

**РЕСПУБЛИКА УЗБЕКИСТАН  
НАВОЙСКИЙ ГОРНО–МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ КОМБИНАТ  
НАВОЙСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ГОРНЫЙ ИНСТИТУТ**

---

*На правах рукописи  
УДК 622.235: 622.286.4*

**НОРОВ Дилшод Шухратиллаевич**

**РАЗРАБОТКА СПОСОБА РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД  
ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ  
УСТОЙЧИВЫХ ОТКОСОВ УСТУПОВ**

**ДИССЕРТАЦИЯ**

на соискание степени магистра по специальности 5А540203 –  
«Разработка месторождений полезных ископаемых открытым способом»

Работа рассмотрена и  
допускается к защите

Зав. кафедрой «Горное дело»:

\_\_\_\_\_ к.т.н., доц. Исмаилов А.С.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2011 г.

Научный руководитель:

\_\_\_\_\_ д.т.н., проф. Норов Ю.Д.

« \_\_\_\_ » \_\_\_\_\_ 2011 г.

ВВЕДЕНИЕ .....	4
1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО РАЗРУШЕНИЮ ОТКОСОВ СКАЛЬНЫХ УСТУПОВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА .....	8
1.1. Анализ исследований влияния взрывных работ в приконтурной зоне на состояние откосов скальных уступов .....	8
1.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию буровзрывных работ при заоткоске уступов.....	15
1.3. Цель и задачи исследования.....	27
2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ОКОНТУРИВАЮЩИХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА .....	29
2.1. Определение критерий оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании на открытых горных работах .....	29
2.2. Исследование коэффициента защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения взрыва .....	34
2.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике .....	39
2.4. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений .....	43
Основные выводы .....	52

3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ УСТУПОВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ .....	54
3.1. Разработка конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании для получения устойчивых уступов .....	54
3.2. Методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании .....	57
3.3. Промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании .....	60
Основные выводы .....	65
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	66
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	68

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Заоткоска скальных уступов с применением обычных способов взрывания вызывает значительные нарушения законтурного массива, что приводит к выполаживанию откосов по сравнению с проектом и требует дополнительных затрат на искусственное укрепление откосов уступов или разноску бортов с целью восстановления транспортных берм на предельном контуре карьера. Практика показала, что наиболее технологичным и эффективным способом заоткоски скальных уступов и обеспечения сохранности массива является предварительное создание по проектному контуру экранирующей цели.

В настоящее время достигнут значительный прогресс в области применения контурного взрывания на открытых работах. Однако не решен ряд ключевых вопросов, связанных с выбором рациональных параметров контурного взрывания, прогнозной оценкой и выбором методов повышения эффективности специальной технологии заоткоски уступов. Одним из наиболее существенных недостатков является то, что требования устойчивости не учитываются при выборе параметров буровзрывных работ (БВР). Влияние специальных методов ведения БВР на устойчивость откосов уступов лишь констатируется после выполнения работ.

Это определяет актуальность исследований, направленных на разработку методов управления процессом разрушения пород при контурном взрывании, на основе которых определения эффективных параметров контурного взрывания позволяющих получать устойчивые крутые откосы уступов.

**Целью работы** является сокращение объемов вскрышных работ за счет получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов путем совершенствования параметров контурного взрывания.

При достижении поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи исследования:

- анализ выполненных исследований по разрушению откосов скальных уступов в приконтурной зоне карьера;
- теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) в приконтурной зоне карьера;
- разработка конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании для получения устойчивых уступов;
- разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании;
- промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании.

**Идея работы** заключается в создании экранирующей щели, обладающей достаточной защитной способностью в отношении разрушающего действия взрыва скважинных зарядов дробления на законтурный массив, что достигается применением эффективных параметров контурного взрывания, определенных на основе выявленных закономерностей процесса формирования щели и зоны нарушений в законтурном массиве при взрыве оконтуривающих зарядов.

**Научные положения**, выносимые на защиту:

- существенного повышения защитной способности экранирующей щели за счет совершенствования параметров контурного взрывания можно достичь только увеличением ее ширины и сокращением длительности фазы сжатия волны напряжений, возбуждаемой взрывом зарядов дробления, которые в равной степени влияют на экранирующий эффект;
- процесс формирования экранирующей щели при взрыве оконтуривающих зарядов включает три этапа: развитие сети трещин (дробление породы) в межскважинном целике, расширение щели и рыхление раздробленной породы, частичное схлопывание вследствие разгрузки массива;

– раскрытие экранирующей щели за счет закрытия трещин в прилегающем массиве растет пропорционально квадрату мощности зоны нарушений и сохраняется лишь при наличии заполнителя – раздробленной породы, причем, остаточное раскрытие прямо пропорционально ширине зоны развития трещин между оконтуривающими скважинами.

**Научная новизна** работы заключается в следующем:

– установлена закономерность выявления защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины и свойств заполнителя, параметров импульса напряжений при взрыве в приконтурной зоне и свойств горных пород;

– установлена закономерность процесса формирования экранирующей щели в зависимости от параметров контурного взрывания и механических свойств трещиноватого скального массива.

выявления защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины и свойств заполнителя, параметров импульса напряжений при взрыве в приконтурной зоне и свойств горных пород;

– процесса формирования экранирующей щели в зависимости от параметров контурного взрывания и механических свойств трещиноватого скального массива.

**Практическая ценность работы.** На основании выполненных исследований разработана методика определения параметров контурного взрывания, применение которых позволяет обеспечить устойчивость откосов уступов с углами не менее проектных, и за счет этого снизить затраты на вскрышные работы по разноске бортов.

**Реализация результатов.** Разработаны и внедрены на карьере СПМК-5 государственного объединения «Ўртаосиёмахсускурилиш» параметры контурного взрывания для заоткоски 20 – метровых уступов под углом  $60^0$ , что обеспечило устойчивость откосов. Годовой экономический эффект за счет сокращения объема вскрышных работ составляет 183 сум на  $1 \text{ м}^3$  взрываеваемой горной массы.

**Апробации работы.** Основные положения магистерской диссертации отражены в следующих публикациях автора:

1. Норов Д.Ш., Мирзаева Ф.Ж., Арапчаев Н.Е. Определение параметров контурного взрывания из условия развития трещин в межскважинном целике. // Горный вестник Узбекистана. 2011, № . – С.

2. Мирзаева Ф.Ж., Арапчаев Н.Е., Норов Д.Ш. Критерий оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании. // Горный вестник Узбекистана. 2011, № . – С.

3. Мирзаева Ф.Ж., Арапчаев Н.Е., Норов Д.Ш. Теоретические исследования коэффициента защитной способности экранирующей щели. // Горный вестник Узбекистана. 2011, № . – С.

**Структура и объем диссертации.** Диссертация состоит из введения, трех глав и заключения, изложенных на 74 страницах, включая 7 рисунков, 5 таблиц и 73 наименования использованной литературы.

Автор выражает искреннюю благодарность и глубокую признательность научному руководителю – заместителю начальника по горным работам Центральной научно–исследовательской лаборатории Навоийского горно–металлургического комбината, доктору технических наук, профессору Норову Юнусу Джумаевичу и инженеру горного бюро Центральной научно–исследовательской лаборатории Навоийского горно–металлургического комбината Заирову Шерзоду Шариповичу за оказанную научную и практическую помощь.

# 1. АНАЛИЗ ВЫПОЛНЕННЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО РАЗРУШЕНИЮ ОТКОСОВ СКАЛЬНЫХ УСТУПОВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

## 1.1. Анализ исследований влияния взрывных работ в приконтурной зоне на состояние откосов скальных уступов

Применительно к оценке влияния взрывных работ на формирование устойчивых откосов скальных уступов наиболее приемлемо использовать разработанную методику, опубликованную в работах [1–5].

Как показывают исследования по определению устойчивых углов погашения бортов и уступов карьеров на железорудных месторождениях различных генетических классов, предельные устойчивые углы погашения уступов  $\alpha_y$  и бортов  $\alpha_b$  в среднем составляют [6–17]:

1. Для месторождений первого класса в зависимости от состояния пород угол откоса уступа равен: в среднеблочных породах  $\alpha_y = 45–50^\circ$ , в крупноблочных –  $\alpha_y = 50–55^\circ$  и в крупноблочных с сомкнутыми трещинами  $\alpha_y = 60–65^\circ$ . Угол погашения бортов (выпуклый профиль) соответственно составляет 40, 46 и  $55^\circ$ .

2. Для месторождений первой группы второго класса по лежащему боку углы откосов уступов составляют  $\alpha_y = 45–55^\circ$  при  $\alpha_b = 40–45^\circ$ . По висящему боку предельные по устойчивости углы откосов уступов определяются состоянием пород и составляют: в мелкоблочных породах  $\alpha_y = 50^\circ$ , в среднеблочных  $\alpha_y = 60–65^\circ$ , в среднеблочных породах с плотно сомкнутыми трещинами и в крупноблочных породах  $\alpha_y = 65–70^\circ$ . Устойчивые углы погашения бортов соответственно равны  $40–45^\circ$ ;  $50–55^\circ$  и  $55–60^\circ$ .

3. Для месторождений второй группы второго класса для осадочного комплекса пород в зависимости от их крепости устойчивость уступов может быть обеспечена при углах заоткоски  $45–60^\circ$ , тогда как устойчивый угол

погашения борта в осадочных породах определяется углом падения трещин и не превышает  $20\text{--}30^{\circ}$ .

4. Для месторождений третьего класса устойчивые углы заоткоски уступов по лежащему борту равны  $\alpha_y = 45\text{--}60^{\circ}$  при  $\alpha_6 = 40\text{--}45^{\circ}$ , а по висячему – для выветрелых, слабовыветрелых и сохранных пород  $\alpha_y$  равен  $50\text{--}60$ ;  $60\text{--}70$  и  $70\text{--}75^{\circ}$ , а угол погашения борта  $\alpha_6 = 50\text{--}55^{\circ}$  и более.

Таким образом, наиболее благоприятным геолого–структурными характеристиками, позволяющими достигать высоких углов заоткоски уступов, обладают вмещающие породы месторождений 3 класса и первой группы 2 класса, несколько хуже (из–за невыдержанной ориентировки систем трещин) – породы месторождений первого класса, а наихудшими – породы месторождений второй группы 2 класса.

Для месторождений 1, 3, 4 классов и первой группы 2 класса характерно отсутствие трещин, пересекающих откосы уступов, за исключением отдельных участков по лежащему борту. В этих условиях предельно достижимые углы погашения бортов карьеров целиком определяются шириной транспортных берм и углами откосов уступов, которые существенно зависят от степени нарушенности приоткосной части массива взрывными работами.

По данным [18] применение контурного взрывания позволяет увеличить углы откосов по сравнению заоткоской обычными взрывами на  $5\text{--}15^{\circ}$  и обеспечить их длительную устойчивость при проектных (предельно устойчивых) углах откосов.

При наличии трещин, полого падающих в сторону карьера (характерно для месторождений второй группы 2 класса), предельно достижимые углы погашения бортов целиком определяются сохранностью контактов по трещинам. Применение контурного взрывания и ограничения параметров взрывания в приконтурной зоне позволяет в данных условиях обеспечивать устойчивость уступов при подсечении трещин.

Наблюдения за деформациями откосов скальных уступов показывают, что наиболее опасные нарушения массива практически всегда совпадают с плоскостями ослабления геологического происхождения. Однако характер деформаций не всегда одинаков и существенно зависит как от прочностных характеристик массива, так и ориентации плоскостей ослабления. Необходимо отметить, что ориентация плоскостей ослабления и значение величин сцепления и коэффициента внутреннего трения по этим плоскостям после взрыва играют решающую роль как при решении вопроса об устойчивости откоса, так и при решении вопроса о допустимых напряжениях во фронте волн сжатия.

Наблюдения за деформациями уступов, приведенных в работах [14, 19, 20] свидетельствуют о том, что при длительном стоянии профиль откоса уступа приближается к профилю границы зоны разрушения межблочных связей в законтурном массиве. Анализ источников [21, 22] позволяет выделить пять наиболее типичных вариантов формирования устойчивой поверхности откоса скальных уступов в зависимости от ориентации наиболее ярко выраженной системы трещин.

При наличии системы трещин, полого падающих в сторону карьера, деформации уступов связаны с обрушением по плоскостям скольжения, образуемым в результате развития и соединения трещин данной системы под воздействием сжимающих напряжений во фронте волны напряжений при производстве взрывов. Устойчивость уступа при такой ориентации трещин всецело зависит от сохранности контактов поверхностей ослабления. Этот случай ориентации трещин является наиболее опасным. Обеспечение сохранности контактов возможно лишь при использовании предварительного щелеобразования и наложении жестких ограничений на параметры буровзрывных работ (БВР) в приконтурной зоне карьера.

При наличии системы крутопадающих в сторону карьера трещин, заоткоска происходит по одной из трещин системы. Однако формирование потенциальных плоскостей скольжения в результате развития трещин данной

системы под воздействием растягивающих напряжений в отраженной от трещины волне происходит и на больших расстояниях от взрыва. Наблюдения за деформациями откосов показывают, что с течением времени, возможно отслоение и обрушение массива по плоскостям трещин, ослабленных взрывом. Но благодаря быстрому затуханию волн напряжений с расстоянием, при такой ориентации трещин размеры зоны нарушений сравнительно не велики.

Такую ориентацию трещиноватости можно считать наиболее благоприятной с точки зрения влияния взрывных работ вблизи предельного контура на устойчивость уступа. Целесообразность применения контурного взрывания в этом случае обусловлена повышением точности оконтуривания и ускорением процесса формирования устойчивой поверхности откоса.

При углах падения наиболее ярко выраженных трещин, близких к вертикальным, устойчивый угол откоса целиком определяется размерами зоны нарушения межблочных связей. Применение предварительного щелеобразования является достаточной мерой для достижения длительной устойчивости уступов под проектным углом. Однако в отдельных случаях, особенно при мелкоблочном строении массива, производство крупномасштабных взрывов в приконтурной зоне может приводить к формированию откоса по ступенчатой поверхности, что необходимо учитывать при выборе параметров БВР.

При наличии пологопадающей системы трещины в тыл массива применение предварительного щелеобразования особенно эффективно. При ограничении зоны нарушений достигаются весьма крутые углы заоткоски уступов, в то время как при обычном взрывании в результате нарушения законтурного массива формируется угол откоса, близки к естественному углу откоса дробленых отдельностей. Причина заключается в том, что, несмотря на отсутствие опасно ориентированных трещин, массив подвергается интенсивным деформациям на значительно большую глубину, чем в ранее рассмотренных вариантах, так как в этом случае каждый слой является

своеобразным волноводом, что способствует разрушению межблочных связей на значительных расстояниях от зарядов.

В целом, необходимо отметить, что наличие зоны нарушений во всех случаях приводит к выполаживанию откосов уступов против проектных. Независимо от строения массива после выполаживания профиль откоса приближается к профилю зоны нарушения межблочных связей и имеет выпуклую форму.

Правильный выбор оконтуривающих зарядов и ограничение параметров БВР в приконтурной зоне имеют наиболее важное значение при строении массива.

В соответствии с Едиными правилами безопасности [23] при постановке бортов карьеров на предельный контур допускается ширина берм не менее  $1/3 H_y$ .

Следовательно, при заданном по устойчивости, угол заоткоски уступа ( $\alpha_y$ ) и его высота ( $H_y$ ), предельный технологически достижимый угол погашения борта ( $\alpha_\delta^t$ ), на котором предусматривается оставление берм и площадок под оборудование общей шириной  $B \cdot H_\delta$ , для борта высотой ( $H_\delta$ ), может быть определен по формуле [24]:

$$\operatorname{tg} \alpha_\delta^t = H_\delta \left[ H_\delta \operatorname{ctg} \alpha_y + \frac{H_\delta}{3} (n - 1) + H_\delta B \right]^{-1}, \quad (1.1)$$

где  $B$  – ширина транспортных берм, приходящейся на единицу высоты борта карьера, м/м;

$n$  – число уступов

$$n = \frac{H_\delta}{H_y}.$$

Ниже приведены расчетные значения предельных технологически достижимых углов погашения борта для карьера глубиной 600 м при различных значения  $\alpha_y$ . Расчет произведен для уступов высотой  $H_y=30$  и при отсутствии транспортных берм ( $B=0$ ).

$\alpha_y$ , град	40	45	50	55	60	65	70	75	80
$\alpha_6^T$ , град	33,5	37,0	40,5	45,5	47,5	51,3	55,0	59,0	63,0

Из сопоставления расчетных значений  $\alpha_8^t$  со значениями устойчивых углов уступов и бортов карьеров на железорудных месторождениях различных генетических типов следует, что практически во всех случаях, за исключением месторождений второй группы II класса (Коршуновского карьера), предельно технологически достижимые углы погашения меньше или близки к устойчивым. Если же учесть, что ширина транспортных берм на предельном контуре карьера при железнодорожном и автомобильном транспорте составляет, соответственно, не менее 50 и 30 м на 100 м его высоты, то технологически достижимые углы погашения бортов, отстроенные с учетом транспортных берм на  $7-15^0$  положе предельно допустимых по устойчивости. Таким образом, при проектных углах погашения борта железорудных карьеров являются потенциально устойчивыми. А проектные углы откосов уступов принимаются равными предельным по устойчивости.

Однако при подготовке скальных пород к выемке с использованием взрывных работ наблюдаются значительные деформации массива за поверхностью отрыва [14, 17, 18, 20, 25-29], что приводит к выполаживанию откосов и разрушению предохранительных и транспортных берм. Для восстановления транспортных коммуникаций в этом случае требуется дополнительная разноска бортов карьера, что связано со значительными материальными затратами на удаления дополнительного объема вскрышных пород и расконсервацию борта. В связи с этим для глубоких карьеров экономически оправдано [30] применение специальной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне и проведение мероприятий, направленных на обеспечение устойчивости уступов под проектным углом откоса.

Наиболее технологичным, обеспечивающую высокую производительность, и достаточно эффективным способом управление состоянием формируемых уступов, является контурное взрывание. Относительная дешевизна контурного взрывания по сравнению с искусственным укреплением откосов делает его незаменимым при оформлении откосов уступов.

Эффективность мероприятий по предотвращению выполаживания откосов уступов определяется по формуле:

$$\Theta = C_1 V - C_2 S, \quad (1.2)$$

где  $\Theta$  – экономический эффект от внедрения мероприятий, предотвращающих выполаживание откосов уступов и необходимость дополнительной разности бортов, сум/год;

$C_1$  – прямые затраты на удаление вскрышных пород, сум/м<sup>3</sup>;

$V$  – дополнительный объем вскрыши, подлежащей удалению в расчетном году при планомерной разности бортов с учетом выполаживания откосов, м<sup>3</sup>/год;

$C_2$  – затраты на контурное взрывание, сум/м<sup>2</sup>;

$S$  – суммарная поверхность откосов уступов, выводимых на проектный контур в расчетном году, м<sup>2</sup>/год.

Дополнительный объем вскрыши при отказе от мероприятия по обеспечению устойчивости откосов уступов в карьере вытянутой формы на 1000 м протяженности борта определяется по формуле:

$$\Delta V = 500 H_{\delta}^2 (ctg \alpha_{\delta_1} - ctg \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3 / \text{км} \quad (1.3)$$

Для глубоких карьеров, имеющих в плане округлую форму, дополнительный объем вскрыши в карьере составит

$$\Delta V = H_{\delta}^3 (ctg^2 \alpha_{\delta_1} - ctg^2 \alpha_{\delta_2}), \text{ м}^3, \quad (1.4)$$

где  $\alpha_{\delta_1}$  и  $\alpha_{\delta_2}$  – усредненные углы погашения бортов в случае дополнительной разности из-за выполаживания уступов и при соблюдении проектных углов уступов, град.

Из (1.3) и (1.4) следует, что эффект от увеличения угла погашения борта особенно резко проявляется на глубоких карьерах эллипсоидной формы, к которым относится большинство железорудных карьеров.

## **1.2. Анализ исследований по применению и совершенствованию буровзрывных работ при заоткоске уступов**

Результаты исследований по применению контурного взрывания в горно–добывающей промышленности, гидротехническом и транспортном строительстве отражены в работах [18,21,25,27,28,31–37]. Анализируя результаты данных работ, следует отметить два основных направления развития технологии контурного взрывания в зависимости от основной решаемой задачи:

1. Обеспечение высокой точности оконтуривания профилируемой выработки.
2. Снижение нарушенности массива за проектным контуром с целью обеспечения его устойчивости.

Решение одной из этих задач автоматически приводит к частичному решению другой.

Требование ограничения нарушенности законтурного массива обычно является более жестким и определяется конкретными требованиями к профилируемой поверхности с учетом строения массива и физико–механических свойств пород.

При проходке выработок на подземных работах основным требованием к контурному взрыванию является [38,39] высокая точность оконтуривания выработок, что связано со снижением перебора породы и расхода цементирующего раствора на крепление.

В гидротехническом строительстве [40] при создании котлованов под основание ГЭС, наряду с высокой точностью оконтуривания, существенное значение имеет ограничение трещинной нарушенности массива.

Основной задачей, решаемой при использовании контурного взрывания на карьерах, является обеспечение длительной устойчивости уступов с проектным углом откоса, что требует ограничить размеры зоны нарушения межблочных связей. Шероховатость же откоса, в этом случае, несущественно.

В промышленности нашли применение два способа контурного взрывания: гладкое взрывание и предварительное щелеобразование.

Способ гладкого взрывания предусматривает взрывание оконтуривающих зарядов после рыхления породы в приконтурной зоне и обеспечивает отбойку наиболее нарушенной части пород и получение гладкой поверхности отрыва по линии оконтуривающих зарядов.

Способ полностью отвечает требованию высокой точности оконтуривания профилируемой выработки и нашел применение в шахтном строительстве.

Применение скважин большого диаметра (200–320 мм) при дроблении пород на карьерах приводит к резкому увеличению размеров зоны разрушения, особенно в верхней части уступа. В этом случае применение гладкого взрывания обычно не обеспечивает требуемого по устойчивости ограничения зоны деформаций. Положительные результаты могут быть достигнуты лишь в крупноблочных массивах, сложенных прочными ( $f = 15–20$ ), вязкими породами при заоткоске уступов по естественным трещинам, крутопадающим в сторону карьера.

Существенно лучшие результаты дает применение предварительного щелеобразования. При этом до взрыва основных зарядов дробления по проектному контуру создается экранирующая щель. Наличие экранирующей щели позволяет снизить в 2–4 раза [41–44] напряжения во фронте волны сжатия, генерируемой взрывом основных зарядов, и, тем самым, уменьшить ширину зоны деформаций. Экранирующая щель по проектному контуру создается путем одновременного взрывания ряда сближенных оконтуривающих зарядов. Заряды располагаются в скважинах равномерно по

всей длине с радиальным зазором, который иногда заполняют сыпучей забойкой. Конструктивно могут использоваться заряды из гирлянд, состоящих из патронированных, шланговых зарядов сыпучих ВВ в полотняных или пластиковых оболочках. Наличие воздушного зазора или пористой забойки способствует гашению ударных волн. В результате даже при использовании бризантных действие взрыва на массив приближается к действию фугасных ВВ.

В работе [37] путем экспериментальных исследований установлено, что при увеличении коэффициента декаплинга (отношение диаметра скважины к диаметру заряда) происходит быстрое снижение максимальных радиальных напряжений, действующих на поверхность зарядной полости. В диапазоне значений  $d_c/d_3 = 1,1-2,5$  относительное снижение напряжений происходит по зависимости  $\exp[-k(d_c/d_3)]$ , где  $k$  зависит от заполнителя кольцевого зазора и составляет для породной мелочи основного состава 1,05; для кварцевого песка 1,18; для воздуха 2,03. В работе [37] отмечается также, что при коэффициенте декаплинга более 2,0–2,5 даже в случае применения бризантных ВВ процесс нагружения можно рассматривать в квазистатическом приближении.

Механизм формирования экранирующей щели в настоящее время изучен не достаточно. Однако имеющиеся сведения [42,45–47] позволяют дать качественную характеристику формирования щели. При взаимодействии соседних зарядов между ними прорастает одна или несколько трещин, расширяющихся под воздействием давления продуктов детонации. Количество трещин, прорастающих между зарядами, зависит от трещиноватости массива, свойств пород, скорости подвода энергии. На практике по линии контура обычно развивается сеть трещин. Раскрытие щели происходит за счет уплотнения пустот в прилегающей части массива.

В настоящее время известно несколько методов подхода к расчету параметров оконтуривающих зарядов.

В работах [25,31,34,42] предложены зависимости, полученные из условия формирования щели, как следствия развития зоны пластических деформации при взаимодействии двух сближенных зарядов.

В работах [28,35,36] предлагаются зависимости, полученные в предположении развития по линии зарядов сплошной магистральной трещины. Расчет основан на переходе от сжимающих напряжений к растягивающим, которые должны превышать прочность породы на разрыв.

В работе [32] расчет параметров оконтуривающих зарядов предлагается производить в предположении одновременности отрыва по всей поверхности контура, что допустимо лишь при очень малых расстояниях между зарядами.

Кроме того, известен ряд эмпирических зависимостей [44,48,49] между параметрами оконтуривающих зарядов и шириной зоны нарушений, полученных на основании замеров деформаций или сейсмометрических исследований. Область возможного использования этих зависимостей, как правило, ограничена месторождениями, для которых они получены.

Анализ названных выше работ показывает, что независимо от метода подхода практически все предлагаемые зависимости представляют собой условие образования экранирующей щели и не учитывают весьма важный фактор – соответствие параметров контурного взрывания требованиям устойчивости. Предлагаемые зависимости фактически представляют собой лишь соотношение основных параметров оконтуривающих зарядов (диаметр скважины, расстояние между скважинами, масса заряда) с учетом тех или иных характеристик пород. Вопрос же о выборе рациональных параметров для конкретных условий остается открытым. Кроме того, учет прочности трещиноватых скальных пород коэффициентом крепости или пределом прочности пород на растяжение (сжатие), пренебрежение влиянием трещиноватости массива наряду с допущениями теоретического плана приводят к резкому снижению точности расчетов. Так расчет параметров оконтуривающих зарядов по данным зависимостям дает расхождение по

линейной массе заряда более чем в три раза. Поэтому в настоящее время наибольшее распространение получил метод аналогии.

В работах [18,21] приведены ориентировочные параметры оконтуривающих зарядов, полученные в результате обобщения фактических данных. В [18] рекомендуется применять диаметр оконтуривающих скважин в пределах 100–150 мм. В то же время отмечается, что положительные результаты могут быть достигнуты и при большем диаметре скважин. Ориентировочные значения параметров оконтуривающих зарядов, рекомендуемые в [18] при использовании скважин диаметром 100–150 мм приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Линейная масса заряда скважины в зависимости от расстояния между контурными скважинами, удельного расхода и коэффициента крепости пород

Коэффициент крепости породы	Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Линейная масса заряда скважины (кг) в зависимости от расстояния между контурными скважинами (м)		
		1,0	1,5	2,0
16–20	0,8–1,0	1,5	2,2	3,0
10–12	0,5–0,6	1,0	1,5	2,0
6–8	0,3–0,4	0,8	1,2	1,5

В работе [21] параметры оконтуривающих скважинных зарядов рекомендуется выбирать в соответствии с табл. 1.2.

Таблица 1.2

Линейная масса заряда в зависимости от диаметра скважины, расстояния между контурными зарядами и коэффициента крепости пород

Расстояние между скважинами, м	Диаметр скважин, мм	Линейная масса заряда (кг/м) при коэффициенте крепости f		
		12–16	6–12	4–6
0,8–1,0	80–100	0,7	0,5	0,4
1,0–1,2	80–100	0,8	0,6	0,5
1,2–1,5	100	1,0	0,8	0,7
1,5–2,0	100–150	1,5	1,2	1,0
2,0–2,5	100–200	1,8	1,5	1,2

Значительное расхождение рекомендуемых в [18] и [21] параметров, по-видимому, вызвано различием критериев оценки результатов применения контурного взрывания и свидетельствует о том, что выбор параметров контурного взрывания по данным таблицам является весьма приблизительным.

По данным работ [41–44] с учетом требований устойчивости откосов, максимальная возможная защитная способность экранирующей щели, оцениваемая по относительному снижению амплитудных значений массовой скорости смещения за фронтом волны напряжений, не превышает  $k_a = 2,0–4,0$ . Поэтому требование ограничения зоны нарушений за проектной поверхностью отрыва накладывает определенные ограничения на параметры БВР в приконтурной зоне. В связи с этим представляет интерес оценка влияния параметров БВР и технологии ведения взрывных работ, а также геолого–структурных факторов на размеры зоны нарушений.

Ширина зоны заколов, определяющая участок бермы, подверженному интенсивному осыпанию, согласно [29] может быть определена из выражения

$$A = C^3 \sqrt{Q} \quad (1.5)$$

где  $C$  – эмпирический коэффициент, определяемый согласно табл.1.3;

$Q$  – масса заряда в одной (при однорядном) или двух (при двурядном взрывании) скважинах в приконтурной ленте, кг;

$A$  – ширина зоны заколов, м.

Из уравнения (1.5) и табл. 1.3 следует, что ширина зоны заколов может быть определена лишь в первом приближении, так как ориентировка трещиноватости учитывается весьма приближенно, а параметры БВР в приконтурной зоне не учитываются вообще. Из табл. 1.3 следует, что ширина зоны заколов возрастает с увеличением интенсивности трещиноватости и уменьшением вязкости пород. Наличие систем трещин, ориентированных

вдоль направления распространения волн напряжений. способствует значительному увеличению зоны заколов.

Таблица 1.3

## Значение коэффициента С для различных типов пород

Типы пород	Обобщающие характеристики пород (массивов)		
	Хрупкие	Средней хрупкости	Не хрупкие
Сильная трещиноватость, одна система совпадает с направлением взрывания	1,4–2,0	0,8–1,3	0,6–0,8
Трещиноватость сильная со слабыми контактами	1,0–1,6	0,7–1,0	0,5–0,7
Трещиноватость средняя	0,6–1,2	0,4–0,7	0,1–0,4
Трещиноватость слабая	0,2–0,7	0,1–0,2	0,0–0,1

В работе [50] отмечается, что в условиях Сатинских магнетитовых карьерах, на участках с наличием трещин подрезаемых откосом уступа, использование диагональной схемы КЗВ вместо рядной схемы с замедлением между рядами уменьшает ширину зоны деформаций почти в два раза. Совместное применение предварительного щелеобразования и диагональной схемы КЗВ позволило уменьшить ширину зоны деформаций в 3–4 раза. Благодаря этому удалось обеспечить устойчивость уступов даже при наличии подрезанных откосом трещин слоистости с углом падения в сторону выработанного пространства до  $35^\circ$ .

На основании экспериментальных исследований установлено [58,59], что в идентичных горно–геологических условиях применение наклонных скважин ( $\alpha=60^\circ$ ) вместо вертикальных позволяет сократить ширину зоны остаточных деформаций в 1,2–1,5 раза. Изменение схемы взрывания с рядной на поперечные ряды дает уменьшение зоны остаточных деформаций в 1,75 раза. Применение зарядов с осевым воздушным

промежутком способствует сокращению зоны деформаций [27,51] в 1,1 раза. Изменение количества рядов скважин в приконтурной зоне с двух до десяти по данным [27] при порядной схеме взрывания не оказывает влияния на ширину зоны деформаций. Такой результат свидетельствует о преимущественном влиянии на ширину зону деформаций зарядов, расположенных в ближайшем к проектному контуру ряду. Однако при других схемах взрывания увеличение количества рядов скважин обычно сопровождается увеличением массы заряда в одной ступени замедления, что неминуемо приведет к увеличению напряжений, действующих на массив, и увеличению зоны нарушений.

В работе [41] установлено, что величина сейсмического эффекта в ближней зоне при мгновенном взрывании возрастает с увеличением числа рядов до 4–5 примерно пропорционально корню квадратному из числа рядов. При дальнейшем увеличении количества рядов увеличение сейсмозффекта не наблюдается. Сейсмический эффект при многорядном взрывании по сравнению с однорядным максимально возрастает в 2,2–2,4 раза. Такое же увеличение сейсмического эффекта наблюдается при взрывах в зажатой среде.

Сопоставление данных по массовой скорости смещения в ближней зоне (непосредственно за границей зоны трещинообразования) показывает, что применение скважинных зарядов диаметром 105 мм по сравнению с зарядами диаметром 230 мм позволяет уменьшить сейсмический эффект в 1,8–2,2 раза.

Результаты экспериментальных исследований, приведенных в работе [52], также свидетельствует о значительном снижении мощности нарушенного слоя при переходе на скважинные заряды уменьшенного диаметра. Массовая скорость смещения значительно зависит от ориентации взрывааемых зарядов и направления детонации относительно охраняемого объекта (откоса). Наибольшее снижение сейсмического эффекта достигается при расположении охраняемого объекта во фланг от ряда одновременно

взрываемых скважин. Причем, последовательность инициирования следует принимать от охраняемого объекта. Это позволяет уменьшить сейсмический эффект в 2–5 раза. Массовая скорость смещения снижается при увеличении числа групп замедления и соответствующем уменьшении массы одновременно взрываемых зарядов. Максимальное снижение сейсмического эффекта за счет применения короткозамедленного взрывания достигается при интервалах замедления равных полупериоду волны напряжений. Для практических целей рекомендуется использовать интервал замедления  $\tau = 25\text{--}35$  мс. Аналогичные результаты по исследованию сейсмического эффекта взрывов приведены в работах [43,44,49,53]. Расстояние от зарядов дробления до проектного контура целесообразно принимать равным ширине зоны трещинообразования. Согласно [54] ширину зоны развития трещин рекомендуется определять по формуле [55]:

$$r_{\max} = r_c \sqrt{\frac{kP}{\sigma_p}}, \quad (1.6)$$

где:  $r_{\max}$  – радиус трещиноватой зоны вокруг скважины с одной обнаженной поверхностью, м;

$r_c$  – радиус скважины, м;

$k$  – коэффициент динамичности,  $k = 2$ ;

$P$  – максимальное давление на стенки скважины при взрыве, Па;

$\sigma_p$  – предел прочности на разрыв при динамическом нагружении, Па;

или по формуле В.К.Мартынова [48]:

$$r_{\max} = 0,886d_c \sqrt{\frac{\Delta}{(0,4+0,1f)}}, \quad (1.7)$$

где  $f$  – коэффициент крепости породы по шкале проф. М.М. Протодяконова;

$d_c$  – диаметр скважин, м;

$\Delta$  – плотность заряжения, кг/м<sup>3</sup>;

$f$  – коэффициент работоспособности ВВ,  $f = 1,43\text{--}1,72$ .

В работе [54] показано, что расчет по этим формулам дает близкие результаты. Уменьшение расстояния от заряда до экранирующей щели приведет к резкому увеличению зоны нарушений, а, поэтому, недопустимо. В работе [56] показано, что наличие экранирующей щели способствует локализации энергии взрыва в разрушаемом объеме. Поэтому следует ожидать, что удовлетворительное качество дробления может быть достигнуто при расположении зарядов на расстояниях, несколько превышающих рассчитанное по формулам (1.6) и (1.7).

Таким образом, максимальное снижение ширины зоны нарушений за проектной поверхностью отрыва при минимальных ограничениях размеров взрывааемых блоков в приконтурной зоне может быть достигнуто за счет:

1. Применение наклонных скважин.
2. Короткозамедленного взрывания ( $\tau \geq 25$ мс).
3. Использования диагональной схемы взрывания или взрывания поперечными рядами с включением в каждую серию замедления не более одного заряда, расположенного в ближайшем к экранирующей щели ряду.
4. Уменьшения массы одновременно инициируемого ВВ за счет увеличения числа групп замедления или сокращения размеров взрываемого блока.
5. Уменьшения диаметра скважин.
6. Применения осевых воздушных промежутков.
7. Применения рассредоточенных зарядов и внутрискважинного замедления.

Анализ влияния взрывных работ в приконтурных зонах карьеров на устойчивость откосов скальных уступов и бортов показал:

1. В большинстве случаев проектные углы погашения бортов карьеров меньше предельных по устойчивости. Проектные углы погашения откосов уступов во всех случаях принимаются равными предельно устойчивым с учетом нормативного коэффициента запаса. Однако при обычной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне наблюдается разрушение

межблочных связей на значительную глубину, особенно в верхней части уступа, что приводит к выполаживанию откосов уступов и зауживанию транспортных берм.

2. Восстановление транспортных коммуникаций за счет дополнительной разности бортов связано со значительными материальными затратами. Поэтому применение контурного взрывания при оформлении откосов скальных уступов экономически оправдано.

3. При отсутствии системы трещин, подрезаемых откосом уступа, формирующийся в процессе длительного стояния профиль откоса целиком определяется мощностью и профилем зоны нарушения межблочных связей от непосредственного воздействия взрыва в приконтурной зоне. Последующие взрывы во внутренней зоне карьера способствует осыпанию наиболее нарушенной верхней части откоса отступа.

При наличии пологопадающей в сторону карьера системы трещин устойчивость уступа с углом откоса, большим угла падения трещин, может быть сохранена лишь при условии сохранности контактов по межблочным трещинам наиболее опасной системы. Применение предварительного щелеобразования в комплексе с осторожным взрыванием в приконтурной зоне в большинстве случаев позволяет обеспечить сохранность контактов по наиболее опасной системе трещин и, тем самым, достигнуть устойчивости уступов при наличии полого падающих трещин, подрезаемых откосом. Однако длительная устойчивость таких уступов существенно зависит от сейсмического воздействия последующих взрывов во внутренней зоне карьере.

Анализ исследований по применению специальных методов ведения БВР при оформлении откосов уступов показал, что наиболее эффективным способом ограничения зоны деформаций за проектной поверхностью отрыва является применение предварительного щелеобразования.

Анализ исследований по выбору параметров оконтуривающих зарядов для создания экранирующей щели выявил отсутствие методики,

позволяющей достаточно обоснованно и однозначно рекомендовать параметры БВР для конкретных горно–геологических условий. Известные в настоящее время зависимости позволяют лишь ориентировочно оценить соотношение между основными параметрами оконтуривающих зарядов, но не дают ответа на вопрос – какие именно параметры следует считать рациональными; не позволяют даже ориентировочно рассчитать защитную способность создаваемого экрана и оценить техническую эффективность планируемых мероприятий по снижению ширины зоны нарушений. Поэтому на практике широко распространен метод аналогии. Доводка параметров оконтуривающих зарядов обычно осуществляется за счет изменения расстояния между скважинами и линейной массы зарядов. Выбор же диаметра скважин обычно производится произвольно в зависимости от наличного парка буровых станков. В настоящее время большинство исследователей считают, что рациональный диаметр оконтуривающих скважин находится в диапазоне 100–160 мм. Однако опыт работы Сарбайского, Соколовского, Первомайского и др. карьеров показал, что положительные результаты могут быть достигнуты и при использовании скважин диаметром 250 мм.

Отработка параметров и технологии ведения БВР в приконтурной зоне производится в направлении снижения сейсмического эффекта взрыва на законтурный массив с учетом фактически достигнутой защитой способности щели.

В связи с отсутствием теоретических зависимостей для расчета предельно допустимых, по условию сохранения устойчивости откосов, нагрузок на законтурный массив, отработку параметров БВР требуется производить для каждого участка, отличающегося строением массива или физико–механическими свойствами пород.

Применительно к условиям крупных карьеров, с учетом высокой концентрации и интенсификации работ, наряду с основной целью применения специальных методов ведения взрывных работ, сохранением

длительной устойчивости уступов при проектных углах откосов, весьма существенным является вопрос об ограничении параметров БВР в приконтурной зоне. Это вызвано тем, что снижение сейсмического эффекта от взрыва в приконтурной зоне за счет сокращения размеров взрываемых блоков, перехода на скважины меньшего диаметра и др. мероприятий, требующих существенного изменения технологии и работ, связано с удорожанием вскрышных работ в приконтурных зонах.

### **1.3. Цель и задачи исследования**

Целью работы является сокращение объемов вскрышных работ за счет получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов путем совершенствования параметров контурного взрывания.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи исследования:

- анализ выполненных исследований по разрушению откосов скальных уступов в приконтурной зоне карьера;
- теоретические исследования действия взрыва оконтуривающих скважинных зарядов ВВ в приконтурной зоне карьера;
- разработка конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании для получения устойчивых уступов;
- разработка методики расчета эффективных параметров скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании;
- промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании.

При выполнении работы использованы следующие методы:

- анализ и обобщение имеющихся исследований по данному направлению;
- аналитические исследования защитной способности экранирующей щели с использованием закона подобия и теории упругости;

– аналитические исследования процесса образования и размера экранирующих зон в межскважинном целике с использованием теории кинетики разрушения и физики взрыва;

– натурные экспериментальные исследования по разработке конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах, определение их эффективных параметров, на основе которых разработана методика их инженерного расчета;

– расчеты, анализ и обработка экспериментальных данных по определению эффективных параметров контурного взрывания на открытых горных работах методом математической статистики и корреляционного анализа с применением компьютерной техники.

## 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА ОКОНТУРИВАЮЩИХ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА

### 2.1. Определение критерий оценки применения защитной способности экрана при контурном взрывании на открытых горных работах

Устойчивость откосов в скальных породах определяется физико-механическими свойствами пород, протяженностью и ориентацией трещин относительно откоса, а также сцеплением, углом внутреннего трения по контакту, неровностью поверхности трещин и свойствами заполнителя.

В результате нарушения при взрыве происходит разупрочнение горных пород законтурного массива, вследствие изменения трещиноватости, появлении остаточных деформаций, снижении прочностных характеристик по контактам структурных блоков.

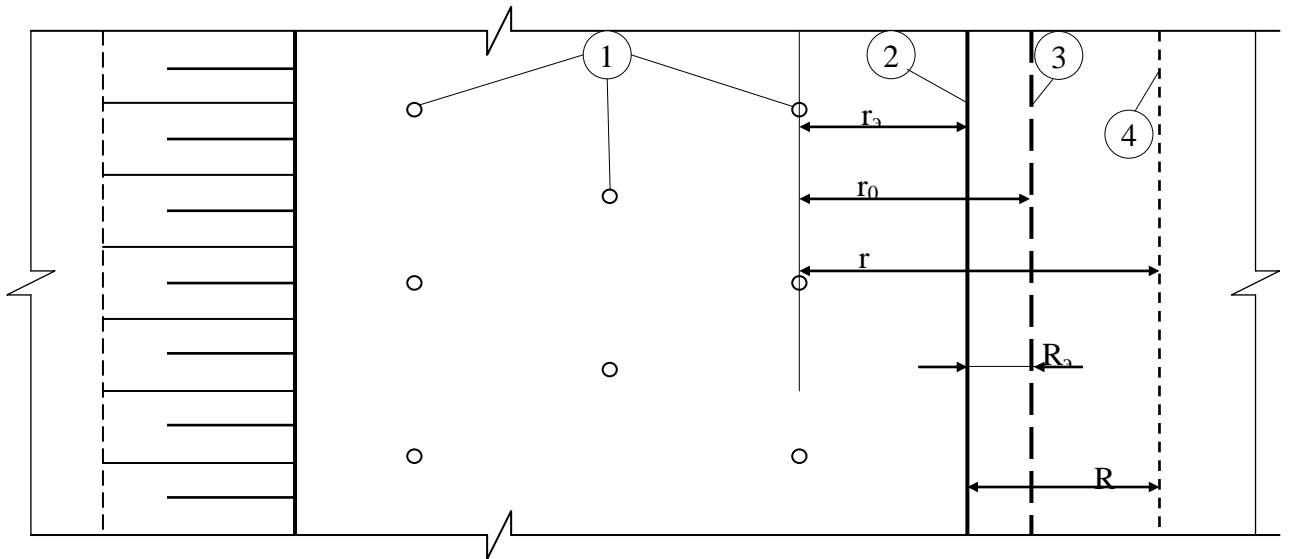
Наиболее объективной характеристикой снижения устойчивости приоткосной части уступа является изменение прочностных характеристик по контакту трещин. Однако трудности определения этих характеристик в натуральных условиях не позволяют использовать их в качестве критерия при оценке устойчивости откосов.

Установлено, что при долговременном стоянии профиль уступа приближается к профилю границы зоны нарушений. Поэтому по размерам нарушенной зоны и профилю границы зоны остаточных деформаций можно судить с длительной устойчивости уступа.

Количественную оценку эффекта от применения метода предварительного щелеобразования предлагается производить с помощью коэффициента эффективности применения контурного взрывания (рис.2.1), которая определяется по формуле:

$$K_3 = \frac{R}{R_3} = \frac{r-r_0}{r_3-r_0} \quad (2.1)$$

где  $K_3$  - коэффициент эффективности применения контурного взрывания;  
 $R$  и  $R_3$  - ширина зоны опасных деформаций за проектной границей отрыва, соответственно при отсутствии и при наличии экрана, м;  
 $r$  и  $r_3$  - расстояние от заряда ВВ до границы зоны опасных нарушений, соответственно без экрана и при его наличии, м;  
 $r_0$  - расстояние от заряда ВВ до экрана, м.



- 1 – заряды дробления в приконтурной зоне;
- 2 – проектный контур (экранирующая щель);
- 3 – граница зоны остаточных деформаций при наличии экранирующей щели;
- 4 – границы зоны остаточных деформаций при взрыве без экрана

**Рис. 2.1. Схема к расчёту коэффициента эффективности применения контурного взрывания**

Согласно схемы, приведенной на рис.2.1. массовая скорость смещения за фронтом волны направлений в массиве описывается выражением вида

$$U = K \left( \frac{m\sqrt{Q}}{r} \right)^v, \quad (2.2)$$

можно записать

$$r = \left( \frac{K}{[U]} \right)^{1/\nu} \cdot Q^{1/m};$$

$$r_0 = \left( \frac{K}{[U_n]} \right)^{1/\nu} \cdot Q^{1/m};$$

$$r_{\text{э}} = \left( \frac{K}{K_a [U]} \right)^{1/\nu} \cdot Q^{1/m};$$

Тогда

$$K_{\text{э}} = \frac{(U_n^{1/\nu} - [U]^{1/\nu}) K_a^{1/\nu}}{U_n^{1/\nu} - [U]^{1/\nu} \cdot K_a^{1/\nu}}, \quad (2.3)$$

где  $K$  - коэффициент грунтовых условий;

$Q$  - масса скважинного заряда ВВ при контурном взрывании, кг;

$[U]$  - критическое значение массовой скорости смешения за фронтом волны напряжений (при  $U < [U]$ , разрушающие деформации массива отсутствуют), м/с;

$U_n$  - массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, приходящей к экрану, м/с, при  $r_0$  равном радиусу зоны дробления  $U_n$  определяется прочностью породы;

$K_a$  - амплитудный коэффициент экранирования

$$K_a = \frac{U_n}{U_{\text{пр}}} \quad (2.4)$$

где  $U_{\text{пр}}$  - массовая скорость смещения за фронтом волны напряжений, прошедшей через экран, м/с;

$\mu$  и  $\nu$  - показатели степени.

Полученная формула (2.3) показывает, что имеются два возможных пути снижения ширины зоны остаточных деформаций:

1. Выбор параметров взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающих соответствующее ограничение напряжений в падающей волне сжатия;

2. Установление параметров оконтуривающих зарядов, обеспечивающих создание экранирующей щели с повышенной защитной способностью.

Из (2.3) следует, что практически при любом значении  $K_a$  можно подобрать параметры взрывания в приконтурной зоне, обеспечивающие ограничение размеров зоны деформации в заданных пределах. Однако в условиях интенсивной отработки карьерного поля с использованием высокопроизводительной техники введение значительных ограничений БВР в приконтурных зонах экономически нецелесообразно.

В работе [51] амплитудный коэффициент экранирования предлагается определять по формуле:

$$K'_a = \left[ \left( \frac{\rho V}{\rho_3 V_3} \right)^2 \cdot \frac{\pi^2 f^2 l_3^2}{V_3^2} + 1 \right]^{0.5}, \quad (2.5)$$

где  $\rho$  и  $\rho_3$  - плотность породы и заполнителя полости щели, кг/м<sup>3</sup>;

$V$  и  $V_3$  - скорость распространения продольных волн в породе и заполнителе полости щели, м/с;

$l_3$  - ширина экранирующей щели, м;

$f$  - частота нагружений при взрыве в приконтурной ленте, Гц.

Экранирующая щель располагается непосредственно на границе зоны дробления. Импульс напряжений имеет сравнительно простую форму, так как на рассматриваемых расстояниях еще не происходит разделения фронтов продольной и поперечной волн. Поэтому при замедленном взрывании и взрывании одиночных зарядов в приконтурной зоне частоту колебаний следует принимать равной

$$f = \frac{1}{2t}, \quad (2.6)$$

где  $t$  - время существования положительной фазы волны напряжений, с.

При короткозамедленном взрывании в приконтурной зоне частота колебаний обратно пропорциональна времени замедления. Значение  $t$  определяется экспериментально. Для ориентировочных расчетов можно считать  $t$  равным времени поддержания давления во взрываемой полости, которое [57-59] при взрывании уступов высотой 10-20 м составляет 8-15 мс.

В (2.5) не учитывается потеря энергии на пластические деформации заполнителя полости, хотя для щели, заполненной дробленой породой, это

величина может быть значительной. Следовательно, амплитудный коэффициент экранирования следует определять на условия

$$K_a = K'_a + K_n \quad (2.7)$$

где  $K'_a$  - определяется из уравнения (2.5);

$K_n$  - коэффициент, учитывающий снижению напряжений за счет потери энергии на пластические деформации заполнителя щели.

$$K_n = \left( \frac{A_0}{A_0 + \Delta A} \right)^{0.5},$$

$A_0$  - энергия в волне сжатия, прошедшей границу экранирующей щели (подводимая к проблемной породе, заполняющей щель);

$A$  - потеря энергия на пластические деформации заполнителя.

Согласно теории упругости, энергия, приходящаяся на единицу длины щели (в плоскости разреза, нормального к ее полости), при плоской выдаче может быть определена из условия

$$A_0 = \frac{\sigma^2 (1+\mu)(1-2\mu)}{2E} l_0,$$

где  $\sigma$  - снижающее напряжение во фронте волны при переходе через границу и экранирующей щели;

$E_1$ ,  $\mu$  - модуль деформации и коэффициент Пуассона на ветви нагружения;

$l_0$  - одиночная длина.

Потеря энергии на дробление заполнителя щели

$$\Delta A = A_n - A_p = \frac{2}{2} \frac{(1+\mu)(1-2\mu)}{1-\mu} \left( \frac{1}{E_1} - \frac{1}{E_2} \right) \ell_3,$$

где  $A_n$  и  $A_p$  - соответственно, затраты энергии на сжатие заполнителя и энергия его упругого восстановления при снятии нагрузки;

$E_2$  - модуль деформации заполнителя на ветви нагрузки.

После подстановки получим:

$$K_n = \left[ 1 - \ell_3 \left( 1 - \frac{E_1}{E_2} \right) \right]^{-0.5} \quad (2.8)$$

Отношение модуля деформации на ветви нагружения к модулю деформации на ветви разгрузки для дробленого материала по данным [60] составляет: для эффузивных пород - 0,26; для интрузивных - 0,33; для известняков - 0,207; для сланцев - 0,50.

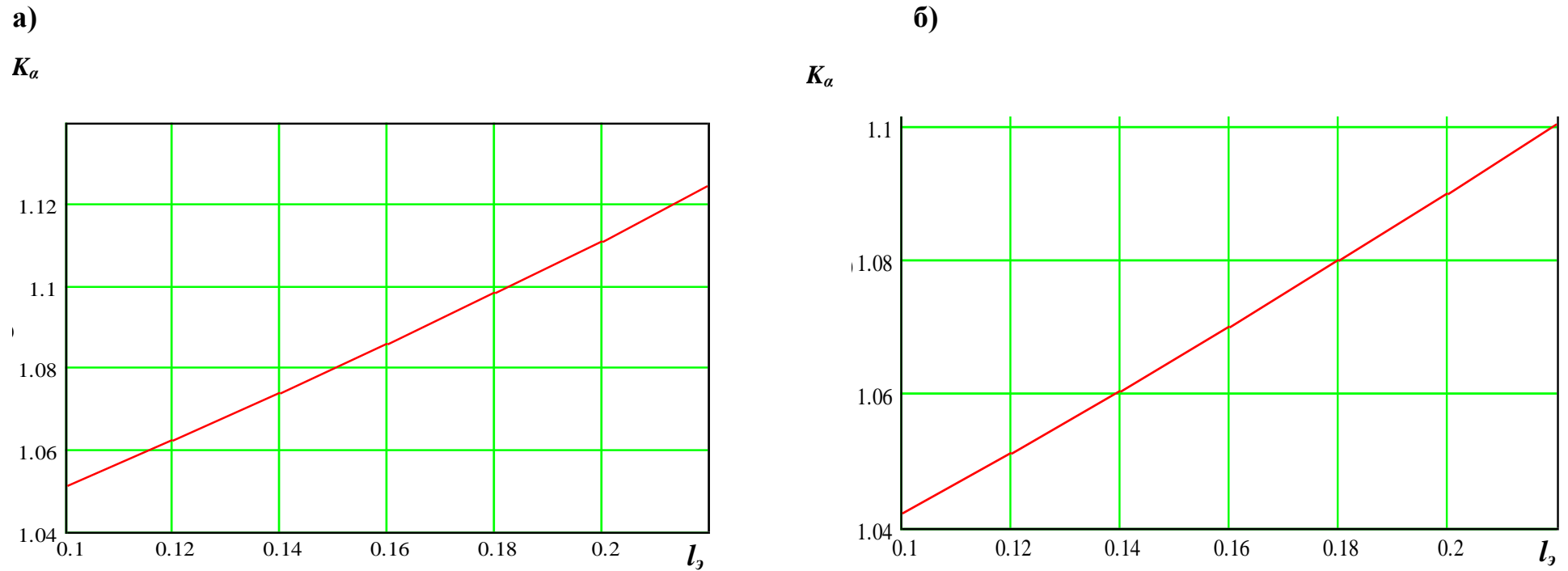
Таким образом, защитная способность экранирующей щели при контурном взрывании на открытых горных работах может быть оценена амплитудным коэффициентом, зависящей от ширины экранирующей щели, длительности взрывного импульса и физико-механических свойств заполнителя щели, по формуле:

$$K_a = \left[ \frac{\left( \frac{\rho V \pi f \ell_3}{\rho_3 V_3^2} + 1 \right)^2}{1 - \ell_3 (1 - E_1/E_2)} \right]^{0.5} . \quad (2.9)$$

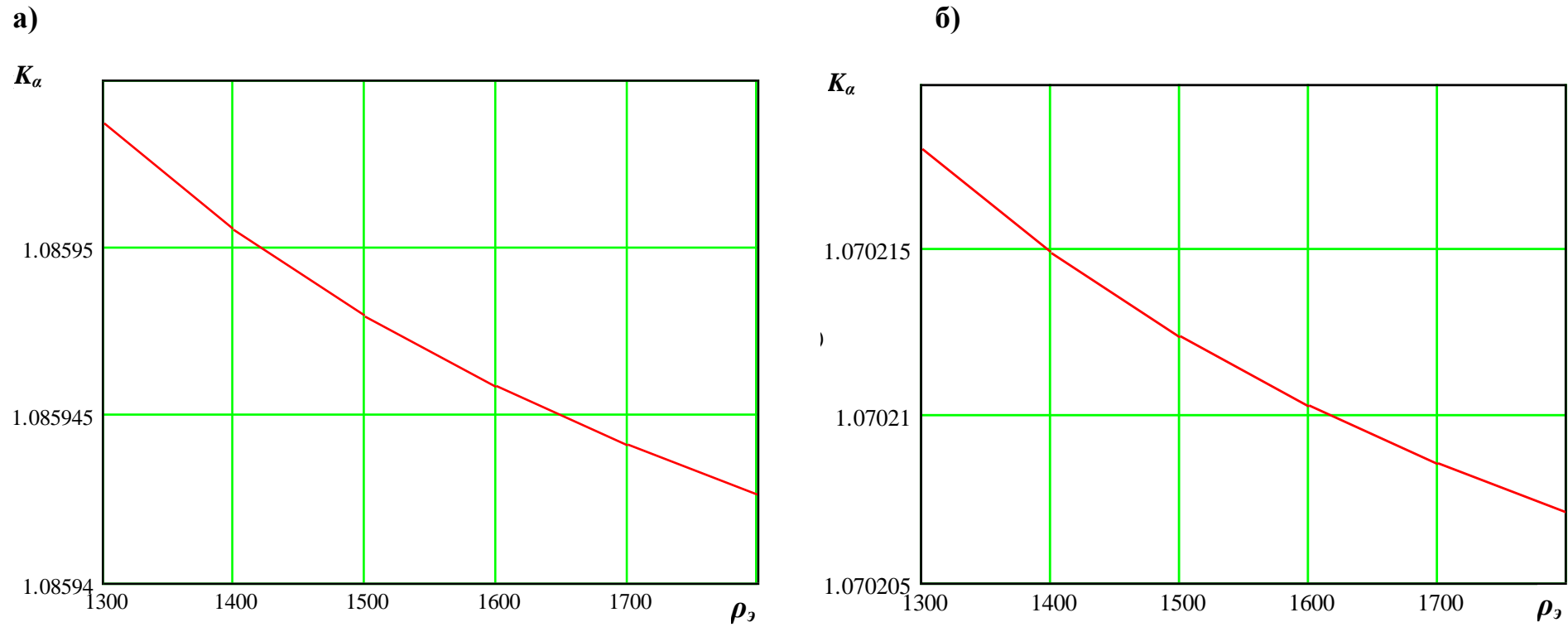
## **2.2. Исследование коэффициента защитной способности экранирующей щели в зависимости от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения взрыва**

Выполненные теоретические исследования позволили установить параболические закономерности изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения взрыва, результаты которых приведены на рис. 2.2-2.5.

На рис. 2.2 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в сланцевых (а) и известковых (б) породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины от 0,1 до 0,22 м коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается по параболической закономерности.

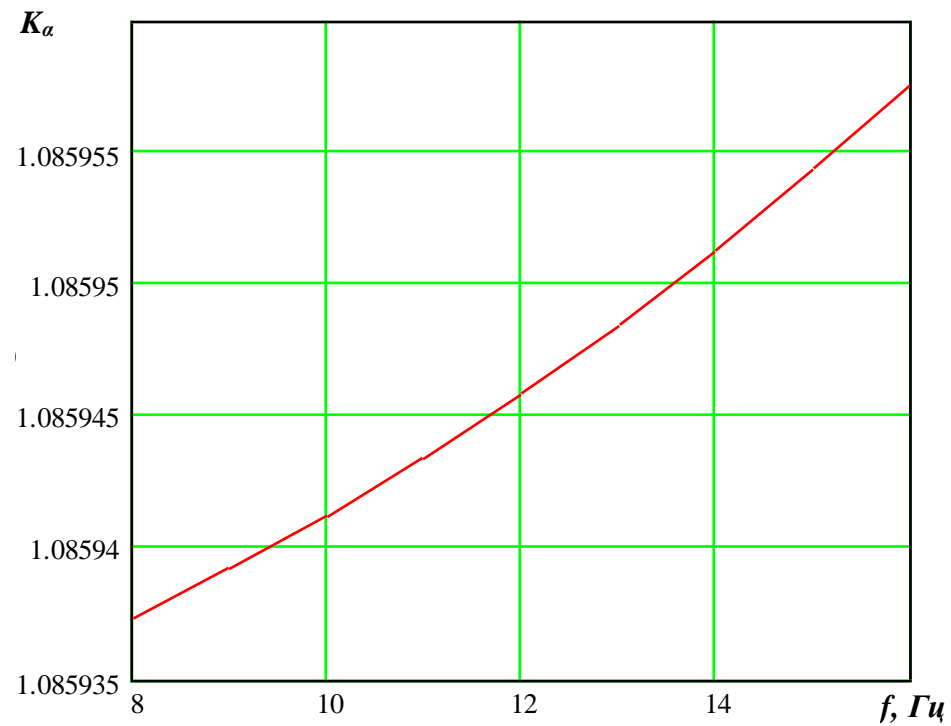


**Рис. 2.2. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее ширины в сланцевых (а) и известковых (б) породах**

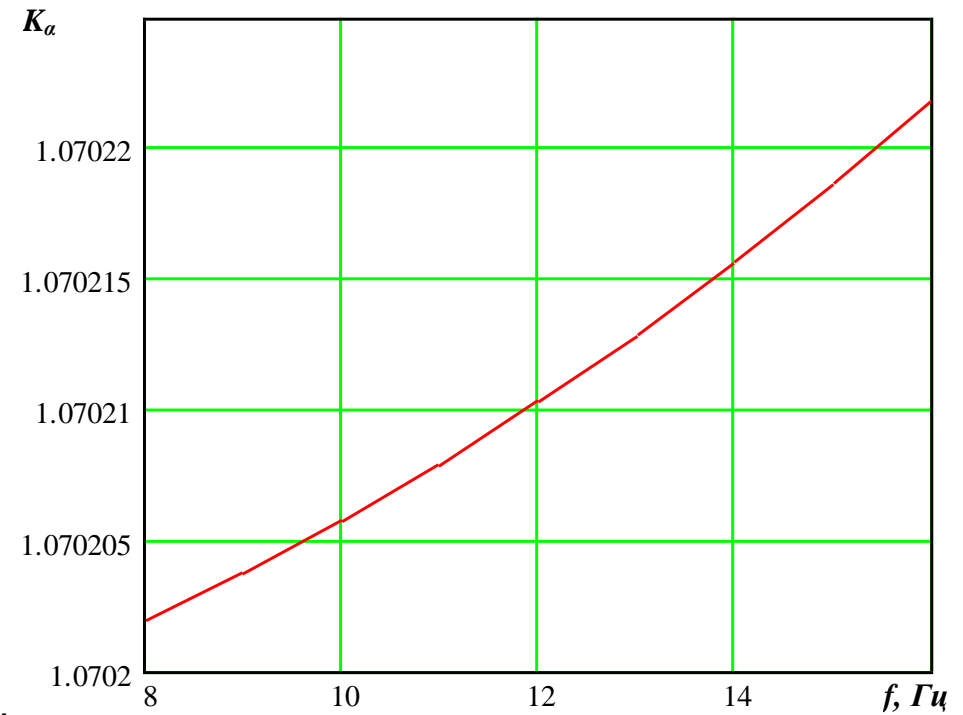


**Рис. 2.3. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее плотности заполнителя в сланцевых (а) и известковых (в) породах**

а)

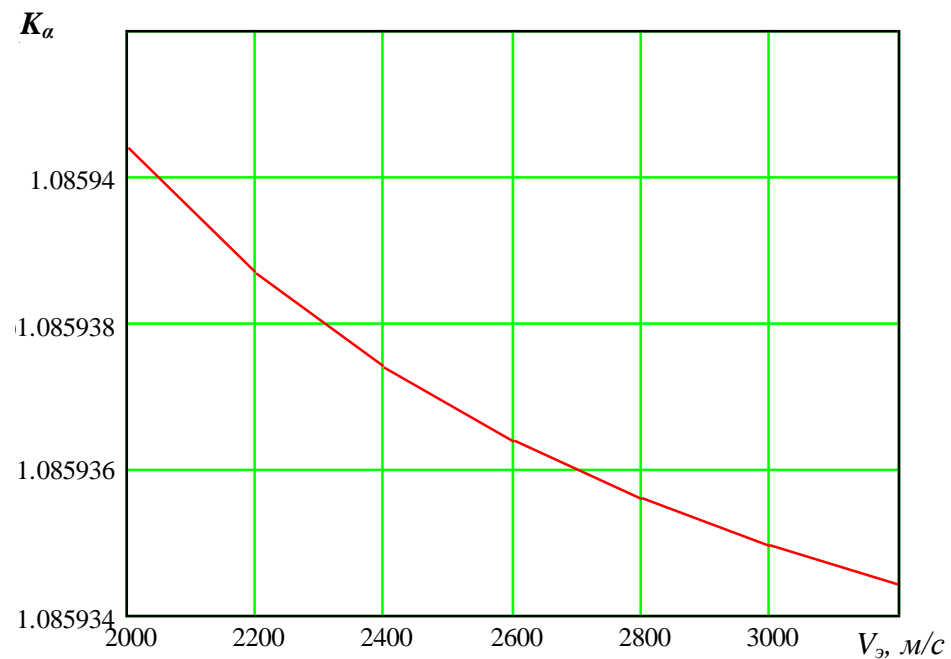


б)

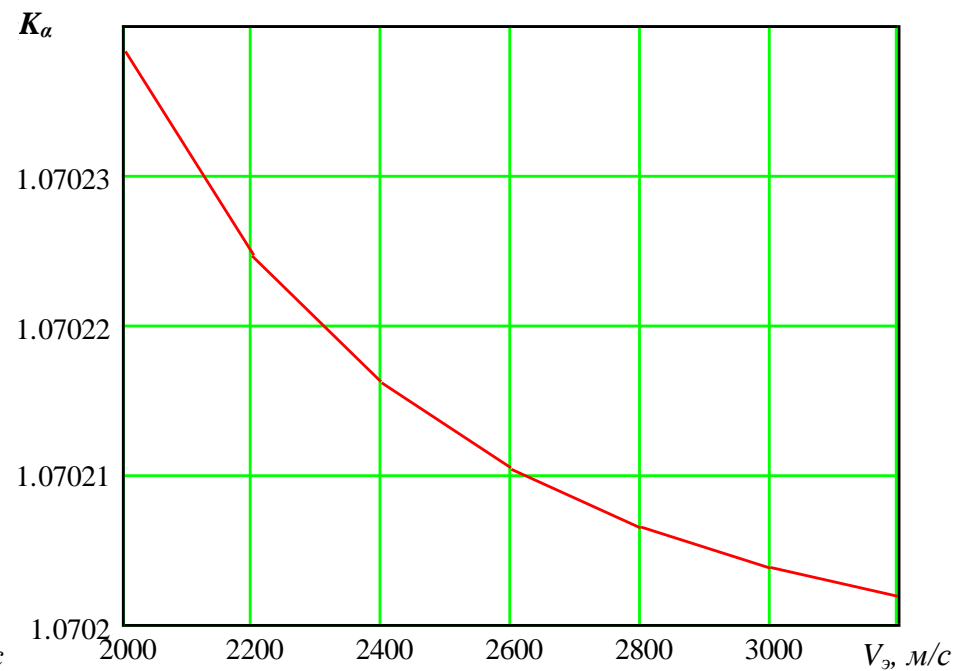


**Рис. 2.4. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагрузений в сланцевых (а) и известковых (б) породах**

а)



б)



**Рис. 2.5. Зависимость изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе сланцевых (а) и известковых (б) породах**

На рис. 2.3 приведен график изменения коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее плотности заполнителя в сланцевых (а) и известковых (в) породах.

Исследованиями установлено, что с увеличением плотности заполнителя щели в исследованных породах (1300 до 1800 кг/м<sup>3</sup>) коэффициент защитной способности экранирующей щели во всех исследованных породах снижается по параболической закономерности.

На рис. 2.4 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от ее частоты нагружений в сланцевых (а) и известковых (б) породах.

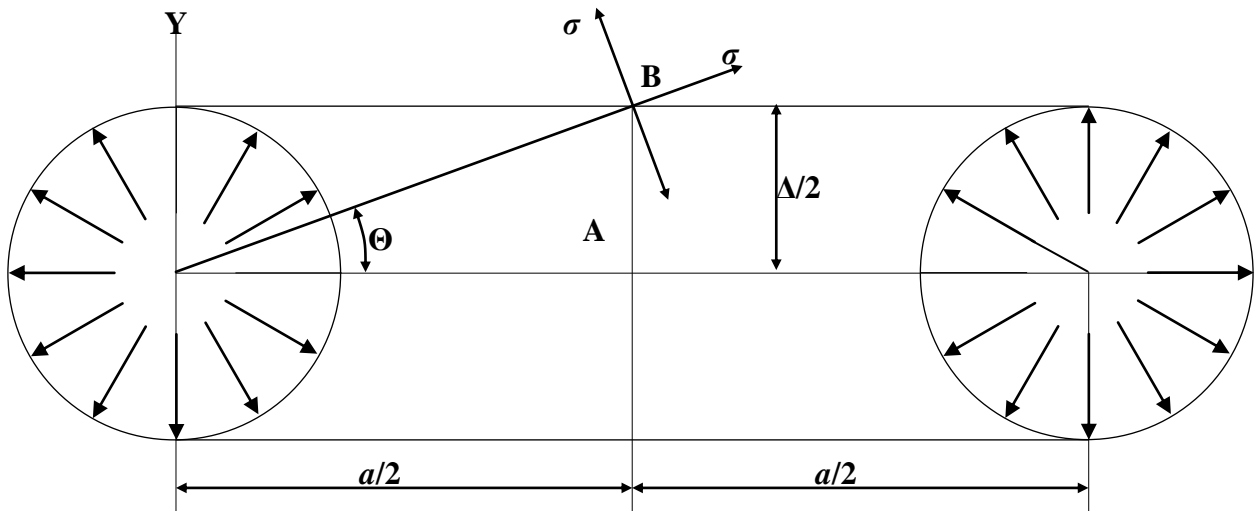
Исследованиями также установлено, что с увеличением частоты нагружения (8 до 16 Гц) коэффициент защитной способности экранирующей щели в исследованных породах увеличивается по параболической закономерности.

На рис. 2.5 приведен график зависимости коэффициента защитной способности экранирующей щели при контурном взрывании в зависимости от скорости распространения продольных волн в заполнителе сланцевых (а) и известковых (б) породах. Полученные зависимости показывают, что при увеличении скорости распространения продольных волн (2000 до 3200 м/с) сопровождаются снижением защитной способности во всех исследованных породах.

### **2.3. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия развития трещин в межскважинном целике**

Напряженное состояние в окрестности цилиндрической полости с внутренним давлением  $P$  при рассмотрении двумерной задачи в полярной системе координат согласно [61] полностью описывается радиальной  $\sigma_r$  и

азимутальной  $\sigma_\theta$  компонентами напряжений. Переход к прямоугольной системе координат осуществляется (рис. 2.6) соотношениями:



**Рис. 2.6. Схема к определению эффективных параметров контурного взрыва**

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma_r \cos^2 \theta + \sigma_\theta \sin^2 \theta; \\ \sigma_y &= \sigma_r \sin^2 \theta + \sigma_\theta \cos^2 \theta; \\ \tau_{xy} &= (\sigma_r - \sigma_\theta) \cos \theta \sin \theta.\end{aligned}\tag{2.10}$$

Учитывая, что при одновременном взрывании оконтуривающих зарядов ВВ наименее напряженное состояние массива по линии зарядов имеет место в середине между ними, то при выборе параметров зарядов необходимо исходить из условия обеспечения разрушения породы в слое с заданной шириной  $\Delta$  напротив середины расстояния между зарядами.

В связи с тем, что при одновременном взрыве соседних зарядов ВВ смещение массива в точках, лежащих на линии АВ в радиальном от заряда направлении, невозможно, от при оценке напряженного состояния в точке В следует считать  $\sigma_0^B = 0$ .

Тангенциальные напряжения  $\tau_{xy}^B$  в точке В от взрыва соседних зарядов равны по величине, но обратные по направлению. Поэтому результирующее значение  $\tau_{xy}^B = 0$ .

Учитывая суммирование радиальных напряжений управления (2.10) для точки В примут вид:

$$\begin{aligned}\sigma_x^B &= 2 \sigma_r \cos^2 \theta; \\ \sigma_y^B &= 2 \sigma_r \sin^2 \theta; \\ \tau_{xy} &= 0;\end{aligned}\tag{2.10.a}$$

значения  $\sin \theta$  и  $\cos \theta$  из геометрических соображений (рис. 2.6) определяются соотношениями:

$$\cos^2 \theta = \frac{a^2}{a^2 + \Delta^2}; \quad \sin^2 \theta = \frac{\Delta^2}{a^2 + \Delta^2}$$

Растягивающие направления в точке В определяются зависимостью:

$$\sigma_p^B = \sigma_y^B - \mu \sigma_x^B.\tag{2.11}$$

Радиальное напряжение от взрыва одиночного цилиндрического заряда рассчитывается по формуле [62]:

$$\sigma_r(r) = P \cdot f_p(r) \cdot f_3(r),$$

где  $P$  - давление продуктов детонация на стенки скважины, Па;

$$f_p(r) = \left(\frac{r_c}{r}\right)^{0,5} - \text{функция геометрического расхождения}$$

цилиндрических волн с расстоянием;

$$f_3(r) = \exp\left(-\alpha \frac{r}{r_c}\right) - \text{функция поглощения, учитывающие диссипативные}$$

потери;

$a$  - расстояние между скважинами, м;

$r_c$  - радиус скважины, м;

$r$  - расстояние до заряда, м;

$\alpha$  - коэффициент поглощения, определяется на основании экспериментальных исследований или по эмпирической формуле, предложенной в работе [62] в зависимости от акустической местности пород

$$\alpha = -0,155 \cdot 10^{-8} \rho V + 0,773;\tag{2.12}$$

$\rho$  - плотность породы, кг/м<sup>3</sup>;

$V$  - скорость распространения продольных волн в массиве, м/с;

Подставляя в (2.11) значения  $\sigma_y^B$  и  $\sigma_x^B$  из (2.10.а) и значение  $\sigma_r$  при

$$r = \left[ \left( \frac{a}{2} \right)^2 + \left( \frac{\Delta}{2} \right)^2 \right]^{0,5}, \text{ получим}$$

$$\sigma_p^B = 2P d_c^{0,5} (\mu a^2 - \Delta^2) (a^2 + \Delta^2)^{-1,25} \exp \left[ -\alpha \frac{(a^2 + \Delta^2)^{0,5}}{d_c} \right] \quad (2.13)$$

Дробление породы в слое шириной  $\Delta$  возможно при условии

$$\sigma_p^B \geq [\sigma_p] k_{тр} \psi, \quad (2.14)$$

где  $[\sigma_p]$  - прочность породы на разрыв при динамическом режиме нагружения, Па;

$k_{тр}$  - коэффициент, учитывающий влияние трещиноватости массива;

$\psi$  - коэффициент, учитывающий предварительное ослабление породы динамической составляющей волны напряжений.

Учитывая малую плотность заряда в оконтуривающих скважинах, давление продуктов детонации на стенки скважин согласно [32,63] можно рассчитывать по формуле:

$$P = \frac{Q\omega(\gamma - 1)}{\vartheta_c - \alpha_k},$$

где  $Q$  - масса заряда ВВ в скважине, кг;

$\omega$  - удельная энергия ВВ, Дж/кг;

$\vartheta_c$  - объем скважины, м<sup>3</sup>;

$\alpha_k$  - коволюм, учитывая, что давление в скважине не превышает 200 МПа, величиной  $\alpha_k$  можно пренебречь;

$\gamma$  - показатель из изотропы.

Согласно [64]  $\gamma = 1,45$ . Расчеты по формулам, приведенным в [65,66] дают  $\gamma = 1,5-1,6$ .

С учетом соотношения величин

$$\frac{Q}{\vartheta_c} = q \frac{4}{\pi d_c^2}$$

формула примет более удобный для дальнейших расчетов вид:

$$P = q \frac{4\omega(\gamma - 1)\eta}{\pi d_c^2} \quad (2.15)$$

где  $d_c$ - диаметр скважины, м:

$q$  - линейная масса заряда, кг/м:

- коэффициент, учитывающий потери энергии.

Таким образом, развитие сети трещин между зарядами в зоне шириной  $\Delta$  возможно при параметрах оконтуривающих зарядов ВВ, отвечающих условию

$$q\omega\eta = \frac{\pi}{4} [\sigma_p] \mu K_{\text{тр}} d_c^{1,5} \frac{(\alpha^2 + \Delta^2)^{1,25}}{\mu\alpha^2 - \Delta^2} \exp \left[ \alpha \frac{(\alpha^2 + \Delta^2)^{0,5}}{d_c} \right] \quad (2.16)$$

В результате проведенных теоретических исследований получены зависимости для проведения эффективных параметров для контурного взрывания из условия совместности требования прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами. Защитная способность экранирующей щели существенно зависит от плотности упаковки ее заполнителя. Поэтому при расчете параметров оконтуривающих зарядов необходимо учитывать раскрытие отрезной щели за счет уплотнения прилегающего массива.

#### **2.4. Определение эффективных параметров контурного взрывания скважинных зарядов из условия ограничения зоны нарушений**

При взрыве оконтуривающих зарядов на охраняемый массив действуют напряжения, недостаточные для разрушения отдельностей. Однако эти напряжения обеспечивают разрушение «мостиков» в межблочных трещинах и приводят к частичному схлопыванию трещин. В ненарушенном взрывными работами массиве берега трещин (поверхность блока) имеют шероховатую неровную поверхность и трещин обычно заполнены цементирующим материалом. Под «мостиками» здесь понимаются места контакта соседних блоков независимо от того, каким

путем этот контакт осуществляется,- непосредственным соприкосновением выступов на поверхностях блоков или через заполнитель.

В настоящее время процесс передачи энергии через трещину, имеющую неровные берега и частично заполненную цементом, при динамическом нагружении изучен недостаточно. Кроме того, в реальном массиве обычно имеется не менее трех систем трещин с различным раскрытием, протяженностью и морфологией трещин, что еще более усложняет теоретический расчет [67,68].

Поэтому при расчете раскрытия экранирующей цели и ширины зоны остаточных деформаций применен искусственный прием, не отражающий в полной мере физической сущности процесса деформации массива при взрывном нагружении.

В дальнейшем, массив рассматривается как упруго-пластичное тело. Причем, отдельные подвергаются только упругим деформациям. Остаточные деформации появляются за счет разрушения "костяков" и схлопывания межблочных трещин всех систем, кроме параллельных направлению сжатия. Распределение трещин в массиве принимается равномерным по всему объему. Давление продуктов детонация принимается равномерным по всему объему цели. Правомерность последнего допущения связана с тем, что прорастание сплошной трещины по линии контура происходит за время, на порядок меньшее времени истечения газов из полости цели.

Давление продуктов детонации на стенки щели определяется зависимостью, полученной на (2.15) при замене объема скважин  $v_c$  на суммарный объем цели и скважин ( $v_c + v_{щ}$ )

$$P_{щ} = \frac{2q\omega_{сп}}{\pi d_c^2} \frac{v_c}{v_c + v_{щ}}, \quad (2.17)$$

где  $\omega_{сп}$  - коэффициент, учитывающий потери энергии на разрушение породной перемычки между скважинами.

Объем полости щели и давление на момент максимального раскрытия определяются с учетом принятой двухслойной модели массива. Нижний слой представляет собой градиентную среду.

Степень нарушенности характеризуется акустическим показателем нарушенности

$$P_H = \frac{v}{v_0} . \quad (2.18)$$

Исследования показали, что в пределах градиентной зоны изменения показателя нарушенности с глубиной удовлетворительно описывается зависимостью вида

$$P_H = C_1 + C_2 h$$

$$h_1 < h \leq h_2 , \quad (2.19)$$

где  $h_1$  - мощность верхней сильно нарушенной зоны, м;

$h_2$  - глубина от открытой поверхности до нижней границы градиентной зоны, м;

$C_1$  и  $C_2$  - эмпирические коэффициенты.

При  $h > h_2$  и  $P_H = C_1 + C_2 h = \text{const}$  характеризует массив с естественной трещиноватостью (не нарушенный взрывами работами). Значение  $P_H$ , соответствующее границе зоны сильно нарушенных (на глубине  $h_1$ ) пород, определяется с учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса формируемого уступа.

Согласно работ [69,70] откос уступа может считаться устойчивым при  $P_H \geq 0.2$ . Поэтому размещение заряда в скважинах в пределах верхнего разрушения слоя, где  $P_H < 0.2$ , не целесообразнее, так как приведет лишь к дополнительным деформациями законтурного массива.

Относительно деформации прилегающего к полости щели массива складываются на упругих деформациях отдельностей и остаточных деформации, возникающих за счет схлопывания трещин.

Для упругих деформаций отдельностей справедлива зависимость

$$\varepsilon_y(r) \cdot E = \sigma(r) \quad (2.20)$$

Остаточные деформации проявляются за счет разрушения межблочных связей и уплотнения заполнителя трещин. При этом, по мере схлопывания трещин, поверхность контакта между соседними блоками возрастает, что приводит к увеличению сопротивления дальнейшему схлопыванию. Таким образом, сопротивляемость природного скального массива уплотнению за счет схлопывания трещин зависит от исходной ширины трещин, их морфологии, относительного объема заполнителя в трещинах, физико-механических свойств заполнителя, интенсивности трещиноватости. Кроме того, сопротивляемость уплотнению возрастает по мере уплотнения массива, то есть зависит от деформации.

Известно, что при динамическом режиме нагружения прочность материала зависит от скорости нагружения. Поэтому, учитывая, что уплотнение массива сопровождается разрушением материала на контактах (в трещинах), следует ожидать, что сопротивляемость массива уплотнению возрастает при увеличении действующих напряжений.

Безусловно, сопротивляемость массива уплотнению в пределах градиентной зоны существенно снижается с ростом трещинной пустотности, характеризуемой акустическим показателем нарушенности массива и, в связи с этим, зависит от глубины.

В связи с большим количеством факторов, влияющих на сопротивляемость массива управлению и невозможностью отдельной оценки их влияния, целесообразна экспериментальная оценка сопротивляемости уплотнению ненарушенного взрывными работами массива.

Для остаточных деформаций по аналогии с (2.20) можно записать:

$$\varepsilon_{\text{ост}}(r) \cdot K_0(r) = \sigma_p(r), \quad (2.21)$$

где  $K_0(r)$  - характеристика сопротивляемости ненарушенного взрывными работами массива уплотнению за счет схлопывания природных трещин, Па.

Зависимость сопротивляемости массиве уплотнению от расстояния отражает функциональную независимость от текущего значения  $\epsilon_{\text{ост}}$  и  $\sigma$ . Однако эта зависимость слабая, так возрастание  $\epsilon_{\text{ост}}$  и  $\sigma$  происходит параллельно.

Данные экспериментальных исследований позволили установить закономерности затухания остаточных деформаций и массовых скоростей смещения за фронтом волны напряжений в виде

$$\epsilon_{\text{ост}}(r) = \frac{\epsilon_0}{(r+1)^n}, \quad (2.22)$$

$$U(r) = \frac{U_0}{(r+1)^v}. \quad (2.23)$$

Учитывая, что  $\sigma = \rho V U$  на основании (2.23) получим:

$$\sigma_{(r)} = \frac{P_{\text{щ}}}{(r+1)^v} \quad (2.24)$$

где  $\rho V$  - акустическая жесткость породы;

$P_{\text{щ}}$  - давление на стенки щели, Па;

$r$  - расстояние от экранирующей щели до точки наблюдения, м;

$n$  и  $v$  - показатели степени затухания,  $n \approx 1,9$ ,  $v \approx 1,55$ .

Из (2.21) - (2.24) получим

$$K_0(r) = \frac{P_{\text{щ}}}{\epsilon_0} (r+1)^{n-v}. \quad (2.25)$$

Значение

$$K_0 = \frac{P_{\text{щ}}}{\epsilon_0} \quad (2.26)$$

характеризует сопротивляемость массива уплотнению в непосредственной близости от щели. Учитывая, что  $n-v \approx 0,35$ , а допустимая ширина зоны деформации не превышает 4-5 м, то различие  $K_0(r)$  и  $K_0$  незначительно.

Относительная деформация массива в момент максимального раскрытия щели составит

$$\varepsilon_m(r) = \varepsilon_{ост}(r) + \varepsilon_y(r) \quad . \quad (2.27)$$

Откуда, с учетом

$$\varepsilon_m(r) \cdot E_m(r) = \sigma_p(r) \quad , \quad (2.28)$$

Получим

$$K_o = \frac{E_m E}{E - E_m} \quad , \quad (2.29)$$

где  $E_m$  - модуль деформации трещиноватого скального массива при динамическом нагружении, Па;

$E$  - модуль упругости горной породы (отдельности) при динамическом нагружении, Па.

Изменение деформационных характеристик массива в пределах градиентной зоны учитывая акустическим показателем нарушенности массива. Между модулем деформации массиве и скоростью распространения продольных волн имеется устойчивая связь, что позволяет использовать зависимость

$$\frac{E_{m0}}{E_{m(j)}} = \left( \frac{P_{н0}}{P_{н(j)}} \right)^2 \quad (2.30)$$

Тогда в пределах градиентной зоны сопротивляемость массиве уплотнению с глубиной в зависимости от степени нарушенности массива получим в виде:

$$K_o(h) = \left[ \frac{1}{K_o} \left( \frac{P_{н0}}{P_{н}} \right)^2 + \frac{1}{E} \left( \frac{P_{н0}}{P_{н}} \right)^2 - \frac{1}{E} \right]^{-1} \quad (2.31)$$

где  $K_o$  - характеристика сопротивляемости уплотнению ненарушенного массива, Па;

$K_o(h)$  - характеристика сопротивляемости нарушенного взрывом массива уплотнению на глубине  $h$ , Па;

$P_{н0}$  - акустический показатель естественной трещинной нарушенности массива;

$P_H$  - акустический показатель нарушенности массива в пределах градиентной зоны на глубине  $h$ .

Таким образом, в момент наибольшего раскрытия щели относительные деформации в прилегающей части массива составят

$$\varepsilon_y(r) = \frac{P_{щ}}{E(r+1)^{\nu}}; \quad (2.32)$$

$$\varepsilon_{ост}(r, h) = P_{щ} \left[ \frac{1}{K_o} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 + \frac{1}{E} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 - \frac{1}{E} \right] (r+1)^{-n}. \quad (2.33)$$

Раскрытие экранирующей щели с учетом уплотнения массива по обе стороны от щели составит:

- за счет упругих деформаций

$$\delta_y = \frac{2P_{щ}}{E} \int_0^R \frac{d(r+1)}{(r+1)^{\nu}};$$

при  $R \rightarrow \infty$

$$\delta_y = \frac{2P_{щ}}{E(\nu-1)}; \quad (2.34)$$

- за счет остаточных деформаций:

$$\delta_{ост}(h) = 2P_{щ} \left[ \frac{1}{K_o} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 + \frac{1}{E} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 - \frac{1}{E} \right] \int_0^R \frac{d(r+1)}{(r+1)^{\nu}};$$

при  $R \rightarrow \infty$

$$\delta_{ост}(h) = \frac{2P_{щ}}{n-1} \left[ \frac{1}{K_o} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 + \frac{1}{E} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2 - \frac{1}{E} \right], \quad (2.35)$$

Объем щели в момент наибольшего раскрытия составит:

- за счет упругих деформаций:

$$\vartheta_y = \frac{2aL_z P_{щ}}{E(\nu-1)}; \quad (2.36)$$

- за счет остаточных деформаций

1. В пределах градиентной зоны

$$\vartheta_{остI} = \frac{a(h_2 - h_1)}{\sin \alpha_y} \int_{h_1}^{h_2} \delta_{ост}(h) dh;$$

С учетом замены получим  $P_H = C_1 + C_2 h$ , получим:

$$\vartheta_{\text{остI}} = \frac{2a(h_2 - h_1)^2 P_{\text{щ}}}{(n-1) \sin \alpha_y} \left[ \left( \frac{1}{K_o} + \frac{1}{E} \right) \frac{P_{\text{но}}}{P_{\text{p}(h)}} - \frac{1}{E} \right]. \quad (2.37)$$

2. Ниже градиентной зоны

$$\vartheta_{\text{остII}} = 2a \left( L_3 - \frac{h_2 - h_1}{\sin \alpha_y} \right) \frac{P_{\text{щ}}}{K_o(n-1)}, \quad (2.38)$$

где  $L_3$  - длина заряда, м;

$\alpha_y$  - угол наклона оконтуривающих скважин, град.

Подстановкой значения

$$\frac{\vartheta_c}{\vartheta_c + \vartheta_{\text{щ}}} = \frac{\pi d_c^2 L_3}{\pi d_c^2 L_3 + 4(\vartheta_y + \vartheta_{\text{остI}} + \vartheta_{\text{остII}})}$$

в (2.17) получим формулу для расчета давления в щели в момент максимального раскрытия

$$P_{\text{щ}} = -\frac{\pi d_c^2}{16aA} + \left[ \left( \frac{\pi d_c^2}{16aA} \right)^2 + \frac{qw\eta\eta_{\text{сп}}}{4aA} \right]^{0.5} \quad (2.39)$$

где  $A$  - коэффициент, учитывающий степень нарушенности массива и деформационные характеристики трещиноватого массива

$$A = \frac{1}{E} (v-1) + \frac{1}{K_o} (n-1) + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \cdot \frac{h_2 - h_1}{n-1} \left[ \left( \frac{1}{K_o} + \frac{1}{E} \right) \frac{P_{\text{но}}}{P_{\text{н}(h_1)}} - \frac{1}{E} \right] - \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \cdot \frac{1}{K_o(n-1)}, \quad (2.40)$$

Формулу для расчета остаточного раскрытия экранирующей щели, при условии наличия заполнителя из дробленой породы, препятствующего схлопыванию, получим подстановкой  $P_{\text{щ}}$  из (2.39) в (2.35)

$$\delta_{\text{ост}} = -\frac{\pi d_c^2 B}{8aA} + \left[ \left( \frac{\pi d_c^2 B}{8aA} \right)^2 + \frac{B^2 qw\eta\eta_{\text{сп}}}{aA} \right]^{0.5} \quad (2.41)$$

где

$$B = \left[ \left( \frac{1}{K_o} - \frac{1}{E} \right) \frac{P_{\text{но}}^2}{P_{\text{н}}^2} - \frac{1}{E} \right] (n-1)^{-1}. \quad (2.42)$$

Учитывая, что  $E \gg K_o$ ,  $P_{\text{но}} > P_{\text{н}}$  и  $v \approx n$ , зависимости можно упростить

$$A = \frac{1}{K_o(n-1)} \left\{ 1 - \frac{h_2 - h_1}{L_s \sin \alpha_y} \left[ (h_2 + h_1) \frac{P_{\text{но}}}{P_{\text{н}(h_1)}} - 1 \right] \right\}; \quad (2.43)$$

$$B = \frac{1}{K_o(n-1)} \left( \frac{P_{\text{но}}}{P_{\text{н}}} \right)^2. \quad (2.44)$$

Учитывая ограничения допустимой ширины зоны разрушения межблочных связей в приоткосной части массива, в соответствии с требованиями устойчивости уступа, максимальное остаточное раскрытие щели не должно превышать

$$\delta_{\text{ост}} \leq 2 \frac{[\varepsilon](R+1)^n}{n-1}, \quad (2.45)$$

где  $R$  - допустимая ширина зоны разрушения межблочных связей, м;

$[\varepsilon]$  - относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны деформаций. Согласно [71] рекомендуется принимать  $[\varepsilon]=0,002$ .

В результате проведенных теоретических исследований, получены зависимости для определения эффективных параметров контурного взрывания из условий ограничения зоны нарушения в зависимости от взрыва оконтуривающих скважинных зарядов.

Решая (2.41) относительно  $qw\eta\eta_{\text{зр}}$  и приравнивая значения  $\delta_{\text{ост}}$  в (2.41) и (2.45), получим условие для выбора параметров контурного взрывания, учитывающее ограничение допустимой ширины зоны нарушения межблочных связей

$$qw\eta\eta_{\text{зр}} \leq 4AB^{-2}(n-1)^{-2}[\varepsilon]^2(R+1)^{2n}a + 0,5\pi B^{-1}(n-1)^{-1}d_c^2[\varepsilon](R+1)^n. \quad (2.46)$$

Таким образом, выбор параметров оконтуривающих зарядов должен производиться с учетом ограничения зоны нарушения межблочных связей в соответствии с требованиями обеспечения устойчивости откосов уступов. Параметры контурного взрывания должны удовлетворять условию (2.46). Максимальное остаточное раскрытие щели в ранее ненарушенном взрывами массиве определяются зависимостью (2.41).

Изменение ширины зоны нарушения межблочных связей и раскрытие щели по высоте уступа в зависимости от степени нарушенности массива определяются зависимостями, полученными из (2.35) и (2.45).

$$\left(\frac{R_i + 1}{R_j + 1}\right)^n = \left(\frac{P_{Hj}}{P_{Hi}}\right)^2; \quad (2.47)$$

$$\frac{\delta_i}{\delta_j} = \left(\frac{P_{Hj}}{P_{Hi}}\right)^2; \quad (2.48)$$

Остаточное раскрытие может быть реализовано лишь при наличии достаточного количества заполнителя из дробленой породы.

### Основные выводы

1. Для повышения устойчивости откосов уступов при контурном взрывании целесообразно оценивать относительным снижением мощности зоны с нарушенными межблочными связями в приоткосной части уступа на основе которых разработан коэффициент эффективности применения контурного взрывания на открытых горных работах.

2. Исследованиями установлено, что эффективность применения контурного взрывания возрастает с уменьшением ослабления массива естественной и искусственной трещиноватостью, которая наиболее остро состоит при формировании высоких уступов сложенных интенсивно трещиноватыми породами в сложноструктурных месторождениях.

3. Разработаны критерии оценки работы экранирующих щелей через коэффициент их защитной способности, который зависит параболической закономерностью от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения массового взрыва.

4. Исследованиями установлены обобщающие зависимости определения эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требования прорастания сети трещин между

оконтуривающими скважинами и ограничения зоны нарушений от взрыва оконтуривающих зарядов, на основе которых разработаны методики их инженерного расчета.

### **3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ И РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ПРИ КОНТУРНОМ ВЗРЫВАНИИ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ УСТОЙЧИВЫХ УСТУПОВ В ПРОМЫШЛЕННЫХ УСЛОВИЯХ**

#### **3.1. Разработка конструкции скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании для получения устойчивых уступов**

Разработана конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании на открытых горных работах для получения устойчивых уступов.

Предлагаемая конструкция относится к горной промышленности, в частности, к дроблению горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ, а именно при контурном взрывании для получения устойчивых уступов на открытых горных работах.

Известна конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании массива горных пород рассредоточенными зарядами с воздушными промежутками [72].

Известна также конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании массива горных пород, включающая бурение скважин, формирование заряда, рассредоточенного на секции промежутками из газонаполненного сыпучего материала с малой объемной массой, и взрывание [73].

Главными недостатками этих конструкций скважинных зарядов ВВ являются сложность заряжания и невысокое качество дробления горных пород при образовании контурных щелей в глубине горного массива.

Задачей изобретения является разработка конструкции скважинного заряда ВВ при образовании контурных щелей на основе разработки их эффективных параметров, позволяющих получить устойчивые откосы уступов.

Бурение взрывных скважин осуществляется буровыми станками марки СБШ-250МН по рабочей сетке параметров буровзрывных работ, разработанной паспортом данного предприятия.

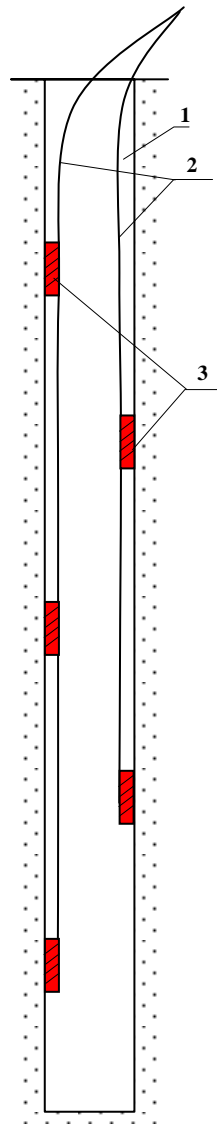
Бурение оконтуривающих скважин производится станками марки СБУ-125. Для обеспечения точной пространственной ориентации скважин буровые станки оснащаются ориентаторами, разработанные авторами [33] и сконструированными на базе авиационных гирокомпасов.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы приведенной на рис. 3.1, осуществляется следующим образом: на левой стенке скважины помещали заряды из двух патронов, диаметром 36-42 мм марки аммонит №6ЖВ массой 250 г каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещались заряды из двух патронов с аналогичными параметрами в шахматном порядке, т.е. каждый с радиальным зазором.

Монтаж взрывной сети производится детонирующим шнуром - ДШЭ-12.

Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производится отдельно. Оконтуривающие заряды взрываются с замедлением с применением пиротехнических реле замедлителей КЗДШ-69 с интервалом замедления равной 35-50 мс.

Разработанная конструкция скважинного заряда ВВ при контурном взрывании позволяет сокращать объем вскрышных работ за счет получения на предельном контуре карьера более крутых и устойчивых откосов уступов.



1 – скважина;

2 – детонирующие шнуры – ДШЭ-12;

3 – два патрона из аммонита №6ЖВ, прикрепленные к ДШ

**Рис. 3.1. Конструкция скважинного заряда при контурном взрывании**

### 3.2. Методика расчета эффективных параметров скважинных зарядов взрывчатых веществ при контурном взрывании

Методика разработана применительно к условиям карьеров и может быть использована для выбора параметров БВР при оформлении откосов любых выемок в скальных породах.

Эффективными считаются параметры контурного взрывания, обеспечивающие создание максимально широкой экранирующей щели при заданном ограничении мощности зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части охраняемого массива.

Диаметр оконтуривающих скважин определяется исходя из допустимой ширины зоны нарушений и максимального полезного использования объема скважин по формуле

$$d_c = 6,7 \frac{[\varepsilon](R+1)^n P_H^2}{(n-1)P_{HO}^2}, \quad (3.1)$$

где  $[\varepsilon]$  – относительная остаточная деформация массива, соответствующая границе зоны нарушения межблочных связей. При деформациях сжатия (растяжения)  $[\varepsilon]=0,002$ ;

$n$  – показатель степени затухания остаточных деформаций с расстоянием. Определяется экспериментальным путем или принимается  $n \approx 2,0$ ;

$R$  – допустимая ширина зоны нарушений межблочных связей в приоткосной части уступа, задаваемая из соображений устойчивости для произвольной точки по высоте уступа, но за пределами сильно нарушенной зоны в верхней части уступа, м;

$P_{HO}$  – акустический показатель трещинной нарушенности массива в условиях естественного залегания. Характеризует влияние природной трещиноватости на прочностные и деформационные характеристики скального массива в сравнении с образцом породы. Определяется

экспериментально. Для ориентировочных расчетов значение  $P_{HO}$  можно принимать по данным работы [100] в зависимости от трещиноватости пород (табл. 3.1);

$R_H$  - акустический показатель трещиной нарушенности массива на глубине, для которой задается ограничение по ширине зоны нарушений.

Допустимую ширину зоны нарушений межблочных связей за пределами зоны влияния предыдущих взрывов следует принимать равной  $R=1,5-3,0$  м. Для наиболее ответственных участков, где не допускается увеличение трещинной пустотности массива в приоткосной части, следует принимать  $R=1,0-2,0$  м. Меньшие значения относятся к мелкоблочному массиву и неблагоприятной ориентации систем трещин относительно откоса. Большие значения относятся к крупноблочному массиву при отсутствии опасных систем трещин.

При отсутствии данных по допустимой мощности зоны нарушение диаметра скважин рекомендуется выбирать по табл. 3.1.

Ширина зоны нарушений при выбранных параметрах контурного взрывания определяется по формуле:

$$qw = 4AB^{-2}\eta^{-1}\eta_{sp}^{-1}(n-1)^{-2}[\varepsilon]^2(R+1)^{2n}a + \\ + 0,5\pi B^{-1}\eta^{-1}\eta_{sp}^{-1}(n-1)^{-1}d_c^2[\varepsilon](R+1)^n,$$

где А и В - коэффициенты, учитывающие деформационные характеристики трещиноватого скального массива и их изменение по высоте уступа вследствие нарушенности массива предыдущими взрывами:

$$A = \frac{1}{K_o(n-1)} \left\{ 1 + \frac{h_2 - h_1}{L_3 \sin \alpha_y} \left[ (h_2 - h_1) \frac{P_{HO}}{P_{Hh_1}} - 1 \right] \right\};$$

Таблица 3.1

## Сейсмоакустические свойства пород

№ пробы	Наименование породы	Объемный вес т/м <sup>3</sup>	Скорость продольных волн, м/с	Скорость поперечных волн, м/с	Коэф. Пуассона	Модуль упругости, 10 <sup>-10</sup> Па
1.	Туф андезитового порфирита	2,71	6010	3070	0,32	6,8
2.	Туф андезитового порфирита хлоритизированный	2,65	5670	2810	0,34	5,8
3.	Туф андезитового порфирита	2,67	5650	2700	0,34	5,5
4.	Диорит альбитизированный	2,64	5370	2750	0,33	5,8
5.	Туф андезитового порфирита альбитизированный, пироксинизированный	2,77	5540	2940	0,30	6,1
6.	Туф андезитового порфирита скарнированный	2,70	5700	2840	0,33	5,8
7.	Туф андезитового порфирита пироксинизированный	2,77	5970	2800	0,35	5,8
8.	Диорит-порфирит	2,73	6100	2880	0,34	6,0
9.	Мелкоблочный туф порфиритов от темносерого до черного цвета	2,79	6020	2850	0,35	6,1
10.	Среднее значение для всего комплекса пород	2,71	5780	2850	0,33	6,0

$$B = \frac{1}{K_o(n-1)} \left( \frac{P_{HO}}{P_H} \right)^2;$$

где  $L_3$  - длина заряда в оконтуривающих скважинах, м;

$\alpha_y$  - угол наклона оконтуривающих скважин к горизонту, град, принимается равным проектному углу откоса уступа;

$h_1$  - мощность верхнего разрушенного слоя пород, м;

$$h_1 = l_{пер} + (6 \div 7)d_c;$$

$h_2$  - глубина, соответствующая нижней границе зоны остаточных деформаций от взрыва при дроблении пород вышележащего горизонта, м,

$$h_2 = (30-40)d_c + h_1;$$

$P_{Hh_1}$  - акустический показатель трещинной нарушенности массива на границе градиентной зоны и верхней сильно нарушенной зоны (на глубине  $h_1$ ). С учетом потенциальной возможности сохранения устойчивости откоса уступа следует принимать  $P_{Hh_1} = 0,2$ ;

$K_o$  - коэффициент, характеризующий сопротивляемость уплотнению нена-рушенного предыдущими взрывами трещиноватого скального массива за счет схлопывания трещин при динамическом нагружении, Па. Для ориентировочных расчетов можно принять  $K_o \eta^{-1} \eta_{сп}^{-1} = (0,002-0,003)E$ .

Если рассчитанная ширина зоны нарушений превосходит допустимую на значение, превышающее точность эксперимента (20%), то следует принять меньший диаметр скважин и повторить расчет.

### **3.3. Промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинных зарядов при контурном взрывании**

Промышленное испытание эффективных параметров и конструкции скважинного заряда ВВ при контурном взрывании проводилось в соответствии с вышеприведенной методикой.

Скальные уступы восточного борта карьера сложены диоритпорфиритами и их туфами с весьма близкими свойствами. В то же время трещиноватость массива существенно изменяется. Для северной части борта характерно весьма крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ при массовых взрывах составляет 0,70-0,75 кг/м<sup>3</sup>. Заоткоска уступов производится параллельно основной системе трещин. Для южной половины восточного борта восточной части южного борта характерно крупноблочное строение массива. Удельный расход ВВ составляет 0,55-0,60 кг/м<sup>2</sup>. Заоткоска уступов производится с подсечением трещин, связанных со сланцеватостью массива. На отдельных участках борта - в зонах тектонических разломов - массив имеет среднеблочное строение. Удельный расход ВВ на таких участках составляет 0,50-0,55 кг/м<sup>3</sup>. Наиболее крупные участки со среднеблочным строением массива отмечается в центральной части восточного борта и в юго-восточной части борте. Заоткоска уступов производится с подрезкой сланцеватости.

Эффективные параметры контурного взрывания определялись в соответствии с методикой и приведены в табл. 3.2.

Диаметр оконтуривающих скважин рассчитывался при допустимой мощности зоны с нарушенными межблочными связями в нижней части откоса 2,5 м для пород II и III категории по трещиноватости и 3,0 м для пород IV категории.

Для участков, сложенных породами II и III категорий по трещиноватости, рациональный диаметр оконтуривающих скважин составляет 160-180 мм. Однако станки, отвечающие требованиям к бурению оконтуривающих скважин с таким диаметром, отечественная промышленность не выпускает. Поэтому рассматривались варианты применения скважин 243 и 180 мм.

## Эффективные параметры контурного взрывания

Ориентация наиболее опасных трещин	Условия оформления откосов				
	Параллельно откосу	Пологопадающие подрезаемые откосы		Пологопадающие подрезаемые откосом	
Категория по трещиноватости	IV	III		II	
Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	0,70-0,75	0,55-0,60		0,50-0,55	
Мощность зоны нарушений в нижней части откоса, м:					
- при массовых взрывах	7,5	до 10		до 10	
- допустимая по устойчивости откоса	3,0	2,5		2,5	
Параметры контурного взрывания					
Вариант	I	II	III	IV	V
Диаметр скважин, мм	243	243	180	243	180
Расстояние между скважинами, м	3,0	2,5	1,8	2,0	1,5
Линейная масса заряда ВВ, кг/м	3,3	2,8	1,7	2,6	1,5
Глубина скважин, м	23	23	23	23	23
Перебур, м	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0
Ожидаемые результаты от применения контурного взрывания					
Мощность зоны нарушений от взрыва оконтуривающего заряда, м	2,3	2,6	2,3	3,0	2,6
Амплитудный коэффициент экранирования	2,2	2,2	1,7	2,2	1,7
Относительное снижение мощности зоны нарушений от взрыва в приконтурной зоне	3,6	3,7	2,0	3,7	2,0
Результирующая мощность зоны нарушений в приоткосной части уступа, м	2,8	2,6	5,0	3,0	5,0

При расчете расстояния между оконтуривающими зарядами коэффициент поглощения энергии волн напряжений средой принят по данной работы [52] для пород карьера II, III и IV категории по трещиноватости соответственно 0,06, 0,05 и 0,04.

При расчете линейной массы оконтуривающих зарядов использовано установленное на основании экспериментальных исследований значение  $[\sigma_p] \psi_{k_{тр}} \eta^{-1} = 10,7$  МПа. Тип взрывчатого вещества выбран с учетом ассортимента ВВ, используемых на карьере: для обводненных участков – гранулит 50/50В, при отсутствии воды в скважинах гранулит 79/21.

Формирование конструкции скважинных зарядов ВВ при контурном взрывании согласно схемы приведенной на рис.3.1, осуществлялось следующим образом: на левой стенке скважины помещали заряды из двух патронов, диаметром 36-42 мм марки аммонит №6ЖВ массой 250 г. каждый симметрично в трех местах, а на правой стенке также помещались заряды из двух патронов с аналогичными параметрами в шахматном порядке. Монтаж взрывной сети производился детонирующим шнуром - ДШЭ-12.

Взрывание зарядов дробления и оконтуривающих скважинных зарядов в приконтурной зоне производилось отдельно. Оконтуривающие заряды взрывались с замедлением с применением пиротехнических реле замедлителей КЗДШ-69 с интервалом замедления равной 35-50 мс.

На карьере высоте рабочих уступов принята 20 м. При массовой отбойке используются скважины диаметром 245 мм. Перебур составляет 2,5-3,0 м. В результате массив в верхней части уступе сильно нарушен на глубину до четырех метров. Поэтому при угле наклона оконтуривающих скважин  $60^\circ$  верхнюю часть скважин, длиной 4,5 м, следует оставить свободной.

С целью предотвращения разрушения массиве вследствие огибания экрана волной напряжений, перебур оконтуривающих скважин принят 3,0 м, а перебур скважин последнего ряда в приконтурной зоне - 1,0 м. На флангах создание экранирующей щели следует производить с опережением взрыва в

приконтурной зоне не менее чем на 15-20 м. Взрыв оконтуривающих зарядов следует производить до начала бурения в приконтурной зоне. Допускается в отдельных случаях совмещать взрыв оконтуривающих зарядов и зарядов в приконтурной зоне, при этом взрыв оконтуривающих зарядов должен производиться с опережением не менее 50мс. Ширина приконтурной зоны определено из условия недопущения деформаций сдвига в охраняемом массиве под действием массовых взрывов.

При высоте уступов 20 м ширине приконтурной зоны должно быть не менее 30м.

При расчете мощности зоны с нарушенными межблочными связями от взрыва оконтуривающих зарядов из использованы полученные при экспериментальных исследованиях значения  $K_0 \eta^{-1} \eta_{sp}^{-1} = 150$  МПа;  $n=1,9$ ;  $h_1=3,5$  м;  $h_2=12,0$  м.

При расчете защитной способности экранирующей щели по использованы усредненные значения  $\rho$  и  $V$ . Скорость распространения продольных волн в заполнителе экранирующей щели принята равной экспериментально измеренному значению для сильно нарушенного массива в верхней части уступа  $V_3 = 450$ м/с Плотность заполнителя экранирующей щели принята  $\rho_3 = (1-\eta_3)\rho$ , где  $\eta_3$  - трещинная пустотность заполнителя, равная 0,3. Частота нагружений принималось обратно пропорциональной времени замедления из расчета применения в приконтурной зоне принятой на карьере диагональной схемы взрывания с замедлением между ступенями 20 мс. При расчете относительного снижения мощности зоны нарушений в нижней части откоса от взрыве в приконтурной зоне при наличии экранирующей щели сделано допущение, что массовая скорость смещения на уровне экранирующей щели определяется прочностью породы на разрыв.

Для наиболее трудно взрывааемых пород IV категории по трещиноватости  $U_n=160$  см/с. Учитывая благоприятную ориентацию естественных трещин относительно откоса, принято  $(U) =45$  см/с, а мощность

зоны нарушений за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята равной  $30 d_3$ .

Для пород II и III категорий по трещиноватости  $U_n=110$  см/с.  $[U] = 30$  см/с, а мощность зоны нарушения за поверхностью отрыва при массовых взрывах принята  $40 d_3$ .

### **Основные выводы**

1. Исследованиями установлено, что на карьере рекомендуется применять I, II и IV варианты параметров контурного взрывания соответственно на участках, сложенных породами IV, III и II категории по трещиноватости, которые обеспечивают защиту массива от вредного воздействия массового взрыва в глубине горного массива. Показано, что в породах II категории по трещиноватости состояние получаемых откосов оценивается как предельно устойчивые, на которых целесообразен переход на применение оконтуривающих скважин малого диаметра (160-180 мм).

2. Разработанные конструкции скважинных зарядов ВВ и эффективные параметры контурного взрывания внедрены на карьере СПМК-5 государственного объединения «Ўртаосиёмахсускурилиш» и позволили получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса  $60^0$ . Разработанной методикой оформлены откосы уступов на участках общей протяженностью 1,9 км, что подтверждает справедливость разработанной конструкции скважинных зарядов ВВ и их эффективных параметров для определения параметров контурного взрывания. Годовой экономический эффект, полученный за счет сокращения объема вскрышных работ при внедрении разработанной методики составляет 183 сум на  $1 \text{ м}^3$  взрываемой горной массы в ценах 01.10.2010 г.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В магистерской диссертационной работе дано новое решение актуальной научной задачи управления процессом разрушения пород при контурном взрывании с целью получения более крутых и устойчивых откосов уступов на карьерах путем использования выявленных закономерности формирования экранирующей щели и зоны нарушений в массиве для определения рациональных параметров контурного взрывания. Основные положения и практические результаты работы заключаются в следующем:

1. Для повышения устойчивости откосов уступов при контурном взрывании целесообразно оценивать относительным снижением мощности зоны с нарушенными межблочными связями в приоткосной части уступа на основе которых разработан коэффициент эффективности применения контурного взрывания на открытых горных работах.

2. Исследованиями установлено, что эффективность применения контурного взрывания возрастает с уменьшением ослабления массива естественной и искусственной трещиноватостью, которая наиболее остро состоит при формировании высоких уступов сложенных интенсивно трещиноватыми породами в сложноструктурных месторождениях.

3. Разработаны критерии оценки работы экранирующих щелей через коэффициент их защитной способности, который зависит параболической закономерностью от ее ширины, физико-механических свойств и частоты нагружения массового взрыва.

4. Исследованиями установлены обобщающие зависимости определения эффективных параметров контурного взрывания из условия совместимости требования прорастания сети трещин между оконтуривающими скважинами и ограничения зоны нарушений от взрыва

оконтуривающих зарядов, на основе которых разработаны методики их инженерного расчета.

5. Исследованиями установлено, что на карьере рекомендуется применять I, II и IV варианты параметров контурного взрывания соответственно на участках, сложенных пород IV, III и II категории по трещиноватости, которые обеспечивают защиту массива от вредного воздействия массового взрыва в глубине горного массива. Показано, что в породах II категории по трещиноватости состояние получаемых откосов оценивается как предельно устойчивые, на которых целесообразен переход на применение оконтуривающих скважин малого диаметра (160-180 мм).

6. Разработанные конструкции скважинных зарядов ВВ и эффективные параметры контурного взрывания внедрены на карьере СПМК-5 государственного объединения «Ўртаосиёмахсусқурилиш» и позволили получить устойчивые откосы 20-метровых уступов с углами откоса  $60^{\circ}$ . Разработанной методикой оформлены откосы уступов на участках общей протяженностью 1,9 км, что подтверждают справедливость разработанной конструкции скважинных зарядов ВВ и их эффективных параметров для определения параметров контурного взрывания. Годовой экономический эффект, полученный за счет сокращения объема вскрышных работ при внедрении разработанной методики составляет 183 сум на  $1 \text{ м}^3$  взрываваемой горной массы (в ценах 01.10.2010 г.).

**СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ**

1. Васильев М.В., Зотеев В.Г., Морозов В.Н. Прогноз блочности пород рудных месторождений. - ФТПРПИ, 1977, №6, с.26-31.
2. Выстропов И.Л. Прогнозирование механических свойств скальных пород железорудных месторождений. - Горный журнал, 1976, №5, с.45-48.
3. Ершов Н.П.. Прогноз естественной трещиноватости породных массивов железорудных месторождений: Материалы Всесоюзного совещания по проблемам и теории прогноза инженерно-геологических условий месторождений полезных ископаемых. Белгород: ВИОГМ, 1975, с.87-89.
4. Зотеев В.Г., Ершов Н.П. Прогноз трещиноватости скальных пород при разработке железорудных месторождений. - Горный журнал, 1972, №8, с.5-7.
5. Морозов В.Н. Инженерно-геологические исследования и прогнозная оценка трещиноватости перед железорудных месторождений: Дисс. на поиск. уч. степ. канд. техн. наук. Л.: ЛПИ, 1976, 163 с.
6. Исследование и внедрение рациональной технологии заоткоски уступов на предельном контуре карьеров ССГОКа и Коршуновского ГОКа, в том числе с пологими и крутыми откосами, с искусственным укреплением. Раздел 1. Сарбайский карьер. Отчет/ ИГД МЧМ, 1977, 169 с.
7. Исследование условий, определяющих длительную устойчивость уступов и разработка мероприятий по обеспечению сохранности транспортных карьеров (применительно к карьерам Гороблагодатского РУ). Отчет./ИГД МЧМ, 1968, 131 с.
8. Исследование устойчивости бортов на глубоких горизонтах Коршуновского карьера. Отчет./ ИГД МЧМ СССР. Свердловск, 1970, 86 с.
9. Исследование устойчивости бортов железорудных карьеров (Качканарский ГОК). Отчет./ ИГД МЧМ, 1962, 62 с.

10. Исследование устойчивости бортов Рудногорского, Сарбайского, Ковдорского и Западного карьера Качканарского ГОКа. Часть I. Сарбайский карьер. Отчет./ ИГД МЧМ, 1972, 168 с.

11. Исследование устойчивости бортов Рудногорского, Сарбайского, Ковдорского и Западного карьера Качканарского ГОКа. Часть II. Рудногорский карьер. Отчет./ ИГД МЧМ, 1973, 197 с.

12. Исследование устойчивости бортов Рудногорского, Сарбайского, Ковдорского и Западного карьера Качканарского ГОКа. Отчет./ИГД МЧМ, 1974, 136 с.

13. Исследование устойчивости бортов Рудногорского, Сарбайского, Ковдорского и Западного карьера Качканарского ГОКа. Часть IV. Ковдорский карьер IV очереди. Отчет./ ИГД МЧМ, 1974, 55 с.

14. Исследование устойчивости бортов. Соколовского карьере ССГОКа. Отчет./ ИГД МЧМ, 1975, 133 с.

15. Исследование устойчивости бортов Суходойского карьере. Отчет./ ИГД МЧМ, 1963, 88 с.

16. Рекомендации по Углам погашения бортов и уступов на Западном и северо-западном участках контура Коршуновского карьере. Часть I. Отчет./ ИГД МЧМ, 1978, 89 с.

17. Рекомендации по углам погашения бортов и уступов Соколовского карьера при его реконструкции и мероприятия по обеспечению их устойчивости. Отчет./ИГД МЧМ, 1977, 94 с.

18. Методические указания по обеспечению устойчивости откосов и сейсмической безопасности зданий и сооружений при ведении взрывных работ на карьерах. Л.: ВНИМИ, 1977, 17 с.

19. Комарова В.В., Зотеев В.Г. Развитие деформации скальных уступов во времени. - В сб.: Вопросы инженерной геологии при проектировании, строительстве и эксплуатации подъемных сооружений, шахт и карьеров. Л.: над. географического общества, 1960, вып.2.

20. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. - ГТС, 1969, №2, с.32-35
21. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. Л.: ВНИМИ, 1975.
22. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. М.: Недра, 1965, 278 с.
23. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. М.: Недра, 1972, 97 с.
24. Щелканов В. Л., Зотеев В.Г. Изменение параметров глубоких карьеров при вскрытии их подземными выработками. - Горный журнал, 1972, №9 с.26-28.
25. Бурлуцкий П.Д., Меримов М.А. К расчету некоторых параметров контурного взрывания на карьерах. - Вопросы разработки рудных и россыпных месторождений. Сб. трудов. М.: Недра, 1970, с.78-83.
26. Ким Д.И., Бахарев А.Г., Сапожников В.Г. Характер деформирования массива горных пород при массовых взрывах на карьерах. - Труды ВНИМИ. Л., 1967, вып.67, с.196-210.
27. Неганов В.П. Исследование разрушающего действия взрывов за контуром рыхления. - Цветная металлургия, 1969, №19, с.13-16.
28. Попов И.И. Результаты комплексных исследований устойчивости бортов карьера Малый Кузбасс; Разработка рудных месторождений открытым способом. Межвузовский сборник. Свердловск: УПИ, 1976, с. 3-9.
29. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. М.: Углетехиздат, 1959, с. 117-125.
30. Фисенко Г.Л., Ревазов М.Л., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах, М., Недра, 1974.

31. Исследования эффективности действия взрыва при многоточечном инициировании удлиненных зарядов. - В сб.: Взрывное дело / Н.П. Сеинов, Марченко Л.Н., Жариков И.Ф, и др. М.: Недра, 1972, №71/28, с.102-108.

32. Кутузов Б.Н., Шифрин В.И. Выбор рациональных параметров контурной отбойки при разработке скальной вскрыши на карьерах облицовочного камня. - В сб.: Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - Новосибирск, 1977, №6, с. 56-62.

33. Неганов В.П. Классификация технологических схем заоткоски уступов и величины зон заколообразования. - Труды института/ Иркутск. Иркутск, 1976, вып.28, с. 109-113.

34. Фадеев Л.Б., Исследование устойчивости бортов карьеров в скальных и полускальных породах. Автореф. дисс. на соиск. уч. степ. докт. техн. наук. М.: 1974, 40 с.

35. Шекун О.Г., Савитюк В.И., Захарчук Б.И. Распределение напряжения в горном массиве при взрыве контурных скважин. - Разработка рудных месторождений. Респ. межвед. науч.-тех. сб. Киев, Техника, 1977, вып.25, с .41-44.

36. Rolf S. Paine, D.K. Holmes, Harri E. Clark. Presplit. Blasting at the Niagara Power Project. The Explosives Engineer, Vol. 39, №3. May - June, Wilmington, Delaware, USA, 1963.

37. Исследование механизма разрушения при контурном взрывании / И.ИТО, К. сасса. - ВИНТИ, №91076/1, 1968, т.84, №964, с. 1059 - 1065.

38. Барон Л.И. Ключников А.В. Контурное взрывание при проходке выработок. Л.: Недра, 1967, 204 с.

39. Барон Л.И. Турчанинов И.А., Ключников А.В. Нарушения пород при контурном взрывании. Л.: Наука, 1973, 339 с.

40. Силаев А.А., Кузнецов В.А. Контурное взрывание при строительстве сооружений. - Горный журнал, 1980, №3, с. 37-40.

41. Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Изменение величины сейсмического воздействия взрывов на карьере в зависимости от различных факторов. - В сб.: Взрывное дело. М.: Недра, 1972, №71/28, с.174-180.

42. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976, 271 с.

43. Цейтлин Я.И. К расчету мощности охранного целика при взрывах. - В сб.: Взрывное дело. М.: Недра, 1977, №78/35.

44. Шуйфер М.И., Краснов Ю.К. Некоторые вопросы исследования сейсмического эффекта взрывов и определение сейсмобезопасных весов зарядов на строительстве Саяно-Шушенской ГЭС. Труды Гидропроекта. М.. 1974, вып.43, с.165-168.

45. Боровиков В.А. Расчет параметров контурного взрывания удлиненными зарядами с воздушными промежутками. В сб.: Взрывное дело. М.: Недра, 1969, №70/27.

46. Боровиков В.А. Некоторые теоретические аспекты предварительного целее образования. - Физические процессы горного производства. Межвузовский сб. Л.: ЛГИ, вып.2, 1975, с.69-73.

47. К расчету параметров волн напряжений при взрыве./ Боровиков В.А. Мисник Ю.М., Моисеев С.И. и др. – Горно-строительные и взрывааемые работы. Сб. трудов, Тульский ПИ. Тула, 1973, вып.1, с. 32-42.

48. Попов И.И., Шабурников А.В., Гриценко А.В. Деформации приконтурных уступов при массовых взрывах на карьере Малый Куйбасс. - Известия ВУЗов. Горный журнал, 1975, №10, с. 80-82.

49. Шуйфер М.И., Лавриненко Ю.К., Крючков В.В. Влияние взаиморасположения очагов взрыва на сейсмический эффект. Труды Гидропроекта. М.: 1974, вып.43, с. 169-174,

50. Фадеев Л.В., Калашников В.Н. Устойчивость бортов магнетитовых карьеров. - Горный журнал, 1969, №12.

51. Прищела Е.А., Кучерявый Ю.Ф., Майнов В.И. Эффективный Способ снижения сейсмического эффекта в ближней зоне. - В сб.: Взрывное дело М.: Недра, 1972, №71/28, с. 181-184.
52. Неганов В.П., Скрипка В.А. Рациональные параметры контурного вырывания при заоткоске уступа. - Цветная металлургия, 1971, №23, с. 10-12.
53. Машуков В.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления им. М.: г Недра, 1976, 248 с.
54. Сисин А.Г. Об образовании откосов бортов карьера при погашении уступов. Бюллетень. Цветная металлургия (горное дело), 1963, №21(242).
55. Беленко Ф.А. Вопросы разрушения горных пород действием взрыва. М., 1958.
56. Баранов Е.Г., Мосинец В.Н.. Метод взрывания о предварительным оконтуриванием разрушаемого массива.- Горный журнал, №7, 1964.
57. Друкованый М.Ф. Ефремов Э.И. Область применения метода взрывания высоких уступов и механизм разрушения пород. // - Горный журнал, 1970, №11, с. 39-41.
58. Сеинов И.П., Жариков И.Ф., Валлиев Б.С. Об Эффективности применения активной забойки. - В сб.: Взрывное дело. М.: Недра. 1972, №71/28.
59. Симанов В.Г., Безматерных В.А. О зависимости давления ПД в скважине от естественной трещиноватости массива. - Известия ВУЗ. Горный журнал, 1973, №3, с.63-65,
60. Любимов Н.П., Морозов В.И. Физико-механические свойства рудовмещающих горных пород. М.: Недра, 1973, 120 с.
61. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. М.: Наука, 1979, 560 с.
62. Миронов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. М.: Недра, 1975, 168 с.
63. Кузнецов Г.В. Взрывные работы. М.: Недра, 1974, 368 с.

64. Шифрин Е.И. Исследование способа разработки скальной вскрыши на месторождениях облицовочных камней с применением буровзрывных работ. Дисс.... канд. техн. наук. Ташкент, 1975.

65. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. Новосибирск: Наука, 1977, 262с.

66. Станюкович К.П. Неустановившиеся движения сплошной среды. М.: Наука, 1971, с.372-377.

67. Рулпениейт К.В. Деформируемость массивов трещиноватых горных пород. М.: Недра, 1975, 223 с.

68. Рулпениейт К.В., Газасова И.В. Способы учета влияния различных классов трещин на деформируемость массивов горных пород: Материалы Всесоюзной конференции по механике горных пород. Апатиты, 1970, с. 113-129.

69. Можаяев Л.В. Исследование устойчивости откосов уступов в скальных и полускальных породах на железорудных карьерах: Автореф. дисс. ... канд. техн. наук, Свердловск, СТИ, 1971, 26 с.

70. Можаяев Л.В., Комаров В.В., Деев Е.А. Оценка нарушенности скального массива уступов Оленегорского карьера по трещинной пустотности. - Горный журнал, 1977, №4, с.44-46.

71. Справочник маркшейдера. Часть II./Отв. ред. Буткевич Т.В., Оглоблин Д.Н. М.: 1955, 754 с.

72. Жариков И.Ф. и др. Исследование механизма действия удлиненных зарядов при взрыве в твердой среде. В сб. «Взрывное дело», №71/28, М., «Недра», 1972.

73. Жаркенов М.И. и др. Результаты промышленных испытаний скважинных зарядов с промежутками из гранулированного пенополистирола. В сб. «Взрывное дело», №78/35, М., «Недра», 1977, С. 102-104.