графическая зависимость имеет такой вид, как и зависимость (6.11), а значение коэффициента b равно $20,1 \pm 2,4 \text{ мсек/м}^{\frac{2}{3}}$.

Исходные данные для построения указанных зависимостей приведены в табл. 6.2. Расстояние r определены по результатам 5 опытных взрывов.

Таблица 6.2 – Исходные данные для построения зависимостей изменения времени t_b с расстоянием r

| Конструкция забойки | Сплошная забойка | | | | | | Без забойки | | | | | |
|---------------------|------------------|---------|--------------|---------|--------------|---------|--------------|---------|--------------|---------|--------------|---------|
| | t_b , мсек | r , м | t_b , мсек | r , м | t_b , мсек | r , м | t_b , мсек | r , м | t_b , мсек | r , м | t_b , мсек | r , м |
| | 0,5 | 30 | 45 | 60 | 75 | 90 | 15 | 30 | 45 | 60 | 75 | 90 |
| | 0,5 | 1,5 | 1,2 | 2,5 | 2,7 | 2 | 1 | 2,5 | 2,5 | 3,7 | 5 | 4,5 |
| | 105 | 120 | 135 | 150 | 180 | 195 | 105 | 120 | 135 | 150 | 180 | 195 |
| | 9,5 | 3,8 | 3,5 | 4 | – | – | 5,1 | 5 | 6,5 | 6,6 | 7 | – |

Неравенство (6.10) с учётом формул (6.11), (6.10) преобразуется к виду:

$$k \frac{W^2}{R_0} \sqrt{\frac{\rho_0}{\rho_{вв}}} \leq t_c + b\sqrt{r^3}, \quad (6.12)$$

или

$$r > \sqrt[3]{\left(\frac{k \frac{W^2}{R_0} \sqrt{\frac{\rho_0}{\rho_{bb}}} - t_c}{b}\right)^2}.$$

Проведённые вычисления по выражению (6.12) показывают, что для применяемых параметров буровзрывных ($d = 250 + 320$ мм), расстояние, на котором вероятность нарушения взрывной сети внешним действием взрыва исключается, находится в пределах 2–3 м. При взрывании зарядов без забойки или с укороченной забойкой расстояние взрывной магистральной линии от устья скважины может быть равным $1 + 1,5$ м.

Выводы

1. Установлено, что для исключения подбоя одиночных зарядов величина интервала замедления между взрывами смежных зарядов не должна превышать 175–275 мсек в зависимости от свойств пород, а для уменьшения вероятности нарушения взрывной сети разлетающимися продуктами детонации необходимо, чтобы взрывная магистральная линия проходила на расстоянии не менее 3–4 м от взрываемых скважин при существующих параметрах буровзрывных работ на карьерах ГОКов Кривбасса.

2. При проектировании массовых взрывов величина интервала замедления и схемы взрывания должны выбираться по разработанной методике, исходя из условия взаимодействия волн напряжений и образования дополнительной свободной поверхности, исключая при этом подбой скважин и повреждение взрывной сети.

3. Внедрение в практику ведения взрывных работ указанных рекомендаций позволило значительно повысить качество и надёжность

взрыва, а также сократить простой карьера на ликвидацию отказов более чем на 40 часов в год.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Азаркович А.Б. О радиусе разрушения удлиненного заряда ВВ / А.Б. Азаркович // Взрывное дело. — 1965. — №57/14.
2. Атчисон Т.Ц. Влияние радиального зазора на волны напряжений, образованные взрывом в породе / Т.Ц. Атчисон, В.И. Азаркович // Механика горных период. — 1966.
3. Арсентьев А.И. Выбор рациональных схем вскрытия, систем разработки и установление оптимальных параметров буровзрывных работ с применением обычных и глубоких скважин в условиях Первомайского и Анновского карьеров СевГОКа / А.И. Арсентьев [и др.]. — Кривой рог: КГРИ, 1963.
4. Байкануров О.А. Определение механических констант при исследовании сейсмического действия взрыва / О.А. Байкануров [и др.] // Горный журнал. — 1963. — №8.
5. Баранов Е.Г. Короткозамедленное взрывание на открытых горных работах в СССР и за рубежом / Е.Г. Баранов, В.Н. Мосинец. — Фрунзе: изд-во ИНТИ, 1960.
6. Баранов Е.Г. Совершенствование технологии буровзрывных работ на рудных карьерах Киргизии / Е.Г. Баранов [и др.]. — М.: ЦНИИН цветмет, 1961 — 180 с.
7. Баранов Е.Г. Механизм взаимодействия волн напряжений при различных способах взрывания / Е.Г. Баранов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых — 1967 — №5.
8. Барон Л.И. Проблема дробления горных пород при взрывной отбойке / Л.И. Барон // Проблема дробления горных пород взрывом. — 1959.
9. Барон Л.И. Проблема оценки сопротивляемости горных пород разрушению механическим способом / Л.И. Барон // Проблема дробления горных пород взрывом. — 1968.

10. Взрывные работы в горнорудной промышленности. / [Барон Л.И., Докучаев М.Л., Васильев Г.А., Дороничев Л.П.]. – М.: Госгортехиздат, 1960. – 182 с.
11. Барон Л.И. Кусковатость и методы ее измерений / Л.И. Барон. – М.: изд-во АН СССР, 1960. – 122 с.
12. Баум Ф.А. Определение начальных параметров ударных волн в горных породах / Баум Ф.А. [и др.] // Взрывное дело. – 1962. – № 49/6.
13. Баум Ф.А. Процесс разрушения горных пород взрывом / Ф.А. Баум // Взрывное дело. – 1963. – № 52/9.
14. Баум Ф.А. О научных исследованиях в области действия взрывания и влияния физико-механических свойств горных пород на эффективность взрыва // Вопросы теории действия взрыва в горной породе. М.: ИГД им. Скочинского, 1962.
15. Белаенко Ф.А. Исследование полей напряжений и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов / Ф.А. Белаенко. – М.: изд-во АН СССР, 1958.
16. Беляев А.Д. О природе фугасного и бризантного действия взрыва. Физика взрыва / А.Д. Беляев, М.И. Садовский. – М.: Академиздат, 1952.
17. Бергман Л. Ультразвук и его применение в науке и технике / Л. Бергман. – М.: изд-во ИЛ, 1957.
18. Динамические характеристики сейсмических волн в реальных средах / [Берзон И.С., Епинатьева А.М., Паретская Г.Н., Стародубовская С.П.]. – М.: изд-во АН СССР, 1962.
19. Броберч К.Б. Ударные волны в упругой и в упруго-пластической среде / К.Б. Броберч. – М.: Гостезиздат, 1959.
20. Бронштейн И.Н. Справочник по математике / И.Н. Бронштейн, К.А. Семендяев. – М.: изд-во Наука, 1964.
21. Власов О.Е. Основы теории действия взрыва / О.Е. Власов. – М.: изд-во ВИА, 1957.

22. Власов О.Е. К основам теории разрушения горных пород взрывом / О.Е. Власов. – М.: изд-во АН СССР, 1958.

23. Власов О.Е. К вопросу развития теории действия взрыва в твердой среде. Совершенствование буровзрывных работ в горной промышленности / О.Е. Власов, А.С. Смирнов. – М.: Углетехиздат, 1959.

24. Волярович М.Т. Исследование затухания упругих волн в образцах горных пород / Волярович М.Т., Левыкин А.И., Сизов В.П. // Известия АН СССР, серия геофизическая. – 1960. – №8.

25. Гаек Ю.В. Об истечении продуктов взрыва из скважин / Гаек Ю.В., Друкованый М.Ф., Мамонт К.В. // Известия высшей школы. Горное дело. – 1962. – №1.

26. Гаек Ю.В. Волны напряжений центральной и осевой симметрии в упругой безграничной среде и анализ современных взглядов на их природу / Ю.В. Гаек, В.А. Шумило // Взрывное дело. – 1965. – № 57/14.

27. Галаджий А.И. Некоторые результаты опытов по ведению работ с миллисекундными замедлениями / Галаджий А.И., Бобров И.В. // Уголь. – 1954. – №5.

28. Гольцман Ф.М. Графоаналитический метод частотного анализа сейсмических волн / Ф.М. Гольцман // Вестник Ленинградского университета. – 1956. – №16.

29. Градштейн И.С. Таблицы интегралов, сумм, рядов и произведений / И.С. Градштейн, И.М. Рыжик. – М.: Госиздат физико-химической литературы, 1962. – 110 с.

30. Демидюк Г.П. О механизме действия взрыва и свойствах взрывчатых веществ / Г.П. Демидюк // Взрывное дело. – 1956. – №45/2.

31. Демидюк Г.П. Современные теоретические представления о действии взрыва в среде / Г.П. Демидюк // Буровзрывные работы в горной промышленности. – 1962.

32. Демидюк Г.П. Метод коротких замедлений как средство совершенствования взрывных работ / Г.П. Демидюк // Совершенствование взрывных работ в горной промышленности – 1959.
33. Демидюк Г.П. Управление взрывом и расчет скважинных зарядов / Г.П. Демидюк // Взрывное дело. – 1963. – №45/2.
34. Демидюк Г.П. К вопросу о механизме дробления горных пород взрывом / Г.П. Демидюк, С.А. Смирнов // Взрывное дело. – 1963. – №52/9.
35. Дерягин Б.В. Затухание сейсмических и акустических волн / Б.В. Дерягин // Геофизика. – 1933. – №1-2.
36. Дерягин Б.В. О затухании и дисперсии сейсмических волн / Б.В. Дерягин // Геофизика. – 1931. – №1-2.
37. Друкованый М.Ф. Взрывание высоких уступов / Друкованый М.Ф. [и др.] // Металлург. и. горнорудная пром-сть. – 1963. – №2.
38. Друкованый М.Ф. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах / Друкованый М.Ф., Гейман Л.М., Комир В.М. – М.: Недра, 1966.
39. Друкованый М.Ф. О механизме разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании / М.Ф. Друкованый // Взрывное дело. – 1951. – №47/4.
40. Евстропов Н.А. Некоторые вопросы короткозамедленного взрывания / Н.А. Евстропов, Ю.В. Колобов. – М.: Недра, 1962.
41. Евстропов Н.А. Взрывные работы в строительстве (динамика взрыва в грунтах и горных породах) / Н.А. Евстропов. – М.: Стройиздат, 1965. – 207 с.
42. Запара П.Г. МКЗВ на карьерах Кривбасса / П.Г. Запара, Ю.К. Мец // Горный журнал. – 1961. – №6.
43. Зельдович Я.Б. Физика ударных волн и высокотемпературных гидродинамических явлений / Я.Б. Зельдович, Ю.П. Райзер. – М.: Наука, 1966. – 688 с.

44. Зыков В.А. Особенности технологии горных работ на карьерах комбината «Апатит» / В.А. Зыков [и др.] // Горный журнал. – 1969. – №10.

45. Ичиро Ито Определение детонационного давления на внутренней поверхности зарядной полости. Разрушение и механика горных пород / Ичиро Ито, Кончи Сассо. – М. – 1962.

46. Иориш Ю.И. Виброметрия / Ю.И. Иориш. – М.: Машиностроение, 1963. – 772 с.

47. Китач Г.М. Исследование многорядного короткозамедленного взрывания в условиях разработки крепких железистых пород на горнообогатительных комбинатах Кривбасса: автореферат кандидатской диссертации. – ИГД АН СССР. – 1960.

48. Китач Г.М. Изыскание новых режимов взрывания на открытых разработках и определение их параметров при малых (10-15 м) и высоких (20-40 м) уступах / Г. М. Китач. – Кривой рог: КГРИ, 1964.

49. Китач Г.М. Аналитический метод определения параметров взрыва при больших высотах уступа / Г.М. Китач // Взрывное дело. – 1965. – №57/14.

50. Кнотек М. Анализ металлургических процессов методами математической статистики / Кнотек М., Войта Р., Шейц И. – М.: Металлургия, 1968.

51. Коваженков А.В. Исследование разрушения горных пород взрывом одиночных зарядов. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва / А.В. Коваженков. – М.: изд-во АН СССР, 1958.

52. Ковлер И.М. Исследование зависимости результатов взрывных работ от механических свойств взрываемых пород: автореферат кандидатской диссертации / И.М. Ковлер – Алма-Ата. – 1963.

53. Коган С.Я. Об определении коэффициента поглощения сейсмических волн / С.Я. Коган // Известия АН СССР. – Серия геофизическая. – 1961. – №12.

54. Коппенфельс В. Практика конформных отображений / В. Коппенфельс, Ф. Штальман. – М.: изд-во ИЛ, 1963.
55. Кольский Г. Волны напряжений в твердых телах / Г. Кольский. – М.: изд-во ИЛ, 1955.
56. Косачев М.Н. Ускорить широкое внедрение МКЗВ / М.Н. Косачев // Горный журнал. – 1959. – №1.
57. Коул Р. Подводные взрывы / Р. Коул. – М.: изд-во ИЛ, 1950.
58. Кучерявый Ф.И. Короткозамедленное взрывание на карьерах / Кучерявый Ф.И., Друкованый М.Ф., Гаек Ю.В. – М.: Госгортехиздат, 1962. – 227 с.
59. Кучерявый Ф.И. Исследование процесса разрушения и регулирование кусковатости при взрывной отбойке скальных пород. (Применительно в карьерах стройматериалов): докторская диссертация / Ф.И. Кучерявый – Днепропетровск. – 1965.
60. Лаврентьев Н.А. Методы теории функций комплексного переменного / Н.А. Лаврентьев, Б.В. Шабат. – М.: Наука, 1965.
61. Лангефорс У. Современная техника взрывной отбойки горных пород / У. Лангефорс, Б. Кильстрем – М.: Недра, 1968.
62. Ландау Л.Д. Механика сплошных сред ГИ ТТЛ / Л.Д. Ландау, Е.Н. Лифшиц. – М., 1964.
63. Лукомский Я.И. Теория корреляции и ее применение к анализу производства / Я.И. Лукомский. – М.: Гостехиздат, 1958.
64. Ляхов Г.М. Волны в плотных средах и нагрузки на сооружение / Г.М. Ляхов, Н.И. Поляков. – М.: Недра, 1967.
65. Малахов Г.М. Совершенствование взрывных работ при очистной выемке в условиях шахт Кривбасса / Г.М. Малахов, Н.И. Дядечкин // Взрывное дело. – 1965. – №54/14.
66. Малюта Д.И. МКЗВ на карьере ЮГОК / Д.И. Малюта // Горный журнал. – 1960. – №1.

67. Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых / Л.Н. Марченко. – М.: Наука, 1965.
68. Мельников Н.В. К вопросу о работе и механизме действия взрыва в твердых средах / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко // Взрывное дело. – 1960. – №45/2.
69. Мельников Н.В. Задачи совершенствования буровзрывных работ. Буровзрывные работы в горной промышленности / Н.В. Мельников. – М., 1962.
70. Мельников Н.В. Конструкция заряда как один из методов повышения полезного использования энергии взрывчатых веществ. Совершенствование буровзрывных работ в горной промышленности / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. – М.: Углетехиздат, 1959.
71. Мельников Н.В. Методы увеличения полезной работы взрывов на выброс и дробление / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. – М.: Гостехиздат, 1959.
72. Мельников Н.В. Влияние конструкций зарядов на результат взрывных работ / Н.В. Мельников // Разрушение и механика горных пород. – М.: Госгортехиздат, 1962.
73. Мельников Н.В. Энергия взрыва и конструкция зарядов / Н.В. Мельников, Л.Н. Марченко. – М.: Недра, 1964.
74. Миндели Э.О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых / Э.О. Миндели. – М.: Недра, 1966.
75. Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом / В.Н. Мосинец. – Фрунзе: АН Кирг. ССР, 1963.
76. Мосинец В.Н. Повышение полезной работы взрыва при отбойке полезных ископаемых / В.Н. Мосинец // Взрывное дело. – 1964. – №54/11.
77. Вопросы детального изучения сейсмических характеристик грунтов в естественном залегании / А.В. Николаев // Труды института физики Земли АН СССР. – 1962. – № 25 (192).

78. Никольс Н.Р. Определение динамических упругих констант горных пород непосредственно в массиве / Н.Р. Никольс // Разрушение и механика горных пород. – 1962.

79. Обоснование эффективности высоких уступов на карьерах / М.Г. Новожилов, М.Ф. Друкованый // Известия АН СССР. – Metallургия и горное дело. – 1963.

80. Огурцов К.И. Оценка упругого волнового поля в различных точках обнаженной поверхности от одного и двух углубленных зарядов. / К.И. Огурцов, Д.Н. Климова // Горный журнал. – 1967. – №4.

81. Огурцов К.И. Динамические задачи для упругого полупространства / К.И. Огурцов, Г.И. Петрашель // Ученые записи ЛГУ. – 1961. – № 194.

82. Огурцов К.И. Некоторые точные оценки упругих напряжений и смещений, образуемых сосредоточенным взрывом в твердых породах / К.И. Огурцов // Народно-хозяйственное использование взрыва. – 1960. – № 11.

83. Петров Н.Г. Эффективность короткозамедленного взрывания и пути его развития / Н.Г. Петров// Уголь. – 1960 – №11.

84. Петров Н.Г. Короткозамедленное взрывание в шахтах / Н.Г. Петров. – М.: Недра, 1964.

85. Покровский Г.И. Предпосылки теории дробления пород взрывом / Г.И. Покровский // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – М.: АН СССР, 1958.

86. Покровский Г.И. О расчете параметров ударной волны взрыва в различных средах / Г.И. Покровский. // Труды Ученого Совета по народно-хозяйственному использованию взрыва. – 1960.

87. Покровский Г.И. Исследование удара и взрыва в деформированных средах / Г.И. Покровский, И.С. Федоров. – М.: Промстройиздат, 1958.

88. Покровский Г.И. Физические основы взрывного дела / Г.И. Покровский. – М.: Metallургиздат, 1956.

89. Покровский Г.И. Теоретические предпосылки короткозамедленного взрывания / Г.И. Покровский // Короткозамедленное взрывание. – 1958.
90. Рейнхардт Дж. Поведение металлов при импульсных нагрузках / Дж. Рейнхардт, Дж. Пирсон. – М.: изд-во ИЛ, 1958.
91. Рейнхардт Дж. Действие волн напряжений в горных породах. / Дж. Рейнхардт – М.: Госгортехиздат, 1962.
92. Раутман Т.Г. К обоснованию вычисления плотности энергии методом аппроксимации сейсмограмм отрезками синусоид / Т.Г. Раутман, Л.С. Самойлова // Труды института Физики Земли АН СССР. – 1962. – № 25(192).
93. Ржевский В.В. Классификация и паспортизация горных пород по их физическим свойствам / В.В. Ржевский. – М.: изд-во МГИ, 1966.
94. Сейсмоакустические методы изучения напряженного состояния горных пород на образцах и в массиве/ [Ризниченко Ю.В., О.И. Силаева, О.Г. Шамина и др.] // Труды геофизического института. – 1956. – №34 (161).
95. Родионов В.Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде / В.Н. Родионов. – М.: ИГД им. Скочинского, 1962.
96. Родионов В.Н. Простейшая теория взрыва сосредоточенного заряда в твердой среде / В.Н. Родионов, В.М. Цветков // Труды V Всесоюзной конференции по буровзрывным работам. – 1967.
97. Родионов В.Н. Исследование развития полости при камуфлетном взрыве / Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. // Взрывное дело. – 1968. – №64/21.
98. Росинский Н.Л. Исследование основных параметров короткозамедленного взрывания / Н.Л. Росинский // Короткозамедленное взрывание. – 1958.
99. Рыков Н.А. Математическая статистика в горном деле / Н.А.Рыков. – М.: Высшая школа, 1965.

100. Рябуха А.Я. О механизме разрушения крепких пород взрывом / А.Я. Рябуха, П.В. Земсков // Уголь. – 1960. – №5.
101. Рябченко Д.В. О характере затухания импульса на стенках взрывной полости / Д.В. Рябченко // Взрывное дело. – 1966. – №59/16.
102. Садовский М.А. Механическое действие воздушных и ударных волн взрыва по данным экспериментальных исследований / М.А. Садовский // Физика взрыва. – 1952 – №1.
103. Силаева О.И. Методика изучения упругих свойств образцов горных пород под давлением / О.И. Силаева // Известия АН СССР. – Серия географическая. – 1959. – №2.
104. Силаева О.И. Поглощение ультразвука в гранитах / О.И. Силаева, О.Г. Шамина // Известия АН СССР. Серия географическая. – 1960. – №2.
105. Снеддон И.И. Классическая теория упругости / И.И. Снеддон, Д.С. Берри. – М., 1961. – 219 с.
106. Сытников Е.Е. Короткозамедленное взрывание за рубежом. / Е.Е. Сытников, Л.П. Борцев // Горный журнал. – 1956. – №3.
107. Суханов А.Ф. Теория действия заряда в породе. Вып. 2 / А.Ф. Суханов. – Алма-Ата: изд-во АН Каз. ССР, 1950. – 124 с.
108. Суханов А.Ф. Разрушение горных пород взрывом / А.Ф. Суханов // Вопросы теории разрушения горных пород под действием взрыва. – 1985.
109. Ткачук К.Н. Некоторые закономерности действия взрыва цилиндрического заряда в ограниченной твердой среде / Ткачук К.Н., Власов О.Е., Бондаренко Н.А. // Взрывное дело. – 1971. – №70/27.
110. Ткачук К.Н. Исследование действия взрыва колонкового заряда с использованием скоростной киносъемки. / К.Н. Ткачук, С.И. Ткачев // Горный журнал «Известия ВУЗов». – 1966. – №4.
111. Классификация пород карьеров ГОКов Кривбасса по взрываемости / [Ткачук К.Н., Ратушный В.М., Бутенко В.И. и др.]. – Кривой рог: НИС КГРИ, 1968.

112. Разработка и испытания новых способов многорядного короткозамедленного взрывания, обеспечивающих повышение использования энергии взрыва / [Ткачук К.Н., Оксанич И.Ф., Бондаренко Н.А. и др.]. – Кривой рог: НИС КГРИ, 1967.

113. Исследование влияния физико-механических свойств породного и рудного массивов карьера НКГООКа на разрушение взрывом / [Ткачук К.Н., Ткачев С.И., Бутенко В.И. и др.]. – Кривой рог: НИС КГРИ, 1965.

114. Исследование путей повышения коэффициента использования энергии взрыва в сложных горнотехнических условиях / [Ткачук К.Н., Ткачев С.И., Ильин П.П. и др.]. – Кривой рог: НИС КГРИ, 1969.

115. Ткачук К.Н. Аналитическое исследование действия взрыва колонкового заряда в горном массиве / К.Н. Ткачук // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

116. Ткачук К.Н. Разработка и испытание способов образования врубовых щелей, траншей в крепких породах при высоте уступа 30-40 м / Ткачук К.Н., Паршин В.П., Мазай Н.И. – Кривой рог: НИС КГРИ, 1963.

117. Фадеев А.Б. Исследование условий разрушения нижней части уступа и путей усовершенствования отбойки гранита на карьерах Ленинградской области: диссертация / А.Б. Фадеев – Л. – 1963.

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

119. Ханукаев А.Н. О физической сущности процесса разрушения горных пород взрывом. Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва / А.Н. Ханукаев. – М.: изд-во АН СССР, 1958.

120. Ханукаев А.Н. Экспериментальные исследования процесса разрушения горных пород взрывом / Ханукаев А.Н., Мосинец В.Н., Баранов Е.Г. – Фрунзе, 1961.

121. Харкевич А.А. Спектры и анализ / А.А. Харкевич. – М., 1962. – 236 с.

122. Шемякин Е.И. О волнах напряжений в прочных горных породах / Е.И. Шемякин // ПМТФ. – 1963. – №5.
123. Шемякин Е.И. О механизме деформирования сыпучего материала при больших сдвигах / Е.И. Шемякин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1966. – № 3-4.
124. Ямщиков В.П. Влияние интенсивности на поглощение ультразвука в горных породах / В.П. Ямщиков // Известия АН СССР. – Серия географическая. – 1954. – №11.
125. Atchison T.C., Porter S.L. and Duvall W.I. (1961) Comparison of two Methods for Evaluating Explosive Performance, International Symposium on Mining Research, Rolla, Missouri, February, 1961.
126. Atchison T.C., Thomas G. and Tournay W.E. (1959) Comparative Studies of Explosives in Granite, Bureau of Mines Report of Investigations, 28 pp.
127. Baule H. and Muller E. (1956) Messing Elastischer Eigenschaften Von Gesteinen encyclopedia of Physics, XLVII, 177, Springer Verlag, Berlin Gottingen, Heidelberg (German).
128. Coul R.H. (1948) Underwater Explosions, Princeton University Press, Princeton, New Jersey.
129. Courant R. and Friedrich K.O. (1948) Supersonic Flow and Shock Waves, Interscience; Publishers Inc, New York, 235 pp.
130. Duvall, Wilbur I., Atchison T.C. and Thomas C. (1956) Rock Breakage by Explosives. Bureau of Mines Report of Investigations, 5356, 52 pp.
131. Gordon A., Teichman M. and Hancock (1952) Recent trends in short delay blasting, *Mine and Quarry Engineering*, no. 10.
132. Hino K. (1957) Shock wave theory of blasting with cylindrical charge, *Journal of the industry explosives society*, Japan, vol. 17, no. 1. March.
133. Ito I. and Sakurai T., (1958) *Min and Metal Jour.*, Inst. Japan, vol. 74, 355 pp.
134. Kaku L. and Yourn C. (1962) *Mines Metals and Fuels*, vol. 10, no. 3.

135. Livingston C.W. (1959) An Appraisal of Blasting Practice at the Ferryman Mine, Report to Iron Ore Co of Canada.
136. Rinehart J.S. (1951) Appl. Phys. Journal, vol. 22, 555.
137. Rinehart J.S. and Pearson I. (1954) Behavior of Metals under Impulsive Loads, Cleveland, Amer. Soc. Metals.
138. Selberg H.L. (1995) Transient compression waves from spherical and cylindrical cavities. Archive for physics, Band 5, no. 7.
139. United States bureau of Mines Reports of investigations 5509; 5514; 5483; 5849.
140. Ткачук К.Н. Короткозамедленное взрывание скважин с поперечным врубом / Ткачук К.Н, Бахтин О.Б., Кудрявцев М.В. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1961. – №5.
141. Ткачук К.Н. Результаты испытаний новых взрывчатых веществ на карьере НКГООКа / Ткачук К.Н, Бахтин О.Б., Кудрявцев М.В. // *Научные записки УКРНИИпроекта*. – 1961. – №5.
142. Ткачук К.Н. Опыт проходки разрезной траншеи на карьере Новокриворожского горнообогатительного комбината. / Ткачук К.Н, Бахтин О.Б., Кудрявцев М.В. // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 1961. – №3.
143. Ткачук К.Н. Рациональная конструкция заряда в скважинах при взрывании на проходке траншей / Ткачук К.Н., Бахтин О.Б., Ткаченко А.П. // *Горнорудная промышленность Кривбасса*. – 1962.
144. Ткачук К.Н. Результаты проведенных исследовательских работ по разработке основных положений многорядного короткозамедленного взрывания и внедрения этого метода на горнообогатительных комбинатах Кривбасса / Ткачук К.Н., Китач Г.М., Ткачев С.И. – Кривой Рог: Ротапринт КГРИ, 1962.
145. Ткачук К.Н. Развитие короткозамедленного взрывания. / Ткачук К.Н., Ткаченко А.П., Бахтин О.Б. // *Уголь Украины*. – 1963. – №5.

146. Ткачук К.Н. Зависимость коэффициента разрыхления скальных пород от технологии взрывных работ на карьере. / Ткачук К.Н., Ткаченко А.П., Повный Б.Е. // Сборник научных трудов КГРИ – 1963 – Выпуск XXIII.

147. Ткачук К.Н. Криворожский доломитовый карьер / Ткачук К.Н., Повзнер З.Б., Сербин В.И. // Сборник научных трудов КГРИ. – 1963 – Выпуск XV.

148. Ткачук К.Н. Конструкции скважинных зарядов на карьерах Криворожских горнообогатительных комбинатов / К.Н. Ткачук, Г.М. Китач // Горный журнал. – 1964. – №9.

149. Ткачук К.Н. Уменьшение воздушного эффекта при массовых взрывах / Ткачук К.Н., Ткаченко А.П., Ткачев С.И. // Бюллетень цветной металлургии. – 1964. – №14.

150. Ткачук К.Н. Разрушение и перемещение уступа горных пород взрывом / К.Н. Ткачук // «Колыма». – 1965. – №3.

151. Ткачук К.Н. Определение максимального интервала замедления при секционных схемах взрывания / К.Н. Ткачук, М.И. Раснер // Бюллетень черной металлургии. – 1965. – №3.

152. Ткачук К.Н. Основные положения и аналитические зависимости параметров взрыва зарядов при взрывании глубоких скважин на открытых разработках / К.Н. Ткачук, Г.М. Китач // Труды V сессии Ученого Совета по исследованию взрыва в народном хозяйстве. – 1965.

153. Ткачук К.Н. Экспериментальная проверка параметров короткозамедленного взрывания при массовой отбойке руды глубокими скважинами / Ткачук К.Н., Дядечкин Н.И., Садовой И.П. // Межведомственный республиканский сборник научных трудов. «Совершенствование методов разработки рудных месторождений». – 1966. – №1.

154. Ткачук К.Н. Влияние схем взрывания на качество взрыва / К.Н. Ткачук, М.И. Раснер // Бюллетень черной металлургии. – 1966. – №7.

155. Ткачук К.Н. Исследование действия взрыва колонкового заряда с использованием скоростной киносъемки / К.Н. Ткачук, С.И. Ткачев // Горный журнал «Известия ВУЗов». – 1966. – №4.

156. Ткачук К.Н. Ориентирование направления действия скважинных зарядов в слоистом массиве. / Ткачук К.Н., Мазай Г.Д., Паршин В.П. // Бюллетень черной металлургии. – 1966.– №22.

157. Ткачук К.Н. Совершенствование способа короткозамедленного взрывания шпуров при проходке горных выработок / Ткачук К.Н., Дробин П.Ф., Дядечкин Н.И. // Бюллетень черной металлургии. –1966.– № 20.

158. Ткачук К.Н. Определение оптимальной линии наименьшего сопротивления и радиуса разрушения при взрыве сосредоточенных зарядов / Ткачук К.Н., Клочков В.Ф., Садовой И.П. // Сб. «Взрывное дело». – 1967. – №62/19.

159. Ткачук К.Н. Результаты промышленных опытов по установлению влияния трещиноватости, расслоения массива на параметры взрыва / Ткачук К.Н., Дядечкин Н.И., Садовой И.П. // Сб. «Взрывное дело». – 1967.– №62/19.

160. Ткачук К.Н. Рациональная область взрывания скважинных зарядов при неподобранном откосе уступа / К.Н. Ткачук, М.И. Раснер // Горный журнал. – 1967.– №5.

161. Ткачук К.Н. Классификация горного массива по дробимости / Ткачук К.Н., Хартанович П.Н., Раснер М.И. // Бюллетень черной металлургии. – 1967. – №8.

162. Ткачук К.Н. Использование особенностей геологического строения массива для повышения эффективности взрывных работ / Ткачук К.Н., Мазай Г.Д., Паршин В.П. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1967. – №4.

163. Ткачук К.Н. Совершенствование многорядного короткозамедленного взрывания / Ткачук К.Н., Ткачев С.И., Бутенко В.И. // Основные вопросы развития открытых горных работ в Криворожском и Никополь-Марганцевом бассейнах. – 1967.

164. Ткачук К.Н. Исследование параметров волн напряжений в промышленных условиях при многорядном короткозамедленном взрывании / Ткачук К.Н., Ткачев С.И., Бутенко В.И. // Республиканский межведомственный научно-технический сборник «Разработка рудных месторождений». – 1967.–№4.

165. Ткачук К.Н. Влияние физико-механических особенностей пород карьеров ГОКов Кривбасса на разрушение взрывом / К.Н. Ткачук, Г.М. Малахов // Тезисы доклада на межвузовской научно-технической конференции по проблемам физики горных пород и процессов (25–28 января). МГИ – 1967.

166. Ткачук К.Н. Пути повышения использования энергии взрыва / Ткачук К.Н., Ткачев С.И., Бутенко В.И. // Тезисы доклада научно-технической конференции. – 1967.

167. Ткачук К.Н. Применение метода конформных отображений при решении некоторых задач взрывного дела / Ткачук К.Н., Решотка Х.С., Бондаренко Н.А. // Тезисы доклада научно-технической конференции КГРИ. – 1967.

168. Ткачук К.Н. Применение метода математического моделирования для исследования распределения энергии взрыва скважинных зарядов / К.Н. Ткачук, Х.С. Решотка // Тезисы доклада научно-технической конференции КГРИ. – 1967.

169. Ткачук К.Н. Испытание новых методов МКЗВ на карьерах Кривбасса / К.Н. Ткачук, С.И. Ткачев // Горный журнал. – 1967. – №10.

170. Ткачук К.Н. Исследование процесса разрушения сред взрывом с использованием сверхскоростной фоторегистрирующей установки /

В.А. Доровской, П.П. Ильин // Тезисы доклада научно–технической конференции КГРИ – 1967.

171. Ткачук К.Н. Математическое моделирование полей напряжений при взрыве заряда в твердой среде / К.Н. Ткачук, Х.С. Решотка // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1968.

172. Ткачук К.Н. Исследование руды по крупности в зависимости от применяемых параметров буровзрывных работ на ИнГОКе / Ткачук К.Н., Паршин В.П., Скоробогатов А.Д. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1968.

173. Ткачук К.Н. Исследование зоны разрушения при взрывании плоского накладного заряда / Ткачук К.Н., Решотка Х.С., Бондаренко Н.А. // Горный журнал «Известия ВУЗов». – 1968. – №3.

174. Ткачук К.Н. Определение оптимальных параметров взрывного блока на карьерах ГОКов Кривбасса / Ткачук К.Н., Оксанич И.Ф., Подкова Г.П. // Горный журнал. – 1968. – №6.

175. Ткачук К.Н. Исследование и выбор рациональных параметров буровзрывных работ, обеспечивающих подготовку горной массы к процессу самоизмельчения в условиях ИнГОКа / Ткачук К.Н., Паршин В.П., Скоробогатов А.Д. // Центральный институт информации, серия угольная и горнорудная промышленность. – 1968.

176. Ткачук К.Н. Исследование распределения энергии взрыва скважинных зарядов методом математического моделирования. Математическое моделирование на интеграторах ЭГДА–9/60. / К.Н. Ткачук, Х.С. Решотка. – К.: Институт математики АН УССР, 1968.

177. Ткачук К.Н. Эффективная длина забойки и воздушного промежутка при взрывании колонковых зарядов / К.Н. Ткачук // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

178. Ткачук К.Н. Аналитическое исследование действия взрыва колонкового заряда в горном массиве / К.Н. Ткачук // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

179. Ткачук К.Н. Определение оптимального переходящего запаса взорванной горной массы на карьерах Кривбасса. / Ткачук К.Н., Бевз Н.Д., Кержерунов Ю.И. // Горный журнал. – 1969. – №8.

180. Теоретические исследования условий распределения энергии волн напряжений при МКЗВ / [К.Н. Ткачук, Н.А. Бондаренко, П.П. Ильман, И.Ф. Оксанич] // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

181. Ткачук К.Н. Влияние интенсивности ориентирования трещин на характер разрушения моделей взрывом удлиненных зарядов / Ткачук К.Н., Доровской В.А., Ильин П.П. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

182. Ткачук К.Н. Математическо-статистический анализ организации буровзрывных работ на карьере / К.Н. Ткачук, В.П. Маслов // Горный журнал «Известия ВУЗов». – 1969. – №2.

183. Ткачук К.Н. Исследование действий взрыва плоского заряда в твердой среде / Ткачук К.Н., Решотка Х.С., Бондаренко Н.А. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969. – №7.

184. Ткачук К.Н. Встречное инициирование скважинных зарядов при очистной выемке на шахтах Кривбасса. / Ткачук К.Н., Капленко Ю.П., Алебастров В.П. // Бюллетень черной металлургии. – 1969. – №17.

185. Параметры буровзрывных работ для получения взорванной горной массы заданного состава / [К.Н. Ткачук, В.П. Паршин, А.Д. Скоробогатов, Ю.П. Хватов] // Бюллетень черной металлургии. – 1969. – №18.

186. Ткачук К.Н. О механизме распространения волн напряжений в трещиноватых средах / Ткачук К.Н., Ткачев С.И. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

187. Ткачук К.Н. Исследование влияния параметров щелевого заряда на величину и форму зоны разрушения / Ткачук К.Н., Решотка Х.С., Бондаренко Н.А. // Физико-технические проблемы разработки месторождений полезных ископаемых. – 1969. – №3.

188. Ткачук К.Н. Повышение эффективности многорядного короткозамедленного взрывания на железорудных карьерах Кривбасса. / Ткачук К.Н. – К.: УкрНИИНТИ, 1969.

189. Ткачук К.Н. Зависимость коэффициента поглощения амплитуды волны напряжений от частоты в зоне разрушения пород взрывом / К.Н. Ткачук, В.И. Бутенко // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969. – №9.

190. Опыт производства массовых взрывов на карьерах Криворожского бассейна с поскважинным короткозамедленным взрыванием зарядов / [Ткачук К.Н., Ильин П.П., Бондаренко Н.А. и др.]. // Бюллетень черной металлургии. – 1969. – №18.

191. Ткачук К.Н. Управление действием взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании / К.Н. Ткачук // Труды VIII сессии Ученого Совета по использованию взрыва в народном хозяйстве. – 1970.

192. Развитие методов ведения буровзрывных работ в Кривбассе / [К.Н. Ткачук, Н.М. Бондаренко, В.С. Куц, Ю.И. Жержерунов]. – К.: УкрНИИНТИ, 1970.

193. Ткачук К.Н. Выбор экономически целесообразных параметров буровзрывных работ для условий карьера ЦГОКа / К.Н. Ткачук, В.М. Ратушный // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969.

194. Ткачук К.Н. Влияние диаметра заряда и кривизны свободной поверхности на параметры зоны разрушения и рыхления / Ткачук К.Н., Бондаренко Н.А., Михайличенко Г.М. // Горный журнал «Известия ВУЗов». – 1970. – №6.

195. Комплексное влияние физико-механических свойств горных пород карьеров Кривбасса на дробимость / [К.Н. Ткачук, Н.А. Бондаренко, В.М. Ратушный, В.И. Бутенко] // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969. – №21.

196. Ткачук К.Н. Разработка и испытание экспресс-метода оценки прочности свойств массивов горных пород / Ткачук К.Н., Недашковский Ю.В., Ратушный В.М. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1969. – №11.

197. Методы повышения надежности взрыва при многорядном короткозамедленном взрывании зарядов на карьерах Кривбасса / [Ткачук К.Н., Бондаренко Н.А., Бутенко В.И. и др.] // Горный журнал. – 1971. – №2.

198. Ткачук К.Н. К методике определения главных напряжений от взрыва заряда по результатам замера массовых скоростей / Ткачук К.Н., Бондаренко Н.А., Бутенко В.И. // Республиканский межведомственный сборник «Разработка рудных месторождений». – 1971.

199. Ткачук К.Н. Некоторые закономерности действия взрыва цилиндрического заряда в ограниченной твердой среде / Ткачук К.Н., Власов О.Е., Бондаренко Н.А. // Сб. «Взрывное дело». – 1971. – №70/27.

Научное издание

Ткачук Костянтин Нифонтович
Ткачук Костянтин Костянтинович
Тверда Оксана Ярославовна

УПРАВЛЕНИЕ РАЗРУШЕНИЕМ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ НА КАРЬЕРАХ

Монография

*Компьютерная верстка
и редактирование — Д. В. Зеркалов*

Підписано до друку 24.02.2015 р.
Гарнітура Times.
Ум. друк. арк. 8,5
Наклад 100. Зам. 2/2.
Видавництво «Основа»
03150, Київ, вул. Жилянська, 87/30.
тел. (044) 584-38-97, т/ф: 584-38-95, 584-38-96

Свидетельство субъекта издательского дела
ДК № 1982 от 21.10.2004 г.

Научное электронное издание
комбинированного использования
Можно использовать в локальном и сетевом режимах

Системные требования:
Процессор Pentium; 512 Mb RAM;
Windows 98/2000/XP; Acrobat Reader 7.0.

Один электронный оптический диск (CD-ROM);
сопровождающая документация.
Объем 14,3 Мб. 8,5 а.л. Тираж 100 экз. Зак.01/02

Издательство ТОВ „Основа”, ул. Жилянская, 87/30,
г. Киев, 01032
тел.: (044) 584-38-95, 584-38-96

Свидетельство субъекта издательского дела
ДК № 1982 от 21.10.2004 г.

Ткачу К. Н. и др. Управление разрушением горных пород взрывом
на карьерах. Монография