

Б. Р. РАКИШЕВ

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ
ПАРАМЕТРОВ
ВЗОРВАННЫХ ПОРОД
НА КАРЬЕРАХ



Издательство «НАУКА» Казахской ССР
АЛМА-АТА-1983

Ракишев Б. Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. — Алма-Ата: Наука, 1983. — 240 с.

Решениями XXVI съезда КПСС в области черной и цветной металлургии определена задача более комплексного освоения месторождений полезных ископаемых. В качестве важнейших технологических характеристик взорванной горной массы, предопределяющих технико-экономические показатели работы карьера, рассмотрены параметры развала, гранулометрический состав, размещение пород в развале и степень сложности отработки разнородных забоев. Установлена взаимосвязь указанных характеристик и геологического строения сложных блоков, физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, свойств ВВ, параметров и условий взрывания. Изложены разработанные автором новые аналитические методы расчета указанных параметров.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, занимающихся вопросами взрывного разрушения горных пород и открытой разработки месторождений.

Библиогр. 118 назв. Ил. 47. Табл. 27.

Ответственный редактор

академик В. В. РЖЕВСКИЙ

ОТ РЕДАКТОРА

Решениями XXVI съезда КПСС в области черной и цветной металлургии предусматривается укрепление сырьевой базы действующих предприятий, а также ее дальнейшее опережающее развитие. Определена задача более комплексного освоения месторождений полезных ископаемых, минимизации их потерь при добыче и переработке, создания и широкого применения технических средств и технологий для комплексного и полного извлечения полезных компонентов из руд и включения в разработку бедных и сложных рудных месторождений.

Большинство разрабатываемых и планируемых к вводу в эксплуатацию месторождений руд цветных металлов представлено скальными породами и имеет сложное строение. Они характеризуются неравномерностью оруденения, наличием различных по объему и конфигурации рудных тел. Границы между рудными телами и вмещающими породами визуально неразличимы. В этих условиях управление процессами взрывного дробления и перемещения раздробленной массы для достижения необходимых конечных результатов взрыва приобретает особо важное значение.

Известно, что при разработке сложноструктурных месторождений качество взрывной подготовки скальных пород оказывает определяющее влияние не только на технико-экономические показатели всех последующих технологических процессов, но и на уровень потерь и разубоживания руды, следовательно, на показатели работы предприятия в целом. Недостаточная степень дробления горной массы приводит к резкому снижению производительности горно-транспортного оборудования, увеличению его аварийности, ухудшению энергетических показателей добычи и переработки руд. Интенсивное перемешивание руды с вмещающими породами способствует формированию высокого уровня указанных потерь. Таким

образом, при взрывном разрушении сложноструктурных блоков необходимо обеспечить не только качественное дробление всей массы, но и такое размещение рудных тел, включений в развале, при котором экскавация их производилась бы с наименьшими количественными и качественными потерями.

Решение таких задач может базироваться на использовании закономерностей разрушения реального массива пород и перемещения раздробленной массы при взрыве. На основе такого подхода автором разработаны новые аналитические методы расчета гранулометрического состава взорванной горной массы, распределения кусков по размерам в развале, параметров развала, структурно-технологических характеристик сложных забоев, а также уровня количественных и качественных потерь руды при добыче. Кроме того, предложены методы оценки взрываемости массива горных пород и полезного использования энергии ВВ.

Приведенные результаты принципиально отличаются от ранее известных решений учетом физических особенностей развития отдельных стадий взрыва. Использование при анализе главных для каждой стадии параметров состояния и движения среды позволило впервые в полной мере увязать технологические параметры взорванных пород с исходными данными взрыва. По этим зависимостям при известных прочностных, упругих свойствах пород, гранулометрическом составе массива и горно-геологических условиях залегания полезного ископаемого можно предрассчитать гранулометрический состав взорванной горной массы, геометрические размеры, строение развала, уровень текущих потерь и разубоживания руды. Прогнозирование технологических параметров взорванной горной массы, в свою очередь, позволит активно управлять процессами взрывного дробления и перемещения пород путем выбора для заданных горно-геологических и горно-технических условий рациональных параметров взрывания, технологий буровзрывных и экскаваторных работ, обеспечивающих требуемое качество дробления и уровень эксплуатационных потерь и разубоживания руды.

В. В. Ржевский, академик

ВВЕДЕНИЕ

«Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года», принятыми на XXVI съезде КПСС, предусматривается увеличить производство продукции цветной металлургии в 1,2—1,3 раза, обеспечить опережающее развитие сырьевой базы предприятий отрасли. Решение этой задачи потребует вовлечения в разработку месторождений с пониженным содержанием полезных компонентов и сложным геологическим строением, а также более комплексного использования минерального сырья с сокращением его потерь при добыче и переработке.

Большинство месторождений цветных металлов являются сложными: рудные тела представлены в виде жил, пластов переменной мощности с изменяющимся углом падения и с различными включениями неодинакового объема, разной геометрической формы. Для них характерны неясно выраженные, визуально не наблюдаемые контакты с вмещающими породами и повышенная крепость руд и пород. Комплексное освоение таких месторождений немыслимо без дальнейшего совершенствования техники и технологии добычи и переработки полезных ископаемых.

Как отмечал академик Н. В. Мельников, горная промышленность в нашей стране еще длительное время будет развиваться преимущественно с применением открытого способа разработки. При добыче железной руды доля открытых работ увеличится до 80%, руд цветных металлов — до 75—80%. Местные строительные материалы, флюсовые известняки и многие неметаллические ископаемые добываются сейчас только открытым способом. Такое положение не изменится в перспективе [64].

Развитие открытых горных работ должно базироваться на комплексной механизации и автоматизации производственных процессов. Создание и применение новых высокопроизводи-

тельных машин и комплексов выдвигают задачу обеспечения забойных машин достаточным объемом взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления и связности. При разработке сложных месторождений, кроме того, необходимо такое размещение рудных тел в развале, при котором потери и разубоживание руды при добыче были бы наименьшими.

В последние годы в нашей стране проведено большое число исследований в области разрушения горных пород взрывом, в результате чего разработаны известные методы регулирования степени дробления взорванной горной массы, позволившие значительно снизить выход негабарита и повысить равномерность дробления. Вместе с тем требуемые качества дробления и проработка подошвы уступа на часто встречающихся, трудно- и весьма трудновзрываемых породах еще не достигнуты. Это, очевидно, является следствием того, что в этих методах не установлено долевое участие каждого из определяющих факторов в конечных результатах взрыва.

Прогнозированию размещения разнородных пород в развале до сих пор не уделялось должного внимания. Поэтому нечеткое установление контуров рудных тел в раздробленном состоянии отбиваемой части массива является одной из причин допускаемого на некоторых горно-рудных предприятиях высокого уровня текущих потерь и разубоживания руды. Положение усугубляется еще тем, что экономические последствия от количественных и качественных потерь неодинаковы. В результате снижение потерь руды может привести не к повышению, а к снижению рентабельности предприятия.

Таким образом, прогресс в обеспечении высокопроизводительных машин необходимым объемом взорванной горной массы с требуемыми технологическими характеристиками невозможен без выявления количественных связей между исходными данными и конечными результатами взрыва, ибо только анализ этих зависимостей позволит предложить научно обоснованные методы повышения эффективности подготовки горных пород взрывом.

Для установления этих связей в книге использованы общие закономерности развития взрыва в твердой среде с приложением их к реальным условиям взрывания горных пород. К основным определяющим факторам отнесены упругие, прочностные свойства пород, структурные характеристики массива, элементы залегания рудных тел (включений), а также взрывчатые свойства ВВ, параметры расположения заряда в массиве и условия взрывания. Эти величины могут быть измерены и изучены в условиях каждого месторождения или блока.

В качестве важнейших технологических параметров взорванной горной массы рассмотрены геометрические размеры и конфигурация развала, гранулометрический состав взорванной горной массы, распределение кусков пород по размерам в развале, местоположение пород из различных частей массива после взрыва и степень сложности строения и отработки разнородных забоев. С исходными данными взрыва они взаимосвязываются посредством параметров взрывной полости.

Использование схематизации действия взрыва, предложенной Г. И. Покровским и развитой В. Н. Родионовым, дало возможность применить методы теоретической механики и механики деформируемого твердого тела при определении предельного радиуса взрывной полости, размеров зон разрушения и начальных условий движения раздробленной горной массы, а методы моделирования — при исследовании структуры развала пород. В результате выявлено, что размеры зон разрушения, кусковатость и кинематические параметры движения раздробленной массы при удлинённых зарядах обуславливаются значением предельного относительного радиуса взрывной полости, который определяется отношением среднего давления продуктов детонации к прочностной характеристике пород в условиях взрывного нагружения.

При совокупном рассмотрении всех трех стадий взрыва гранулометрический состав взорванных пород, критическая скорость разрушения массива и максимальная скорость выброса непосредственно взаимосвязаны с прочностными, упругими свойствами пород, трещиноватостью массива, свойствами ВВ, параметрами и условиями взрывания зарядов. Показано, что процесс образования развала обуславливается вектором максимальной скорости центра масс отбиваемой части массива, а геометрические параметры расположения заряда предопределяют начальные условия этого движения. Установлены закономерности размещения пород из различных частей массива в развале при различных способах взрывания, разработан графоаналитический метод определения структуры развала и структурно-технологических характеристик сложных забоев — показатель сложности их строения и отработки. Предлагаемый показатель служит критерием для выбора технологий буровзрывных и экскаваторных работ, обеспечивающих наименьшие количественные и качественные потери полезного ископаемого в заданных горно-геологических условиях.

На основе предложенной модели дробления массива пород взрывом разработан метод, позволяющий по известным прочностным, упругим свойствам пород, структурным характеристикам массива и свойствам ВВ рассчитать диаметр заряда и другие параметры его расположения в массиве.

1. РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА ПОРОД ВЗРЫВОМ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Разрушение массива горных пород действием взрыва ВВ является весьма сложным процессом. Его протекание и конечные результаты определяются природными свойствами массива, характеристиками взрывчатого превращения ВВ и механического взаимодействия продуктов взрыва (ПВ) с окружающей средой. Для понимания этого сложного явления целесообразно сначала рассмотреть механизм разрушения твердых тел при простых статических нагрузках [17, 75].

1.1. Разрушение твердых тел при простых нагрузках. Теории прочности

Поведение материала под нагрузкой зависит от его свойств и вида напряженного состояния. При простых механических испытаниях в одних случаях вплоть до разрушения деформация образцов оказывается более или менее точно пропорциональной напряжению, разрушение наступает при отсутствии пластических деформаций (хрупкое разрушение). При растяжении разрушение происходит по площадке, перпендикулярной направлению растягивающей силы, а при сжатии — по площадкам, параллельным направлению сжимающей силы. В том и другом виде испытаний разрушение осуществляется за счет отделения частиц материала друг от друга путем отрыва. В то же время разрушение хрупких материалов при сжатии нередко происходит по площадкам, наклоненным к направлению сжимающей нагрузки под некоторым углом, что свидетельствует о сложном характере разрушения.

В других случаях после упругой деформации развиваются значительные пластические деформации, заканчивающиеся разрушением (вязкое разрушение). Непрерывно растущая пластическая деформация при сжатии может и не приводить к разрушению. Развитие пластических деформаций и разруше-

ние возникают за счет скольжения и сдвигов путем среза. Каждый материал в зависимости от условий нагружения может разрушаться как путем отрыва, так и путем среза. Поэтому трудно провести грань между видами разрушения при сложных напряженных состояниях.

Хрупкое разрушение путем отрыва обусловлено деформациями удлинения или преимущественно действием нормальных растягивающих напряжений. Предположение о связи разрушения с величиной наибольших растягивающих напряжений было высказано еще Галилеем и поддерживалось впоследствии Ламе и Рэнкиным. Теория, в которой в качестве критерия прочности принимается наибольшее растягивающее напряжение, называется теорией наибольших напряжений, или первой теорией прочности.

Если главные напряжения подчиняются неравенству $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, то по первой теории прочности разрушение материала независимо от вида напряженного состояния произойдет при условии

$$\sigma_1 = \sigma_0, \quad (1.1)$$

где σ_0 — сопротивление материала отрыву. Для многих хрупких материалов, в том числе горных пород, σ_0 равно напряжению в момент разрушения при растяжении σ_p .

Так как первая теория прочности не принимает во внимание два других главных напряжения, от которых в ряде случаев тоже зависит прочность материала, то при сложном напряженном состоянии она нередко приводит к расхождению с опытами.

Предположение о том, что хрупкое разрушение связано не с наибольшим растягивающим напряжением, а с наибольшим относительным удлинением, высказано Мариоттом и Навье; такого же мнения придерживались Понселе и Сен-Венан. Основанная на этом предположении теория прочности называется теорией наибольших удлинений, или второй теорией прочности. По этой теории разрушение независимо от вида напряженного состояния наступит в тот момент, когда наибольшее относительное удлинение $\epsilon_{\max}$ достигает предельной для данного материала величины $\epsilon_{\text{разр}}$. В общем случае

$$\epsilon_{\max} = \epsilon_{\text{разр}} = \frac{1}{E} [\sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3)], \quad (1.2)$$

где E , μ — модуль упругости и коэффициент Пуассона.

При простом растяжении $\epsilon_{\text{разр}} = \sigma/E$. При сложном напряженном состоянии разрушение произойдет при равенстве приведенного напряжения $\sigma_{\text{пр}}$ сопротивлению отрыва:

$$\sigma_{\text{пр}} = \sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3) = \sigma_0. \quad (1.3)$$

Для хрупкого состояния материала эта теория прочности дает согласующиеся с опытом результаты. Она состоит в противоречии с некоторыми опытами по исследованию прочности пластических материалов и не подтверждается при всестороннем равномерном сжатии.

Вязкое разрушение путем среза или скольжения обусловлено преимущественно действием касательных напряжений, что дает основание принять эти напряжения в качестве критерия прочности. Впервые такое предположение было высказано Кулоном и подтверждено опытами Треска, Геста и других ученых. Основанная на этом предположении теория прочности получила название теории наибольших касательных напряжений, или третьей теории прочности. По этой теории текучесть или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния наступят при условии, когда наибольшее касательное напряжение τ_{max} станет равным некоторой постоянной для данного материала величине τ_T — пределу текучести (разрушения):

$$\tau_{\text{max}} = \tau_T. \quad (1.4)$$

При сложном напряженном состоянии $\tau_{\text{max}} = (\sigma_1 - \sigma_3)/2$, при простом растяжении, когда разрушение происходит путем среза, $[\tau] = [\sigma]/2$. Следовательно, условие прочности приобретает вид

$$\sigma_1 - \sigma_3 \leq [\sigma]. \quad (1.5)$$

Теория наибольших касательных напряжений хорошо подтверждается опытами на всестороннее сжатие, а также опытами над пластичными материалами, одинаково сопротивляющимися растяжению и сжатию. Последнее обстоятельство делает эту теорию неприменимой для многих хрупких материалов.

По мнению ряда ученых, опасное состояние материала зависит не от величины деформаций или напряжений в отдельности, а от совокупности тех и других — от величины потенциальной энергии или от численно равной ей удельной работы деформаций. Величина этой работы выражается через все три главных напряжения. Бельтрами предложен критерием пластичности и прочности материала считать полное количество потенциальной энергии деформации в единице объема. Это предложение, не подтвердившееся впоследствии, послужило базой для создания энергетической теории прочности.

Учитывая, что пластическая деформация происходит без

изменения объема, Губер, Мизес и Генки предложили в качестве критерия прочности принять не всю потенциальную энергию деформации, а только ту ее часть, которая идет на изменение формы тела. При этом начало текучести или разрушение материала независимо от вида напряженного состояния будут иметь место, если потенциальная энергия формоизменения Π_ϕ в единице объема достигнет некоторого предельного для данного материала значения Π_ϕ^0 :

$$\Pi_\phi = \Pi_\phi^0. \quad (1.6)$$

При сложном напряженном состоянии

$$\Pi_\phi = \frac{1+\mu}{3E} [(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2] = \frac{3(1+\mu)}{2E} \tau_{\text{окт}}^2,$$

а при линейном растяжении $\Pi_\phi = \frac{1+\mu}{3E} \sigma^2$, где $\tau_{\text{окт}}$ — октаэдрическое касательное напряжение.

Полагая, что опасное количество энергии формоизменения не зависит от вида напряженного состояния, можно написать $\Pi_\phi^0 = \frac{1+\mu}{3E} \sigma_\tau^2$.

Подставив выражения для Π_ϕ и Π_ϕ^0 в уравнение (1.6), получим условие наступления опасного состояния: $\frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} = \sigma_\tau$.

Условие прочности по этой теории, получившей название теории потенциальной энергии формоизменения, или четвертой теории прочности, запишется так:

$$\sigma_\tau = \frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} \leq [\sigma]. \quad (1.7)$$

Эта теория хорошо подтверждается опытами над пластичными материалами, но не оправдывается при применении к хрупким материалам.

Дальнейшие попытки ее усовершенствования привели к формулировке теории Мора, согласно которой величина предельного максимального касательного напряжения может зависеть от величины нормального напряжения σ_n на площадке скольжения. Эта теория постулирует существование предельной зависимости [17]:

$$\tau_{\text{max}} = f(\sigma_n), \quad (1.8)$$

$$\tau_{\text{max}} = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2}, \quad \sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}.$$

Зависимость (1.8) — огибающая предельных кругов Мора — строится по экспериментальным данным. Она может быть выражена прямой линией

$$\tau_{\max} = \sigma_n \operatorname{tg} \psi + k, \quad (1.9)$$

где ψ — угол внутреннего трения; k — модуль сцепления.

Теория Мора в известной мере обобщает первые три теории прочности, хорошо описывает явление пластической деформации и разрушение материалов путем среза. Однако она не учитывает влияния среднего главного напряжения σ_2 . Случай всестороннего растяжения также плохо согласуется с этой теорией.

Более общее решение вопроса о прочности дается в объединенной теории Давиденкова — Фридмана, которая является синтезом ранее рассмотренных теорий наибольших удлинений и наибольших касательных напряжений. Эта теория включает в себя различные возможности разрушения в одной диаграмме механического состояния: сопротивление срезу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 . Причем пластическое разрушение определяется максимальными касательными, а хрупкое разрушение — максимальными приведенными нормальными напряжениями.

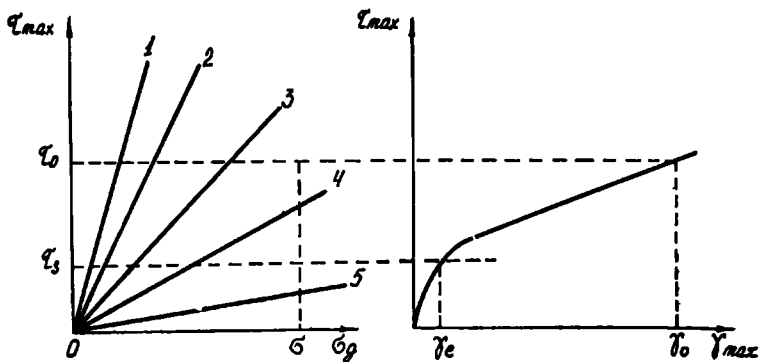


Рис. 1. Диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана

На рис. 1 показана диаграмма механического состояния Я. Б. Фридмана [75]. Она состоит из двух частей. По оси ординат обеих частей отложены максимальные касательные напряжения $\tau_{\max}$. По оси абсцисс в левой части приведены максимальные растягивающие напряжения $\sigma_{1,p}$ (1.3), в правой — максимальные пластические сдвиги $\gamma^p_{\max}$. Кроме того, в левой части показаны прямыми линиями предел текучести τ_t , сопротивление сдвигу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 .

Таким образом, левая часть диаграммы условно характеризует «жесткость» или «мягкость» способа нагружения по отношению к $\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}}$. Так, лучи 1—5 соответствуют вдавливанию, одноосному сжатию ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 2$, $\nu = 0,2$), чистому кручению ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 0,8$), одноосному растяжению ($\tau_{\max}/\sigma_{\text{пр}} = 0,5$) и т. д.; правая часть диаграммы представляет собой обобщенную кривую течения $\tau_{\max} = f(\tau_{\text{пр}}^p)$. Независимость величин τ_0 , τ , σ_0 от напряженного состояния — недостаток теории, особенно в случае объемных напряженных состояний.

Новым в направлении построения критерия прочности при сложном нагружении считается критерий В. В. Новожилова и О. Г. Рыбакиной [75]:

$$\Delta_p = \frac{A}{E_p} \left(1 - \frac{\sigma}{S}\right)^m; \quad \sigma = \frac{1}{3} (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3). \quad (1.10)$$

Здесь Δ_p — интенсивность пластических деформаций; E_p — пластическое разрыхление материала; S — сопротивление материала всестороннему разрыву; постоянная $A = \beta \Delta_{\tau}^2$ включает в себя Δ_{τ} — предельное значение Δ_p при разрушении путем чистого сдвига; β — коэффициент внутреннего трения; m — показатель охрупчиваемости материала в объемном напряженном состоянии.

Критерий (1.10) включает в себя как инвариант деформации, так и инвариант напряжения. Это дает возможность учесть появление больших пластических деформаций при разрушении и рассмотреть в рамках одного универсального критерия второй крайний случай квазихрупкого разрушения со слабо выраженным пластическим деформированием. При использовании в случае простого нагружения он приводит к теории прочности, являющейся обобщением теории Я. Б. Фридмана.

Все перечисленные теории прочности применимы к изотропным и не учитывают структуру реальных тел. Основы теории разрушения, учитывающей реальное состояние материала и, в первую очередь, наличие в нем дефектов, трещин, пустот и других несовершенств, являющихся очагами разрушения, разработаны А. А. Гриффитсом и развиты С. А. Христиановичем, Г. Р. Ирвином, О. Е. Орованом и др. [75, 114].

Поскольку распределение дефектов в объеме «однородных» материалов, распределение свойств реальных сред, например металлов с поликристаллической структурой, горных пород с зернами и межзеренными спайками и т. п., имеют случайный характер, разрушение таких тел наиболее полно объясняет статистическая теория прочности. Она исходит из положения, что любому макроскопическому разрушению предшествует

образование микротрещин. С увеличением внешней нагрузки при определенных условиях микротрещины начинают расти и образуются макротрещины. В идеально неоднородных средах максимальное напряжение, вызывающее зарождение трещин, всегда больше максимального напряжения, вызывающего макроразрушения. Прочность тела полностью определяется прочностью наиболее слабого звена и нет необходимости учитывать сложнейшее взаимодействие первичных элементов-звеньев.

Однако по-прежнему речь идет о статических испытаниях различных конструкционных материалов ограниченного размера (объема). Кроме того, возможность применения статистической теории прочности к горным породам еще недостаточно изучена.

1.2. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом

Из изложенных выше соображений по теориям прочности вытекает, что динамическое разрушение горных пород также зависит от конечного сочетания многочисленных влияющих факторов. Для определения наиболее существенных из них необходимо иметь ясное представление о развитии взрыва в твердой среде. В связи с этим рассмотрим физическую картину взрывного разрушения массива крепких горных пород, в основу которой положена наиболее удачная, получившая экспериментальное подтверждение и ставшая классической схема действия взрыва, предложенная Г. И. Покровским [79]. Согласно этой схеме, после практически одновременной детонации сферического заряда ВВ в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающейся со средой, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением. В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слой породы на контакте продукты взрыва — среда. Материал среды здесь будет испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия (раздавливания) всецело зависят от давления, развиваемого в ПВ в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы.

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва. В результате каждый элементарный сферический (цилиндрический) слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных тре-

щин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормальям к поверхности сферы (цилиндра). Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. При дальнейшем удалении от центра взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются и новые трещины не образуются. Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду (рис. 2).

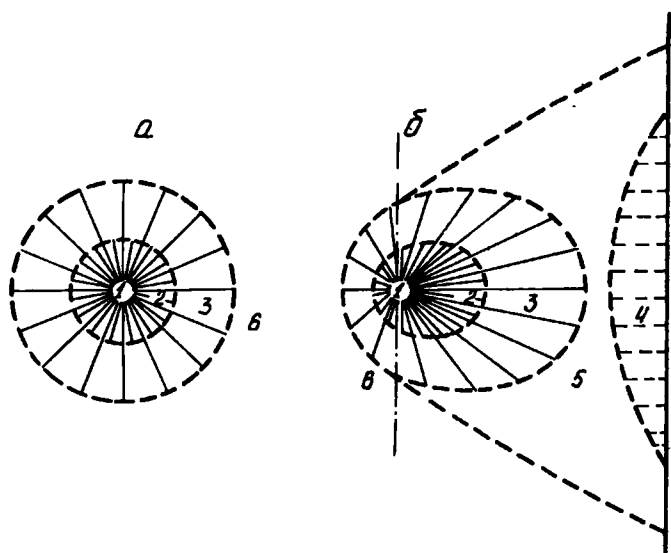


Рис. 2. Разрушение массива пород при взрыве в безграничной среде (а) и вблизи свободной поверхности (б): 1 — взрывная полость; 2—б — зоны: 2 — раздавливания; 3 — радикальных трещин; 4 — трещин, развиваемых от свободной поверхности; 5 — совокупного разрушения; 6 — неразрушенная

На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва.

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализует-

ся в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расшириться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды. В результате возникает волна растяжения (или отражения), распространяющаяся от свободной поверхности во внутрь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения. В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола.

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой — зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва. При взрыве в безграничной среде после падения давления ПВ в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разряжения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение скальных горных пород происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбиваемую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию. В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве. В сильно уплотняемых породах (грунтах) роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ.

Большой вклад в теорию разрушения горных пород взрывом внесли М. А. Лаврентьев, Н. В. Мельников, М. А. Садовский, Ф. А. Баум, А. Ф. Беляев, М. П. Мачинский, Х. А. Рахматулин, В. Н. Родионов и др. Значительный объем экспериментальных исследований проведен Е. Г. Барановым, Л. И. Бароном, Д. М. Бронниковым, Г. П. Демидюком, М. М. Докучаевым, М. Ф. Друкованым, Э. И. Ефремовым, Б. Н. Кутузовым, Ф. И. Кучерявым, В. М. Комиром, Л. Н. Марченко, Э. О. Миндели, В. Н. Мосинцом, Н. Г. Петровым,

В. К. Рубцовым, Н. Я. Репиным, Н. У. Турутой, А. Ф. Сухановым, А. Н. Ханукаевым и другими учеными.

Из работ [14, 15, 22, 34, 36, 41, 48, 54, 55, 68, 70, 71, 112] видно, что процессы, сопровождающие промышленные взрывы, в идентичных условиях протекают одинаково. В то же время в зависимости от конкретных свойств среды, ВВ и условий взрыва различные эффекты взрыва проявляются по-разному. Однако эти результаты не отрицают общую качественную картину разрушения пород взрывом, описанную выше. Вместе с тем, как отмечает В. Н. Родионов, достигнутое понимание в области механического эффекта взрыва в грунте и скальных породах не позволяет пока говорить о законченной теории взрыва в твердой среде. Не разработан еще и математический аппарат для описания и анализа движения твердой среды при взрыве [94].

Поэтому для определения наиболее существенных характеристик механического взаимодействия продуктов взрыва с окружающей средой разрушение массива крепких горных пород и образование развала при взрыве скважинных зарядов в соответствии с изложенным и работами [35, 68] схематически можно разделить на три стадии (рис. 3).

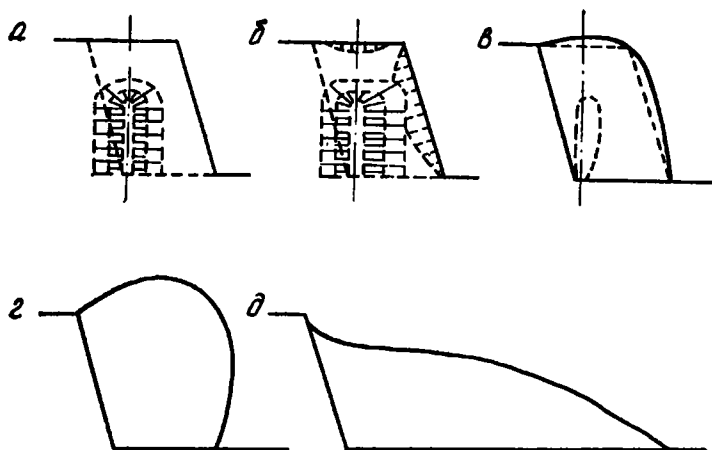


Рис. 3. Этапы развития взрыва в уступе: начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии; начало (з) и конец (д) третьей стадии

На первой стадии мощная волна сжатия, образованная при взрыве, разрушает породу на контакте заряд — среда (дробит или переводит в пластическое состояние), от границы зоны раздавливания распространяется зона радиальных трещин.

Процесс вначале мало отличается от явлений, сопровождающих взрыв в безграничной среде, но взаимодействие волны сжатия со свободной поверхностью приводит к более интенсивному дроблению материала в ее окрестности и теле массива. Эта стадия кратковременная, но за это время расходуется большая часть энергии ВВ. В течение этой стадии осуществляется основное разрушение отбиваемой породы и камуфлетная полость цилиндрической формы достигает предельного объема.

На второй стадии вследствие влияния свободной поверхности нарушается осесимметричное развитие полости, газообразные продукты взрыва сообщают разрушенной породе ускоренное движение в сторону свободной поверхности. Хотя скорости, приобретенные частицами в волне сжатия и растяжения, имеют важное значение, главным определяющим фактором на этой стадии является действие оставшихся в полости продуктов взрыва.

Третья стадия — инерциальный разлет породы в поле силы тяжести, образование развала взорванной породы.

Такая схематизация разрушения и движения среды способствует преодолению трудностей, возникающих при моделировании действия взрыва на массив, так как обычно представляется возможным соблюдение подобия лишь отдельных процессов, сопровождающих взрыв [70]. Она также позволяет применять различные методы, учитывать различные факторы и соблюдать различные критерии подобия при моделировании каждого из перечисленных процессов.

Как видно, в задачах получения взорванной горной массы с гарантированной степенью дробления главного внимания заслуживает первая стадия взрыва. При этом целесообразно подробнее рассмотреть общую последовательность разрушения породы разными системами трещин. Размеры зон разрушения различными трещинами, как известно, зависят от многих факторов: физико-механических свойств пород, трещиноватости массива, характеристик ВВ, параметров расположения зарядов в массиве и др. Интенсивность дробления участка массива при взрыве определяется тем, как густо он охватывается различными системами трещин.

Интересные экспериментальные данные по выяснению последовательности разрушения материала получены В. В. Адушкиным и А. П. Сухотиным [3]. Для наглядности на рис. 4 приведена $r-t$ -диаграмма развития первой стадии взрыва в блоке из плексигласа. Здесь по оси абсцисс отложено время, по оси ординат — относительное расстояние r/r_0 (r — расстояние от центра заряда, r_0 — радиус заряда). Линия 1 представляет собой след фронта волны сжатия, которая отра-

жается от свободной поверхности в виде волны растяжения 2. Контур области 3 показывает расширение зарядной камеры во времени. Ее развитие прекращается примерно через 6 мкс, когда радиус достигает значения $2r_0$. Начиная с расстояния $3r_0$, спустя 6 мкс после прохождения фронта волны сжатия, возникает новая область разрушения материала — 4. Линии 4_1 и 4_2 показывают развитие ее размеров во времени. В блоке толщиной 100 мм ($20r_0$) влияние свободной поверхности на развитие области 4 отсутствует, по крайней мере, в течение 24 мкс.

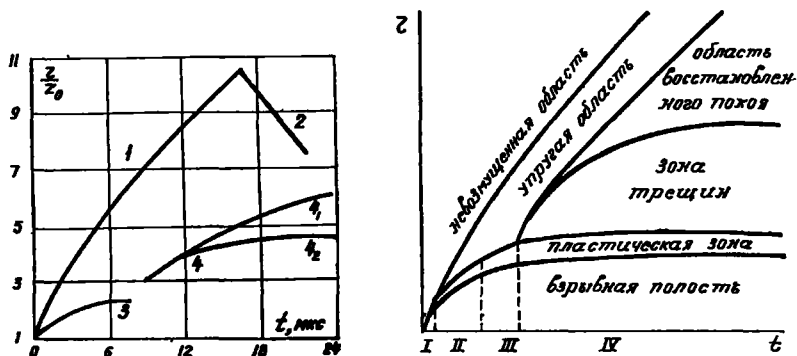


Рис. 4. Диаграмма развития первой стадии взрыва в плексигласе по В. В. Адушкину и А. П. Сухотину

Рис. 5. Этапы развития взрыва в безграничной среде по Н. В. Зволинскому и В. П. Корявову

Во всех опытах с блоками из плексигласа независимо от их размера наблюдалась следующая типичная картина разрушений. В диапазоне расстояний (1—3) r_0 имеет место разогрев материалов, что, очевидно, происходит за счет ударного сжатия и пластических деформаций за фронтом волны. На расстоянии (3—4) r_0 наблюдается шаровой пояс, состоящий из большого числа мелких, радиально ориентированных трещин. Ориентация трещин свидетельствует о том, что они появились в результате действия тангенциальных растягивающих напряжений. Следует подчеркнуть, что эти напряжения во фронте волны сжатия отсутствовали и возникали позже вследствие радиального перемещения материала в сферически расходящейся волне сжатия. Такого же мнения придерживаются С. С. Григорян [31], Н. В. Зволинский [41], В. П. Корявов [49], которые отмечают, что кольцевые напряжения становятся растягивающими на некотором расстоянии позади фронта ударной волны (волны сжатия). Кроме того, эти напряжения монотонно убывают с увеличением радиуса.

Последовательность и смена режимов разрушения в безграничной среде, по данным [41], представлены на рис. 5. На I этапе ударная волна распространяется со сверхзвуковой скоростью по невозмущенной среде, материал между фронтом волны и взрывной полостью испытывает пластическое течение. На II этапе фронт ударной волны распространяется со звуковой скоростью и излучает упругую волну, пластическое течение за фронтом ударной волны продолжается. На III этапе ударная волна истощается (вырождается в контактный разрыв), между полостью и контактным разрывом продолжается пластическое течение, но нового раздавливания среды не происходит. Этот этап длится до тех пор, пока на поверхности контактного разрыва напряжение не достигнет предельного значения его на разрыв. На IV этапе от поверхности разрыва наружу распространяется ударный фронт, насаждающий в среде радиальные трещины. За контактным разрывом продолжается пластическое течение. Ударный фронт разрушения излучает упругую волну, на переднем фронте которой напряжение равно пределу прочности материала на разрыв. Фронт разрушения достигает предельного положения, новых разрушений не происходит, но излучение упругой волны и пластическое течение вокруг полости продолжают. Последний этап длится до полного прекращения движения вокруг полости.

Естественно, что этапы развития при различных условиях взрыва будут протекать по-разному. Например, на них будут оказывать влияние положение свободной поверхности относительно заряда, характеристика среды, ВВ, размеры заряда и т. д. В зависимости от конкретного сочетания определяющих факторов одни виды работы взрыва могут усилиться, а другие, наоборот, ослабиться. Однако, как показывает опыт, общее действие взрыва ВВ во всем его многообразии будет вписываться в приведенную схему разрушения и движения породы при взрыве.

1.3. Методы управления действием взрыва на карьерах

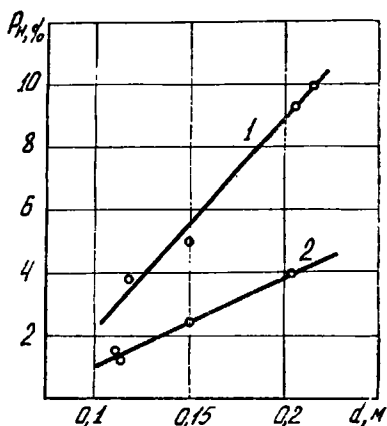
В настоящее время отбойка горных пород на открытых разработках осуществляется в основном скважинными зарядами диаметром 100—340 мм. Этот метод наиболее механизирован, производителен и экономичен. Скважинные заряды позволяют более равномерно распределять ВВ в массиве.

Диаметр скважины является основным параметром удлиненных зарядов и действенным средством управления качеством дробления пород. Однако влияние диаметра заряда на результаты взрыва нередко рассматривается вне зависимости от природных свойств массива, что вызывает противоречивые

толкования. Так, М. Ф. Друкованый и М. Г. Новожилов и др. [36, 76] считают, что увеличение диаметра заряда приводит к повышению интенсивности и равномерности дробления пород.

В то же время данные, приведенные в работах Л. И. Барона, Г. П. Демюдюка, Б. Н. Кутузова, Ф. И. Кучерявого, В. Н. Мосинца, Н. Я. Репина и др., убедительно свидетельствуют о том, что с увеличением диаметра заряда степень дробления пород не повышается, а снижается. При этом повышение степени дробления пород с уменьшением диаметра заряда авторы [14, 54, 55, 71, 89] объясняют повышением равномерности распределения ВВ в массиве и увеличением числа отдельностей, оказывающихся в зоне регулируемого дробления. Лабораторные эксперименты [55] показывают, что на равных относительных расстояниях от заряда скорость развития трещин для зарядов меньшего диаметра выше, чем для зарядов большего диаметра, что служит причиной улучшения качества дробления при зарядах меньшего диаметра.

Рис. 6. Зависимость выхода негабаритных фракций от диаметра заряда: 1 — трудно взрывающиеся породы; 2 — породы средней взрываемости



Промышленными экспериментами [89] установлено, что независимо от структурных и физико-механических свойств массива увеличение диаметра заряда снижает степень дробления породы (рис. 6). Но интенсивность снижения качества дробления с увеличением диаметра скважины существенно зависит от взрываемости пород: в крупноблочных трудно взрывающихся породах она заметно выше, чем в средневзрываемых. Качество же дробления сильно трещиноватых легковзрывающихся пород с увеличением диаметра скважины изменяется незначительно.

Снижение степени дробления пород с увеличением диаметра скважины подтверждают и данные работ [39, 89]. Ухудше-

ние качества дробления объясняется тем, что с увеличением диаметра заряда обычно пропорционально возрастают линия сопротивления по подошве уступа, сетка скважин и, следовательно, объем зоны не вполне регулируемого дробления. Это обстоятельство на трудно взрывающихся породах вызывает большой выход крупнокусковой фракции при взрыве. Уменьшив диаметр заряда, можно достигнуть такого положения, при котором больше отдельностей в массиве попадает в зону регулируемого дробления. Однако это требует перехода на наклонное бурение, так как на высоких уступах при малых диаметрах вертикальных скважин не создаются условия для преодоления сопротивления по подошве уступа. Поэтому управление качеством дробления пород за счет изменения диаметра скважин возможно лишь в сочетании с наклонным бурением.

На трудно взрывающихся участках при наклонных скважинах зарядах уменьшенного диаметра (90—110 мм) степень дробления пород и качество взрывов значительно повышаются: выход негабарита снижается в 2,6—3,3 раза, выход фракций объемом до 0,5 м³ увеличивается в 1,7—1,9 раза, содержание наиболее крупных фракций (более 3 м³) снижается в 1,9 раза, после взрыва создается ненарушенный откос уступа под заданным углом [34]. Отсутствие заколов в глубину массива позволяет соблюдать требуемые параметры расположения скважин при обурировании следующей заходки.

Основными факторами, обуславливающими повышение качества дробления пород при наклонном расположении скважин, являются равномерное распределение энергии взрыва по высоте уступа, резкое сокращение объема зоны не вполне регулируемого дробления и раскрытых трещин за линию скважин.

Однако, несмотря на столь высокие показатели дробления, наклонные скважины не получили широкого распространения. Этому главным образом препятствовало отсутствие высокопроизводительных станков наклонного бурения. Кроме того, на практике трудно выдержать направление скважин, что приводит к нарушению параметров их расположения на уступе. При 10—15-дневном сроке подготовки блоков отдельные скважины засыпаются кусками пород, вываленными из их верхних стенок. Обычно такие скважины не поддаются восстановлению, а забуривание новых сопровождается большими трудностями организационного характера.

Тип ВВ совместно с диаметром скважины, как известно, предопределяет параметры расположения заряда в массиве и, следовательно, конечные показатели взрыва. Поэтому по результатам обычных промышленных взрывов, проведенных при соответствующих параметрах буровзрывных работ (БВР),

трудно судить о степени влияния свойств ВВ на эти показатели. Для оценки эффективности действия различных по свойствам ВВ взрывы необходимо проводить строго в идентичных условиях. Такие эксперименты, проведенные автором на Коунрадском, Акжальском, Актауском и Саякском карьерах с использованием аммонитов № 6 ЖВ, № 10 ЖВ, граммонитов 79/21, 50/50, 30/70, гранулитов АС-4, АС-8, смеси алюмотола с гранулотолом или граммонитом 30/70, показывают, что с возрастанием мощности ВВ улучшается качество дробления пород и увеличивается ширина отброшенной части развала. В частности, по мере возрастания этих характеристик ВВ выход фракций размером более 0,6 м уменьшается в легковзрываемых породах в 2,0÷2,5 раза, в средневзрываемых породах в 1,5 раза и трудновзрываемых породах в 1,5—2 раза. Однако затраты на первичные взрывы не во всех случаях окупаются достигнутым качеством дробления.

Конструкция заряда оказывает существенное влияние на весь процесс дробления и перемещения пород. Например, при рассредоточенных инертной забойкой зарядах по сравнению со сплошными улучшается качество дробления пород. Заряды с воздушными промежутками еще в большей степени улучшают результаты взрыва. По данным Н. В. Мельникова, Л. Н. Марченко [67], создание в скважине воздушных промежутков изменяет характер действия взрыва, позволяет снизить пиковое давление на фронте и сократить объем переизмельченной породы в ближней зоне. М. А. Садовский, Н. В. Мельников, Г. П. Демидюк [97] в качестве основного метода регулирования дробления пород выделяют методы, направленные на удлинение времени воздействия взрыва на окружающую среду при сниженном пике давления. При этом уменьшаются затраты на местные (бризантные) формы работы взрыва, повышается коэффициент полезного использования в дроблении больших объемов. Регулирование достигается за счет применения зарядов с воздушными промежутками, новых гранулированных ВВ типа игданитов, гранулитов, акватолов, ифзанитов и т. д. Определенный прогресс в регулировании интенсивности дробления пород обеспечивается применением комбинированных из различных ВВ зарядов.

Дальнейшее совершенствование конструкции заряда заключается в наиболее рациональном выборе направления детонации. Как показывают лабораторные исследования [36], при инициировании удлиненного заряда сверху поле напряжений в верхней части уступа развивается более интенсивно, нежели в нижней части. При инициировании заряда снизу наблюдается более равномерное поле напряжений по всей высоте уступа. При одновременном инициировании заряда по всей

длине создается промежуточное состояние. Однако в производственных условиях влияние направления детонации заряда на эффект взрыва трудно обнаружить.

При постоянстве объема отбиваемой породы на одну скважину уменьшение линии сопротивления по подошве уступа за счет расширения расстояния между скважинами улучшает качество дробления. При этом, как известно, уменьшается толщина взрываемого слоя и увеличивается длина заряда, что ведет к сокращению объема породы в зоне не вполне регулируемого дробления при приросте такового в зоне активного разрушения.

До 60-х годов на карьерах цветной, черной металлургии, а также строительных материалов широкое распространение получило однорядное расположение скважин на уступе. Этому способствовали некоторые его преимущества перед многорядным мгновенным взрыванием, а именно при однорядном взрывании обеспечивались больший выход горной массы с 1 пог. м скважины (в 1,4—1,6 раза за счет того, что линия сопротивления по подошве всегда больше расстояния между рядами), меньший удельный расход ВВ (в 1,3—1,5 раза за счет большего объема отбиваемой породы одной скважиной). На легко- и средневзрываемых породах достигались хорошее (удовлетворительное) качество дробления и умеренная ширина развала пород, а также создавалось незначительное сейсмическое воздействие на здания, сооружения и борта карьеров. К недостаткам однорядного взрывания следует отнести зависимость работы горного и транспортного оборудования от процесса подготовки и производства взрыва, недостаточно хорошее качество дробления и увеличение ширины развала на трудновзрываемых породах, незначительный объем взорванной горной массы, особенно при проходке траншей, а также жесткие требования к размещению скважин на блоке.

Исследования, проведенные на Коунрадском, Актауском, Акжальском [83] карьерах, показали, что при однорядном взрывании сплошных удлиненных зарядов (аммонит № 6 ЖВ) на легко взрываемых породах ширина отброшенной части развала составляет 13,0—27,0 м, выход негабарита (куски размером более 1,2 м) — 0,6—0,7%, удельный расход ВВ — 0,24—0,17 кг/м³, выход горной массы с 1 пог. м скважины — 90—190 м³/пог. м. На средневзрываемых породах ширина отброшенной части развала достигала 15,0—30,0 м, выход негабарита — 1,4—1,5%, удельный расход ВВ — 0,34—0,22 кг/м³, выход горной массы с 1 пог. м скважины — 55—130 м³/пог. м. На трудновзрываемых породах ширина отброшенной части развала равнялась 20,0—40,0 м, выход негабарита — 3,0—6,0%, удельный расход ВВ — 0,60—0,30 кг/м³, выход с 1 пог. м скважины — 30—85 м³/пог. м.

При зарядах, рассредоточенных воздушными промежутками, выход негабарита на средневзрываемых породах составил 1,2%, на трудновзрываемых — 2,5—4,5%, т. е. в 1,2—1,4 раза меньше, чем при сплошных зарядах. (В приведенных данных первые цифры относятся к 10-метровому, вторые — к 20-метровому уступу.) Массовые взрывы на легковзрываемых и частично на средневзрываемых породах проводились без разборки железнодорожных путей и контактной сети. Таким образом, при правильном выборе параметров расположения зарядов в массиве однорядное взрывание на этих породах обеспечивало высокие технико-экономические показатели буровзрывных и экскаваторных работ. Производительность экскаватора на 1 м³ емкости ковша на Коунрадском руднике достигала 280 тыс. м³ горной массы в год [82].

Применение короткого замедления между зарядами при однорядном взрывании приводит к уменьшению заколов за линию скважины, к некоторому уменьшению ширины развала и улучшению качества дробления пород. Однако эти изменения лежат в пределах точности измерений и при обычных промышленных взрывах трудноуловимы.

Как показывают опыт и исследования [82, 87], резкое улучшение качества дробления пород на средневзрываемых, особенно на трудно- и весьма трудновзрываемых, породах достигается только при многорядном короткозамедленном взрывании. По некоторым результатам многорядное КЗВ имеет неоспоримое преимущество перед однорядным взрыванием.

Приведенные методы управления действием взрыва при однорядном взрывании в равной мере относятся к многорядному КЗВ, так как при любых схемах соединения зарядов определенная их группа взрывается одновременно, а само многорядное КЗВ может быть рассмотрено как совокупность нескольких однорядных взрывов.

Повсеместному распространению многорядного короткозамедленного взрывания на карьерах страны способствовали два важных обстоятельства: во-первых, было освоено короткозамедленное взрывание, которое позволило многорядному одновременному взрыванию освободиться сразу от двух главных недостатков — плохой проработки подошвы уступа и значительного сейсмического воздействия на здания, сооружения и борта карьера; во-вторых, на горно-рудных предприятиях широко внедрялись высокопроизводительные станки шарошечного бурения. Таким образом, технической основой многорядного взрывания послужило короткозамедленное взрывание.

Массовый переход карьеров на многорядное КЗВ объясняется его преимуществами перед однорядным взрыванием, в частности резким улучшением качества дробления на круп-

ноблочных, весьма крупноблочных породах, а также на крепких среднеблочных породах, требующих для дробления завышенного удельного расхода ВВ; обеспечением больших объемов взорванной горной массы; разделением во времени буровых, взрывных и выемочно-погрузочных работ и концентрацией первых на определенных участках. В результате при многорядном КЗВ повышается производительность горно-транспортного оборудования и снижается себестоимость отгрузки единицы объема горной массы.

Важным фактором улучшения качества дробления пород при многорядном КЗВ является создание новых, кратковременно существующих свободных поверхностей взрывом зарядов предыдущих рядов.

Кроме того, при однорядном взрывании значительная часть негабарита выходит из откоса уступа, разбитого трещинами от предыдущего взрыва. Применение многорядного КЗВ резко уменьшает выход негабарита из этой части забоя во втором и последующих рядах, поскольку к моменту их взрывания трещины не успевают раскрыться до величины, полностью локализуемой полем напряжений.

Некоторое улучшение качества дробления может быть достигнуто за счет применения различных схем соединения зарядов. Например, при диагональной схеме монтажа сети обеспечивается более равномерное дробление, уменьшаются заколы в тылу массива и ширина развала пород. При большом числе рядов скважин возможен подбор коэффициента сближения зарядов в желаемом диапазоне.

Модификацией многорядного КЗВ является взрывание в абсолютном зажиме или с подпорной стенкой из необрушенной взорванной массы. При этом варианте создаются условия для бесперебойной работы экскаваторов вне зависимости от буровых и взрывных работ; улучшается качество дробления пород в районе расположения первого ряда скважин за счет увеличения удельного расхода ВВ; резко ограничивается (до нуля) ширина отброшенной части развала. С переходом на многорядное КЗВ в зажатой среде снижаются объемы вспомогательных работ, связанные с уборкой и укладкой железнодорожного пути, контактной сети, зачисткой трассы и др. Наряду с этим при многорядном КЗВ в зажатой среде существенно уменьшается коэффициент разрыхления взорванной породы ($K_p = 1,10—1,15$), что даже при хорошем дроблении значительно повышает энергоемкость выемки и продолжительность экскаваторного цикла [18, 92]. Эффективность многорядного КЗВ в зажатой среде проявляется при наличии не менее 4—5 рядов скважин.

Усовершенствованным (усложненным) вариантом много-

рядного КЗВ в зажатой среде является взрывание высоких уступов (30—100 м). По мнению М. Ф. Друкованого, увеличение высоты уступа и заглубление заряда в разрушаемый массив приводит к увеличению времени воздействия взрыва на среду, в результате значительно улучшается качество дробления взорванной породы [36].

Однако, как показывает опыт работы карьеров Кривбасса, взрывание высоких уступов (25—40 м) дает ожидаемые результаты пока только в чрезвычайно трещиноватых породах [91]. Это, очевидно, связано с тем, что при взрывании крепких монолитных пород заряды первых рядов не могут создать дополнительные свободные поверхности для эффективной работы зарядов последующих рядов. В результате нижняя часть высоких уступов до требуемого состояния не разрушается. Следовательно, главным условием внедрения многорядного взрывания высоких уступов является создание новых, кратковременно существующих свободных поверхностей по всей высоте взрываемого слоя зарядами предыдущих рядов.

Рассмотренные варианты размещения скважинных зарядов в массиве позволяют управлять действием взрыва в определенных пределах. Кроме того, приведенные качественные характеристики не оформлены количественными соотношениями, что имеет решающее значение при обоснованном выборе параметров БВР для получения желаемых результатов взрыва. Таким образом, дальнейшее развитие теории разрушения с целью достижения требуемого качества дробления и размещения пород в развале должно базироваться на комплексном учете влияния определяющих параметров на конечные результаты взрыва. Такой подход должен завершиться установлением более строгих количественных зависимостей между основными влияющими факторами и технологическими параметрами взорванной горной массы.

К основным влияющим факторам относятся: упругие, прочностные свойства пород, структурные характеристики массива, диаметр и направление скважины, тип ВВ, длина заряда, длина незаряженной части скважины, длина перебура, конструкция заряда, линия сопротивления по подошве уступа, расстояние между скважинами и между рядами, количество рядов скважин, схема и время замедления между зарядами. Под технологическими параметрами (характеристиками) взорванной горной массы следует понимать достигнутую в результате разрушения кусковатость, ее распределение в данном объеме до и после перемещения, параметры развала, размещение различных включений, прослоек руды (или породы) в развале и степень трудности отделения рудных прослоек от пустой породы.

1.4. Критерии оценки качества дробления взорванной горной массы

Качество дробления взорванной горной массы является одним из основных показателей буровзрывного комплекса. Оно влияет на все последующие процессы открытых горных работ. Качество дробления наиболее полно характеризуется кусковатостью пород после взрыва. Под кусковатостью понимается процентное содержание кусков определенной крупности и их распределение во взорванном объеме.

Ввиду очевидной сложности измерения качество дробления взорванной руды и породы обычно оценивают другими, более простыми в реализации характеристиками: выходом негабарита, диаметром (размером) среднего куска, расходом ВВ на вторичное дробление и т. д. [13]. При этом считается, что между гранулометрическим составом породы и размером среднего куска (или выходом негабарита) существуют определенные зависимости. Поэтому при определении качества дробления устанавливались зависимости среднего размера куска или выхода негабарита от удельного расхода ВВ, параметров сетки скважин и т. д.

Многие специалисты в области взрывного разрушения пород считают, что на кусковатость взорванной горной массы в первую очередь влияет удельный расход ВВ. К наиболее ранним работам по выявлению эмпирических зависимостей выхода крупнокусковой фракции от удельного расхода ВВ относятся исследования Л. И. Барона [13]. Он установил, что, чем больше удельный расход ВВ, тем при прочих равных условиях мельче дробится отбиваемая руда. Однако резкое снижение выхода крупнокусковой фракции с увеличением удельного расхода ВВ отмечается лишь до некоторого предела.

На основании анализа более поздних работ Л. И. Барон [14], а затем Д. М. Бронников [22], В. И. Терентьев [105] и др. определили, что выход негабарита от удельного расхода ВВ выражается гиперболической зависимостью

$$p_{\text{н}} = \frac{1}{aq - b}, \quad (1.11)$$

где q — удельный расход ВВ; a, b — коэффициенты, зависящие от физико-механических свойств и условий взрывания.

Методическое возражение в этих работах вызывает тот факт, что увеличение или уменьшение удельного расхода ВВ происходило за счет изменения параметров расположения заряда в массиве. Поэтому результаты формулы (1.11) справедливы при анализе усредненных данных большого числа взрывов и расходятся с данными практики при оперативном управлении качеством дробления пород.

Более объективные результаты достигались бы при соблюдении постоянства параметров расположения заряда за счет изменения диаметра скважин. Исходя из такого соображения, Д. М. Бронников и Н. Ф. Замесов [22] установили, что для каждого значения ЛНС имеется своя определенная зависимость между средним диаметром куска и удельным расходом ВВ. Показано, что наряду с удельным расходом ВВ значительное влияние на характер дробления оказывает абсолютная величина самих параметров расположения зарядов. В одних и тех же условиях с увеличением ЛНС кривая среднего диаметра куска смещается вверх (рис. 7, 8). Вид зависимости гиперболический. Однако авторами не выявлено изменение выхода негабарита в зависимости от расстояния между зарядами и других элементов расположения заряда в массиве.

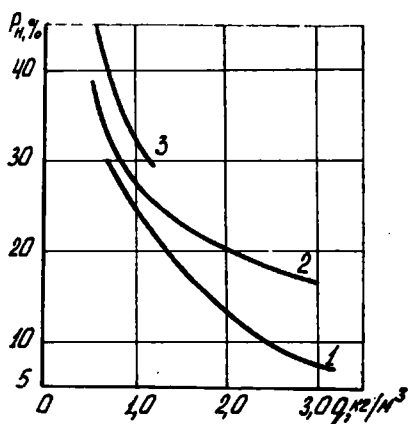
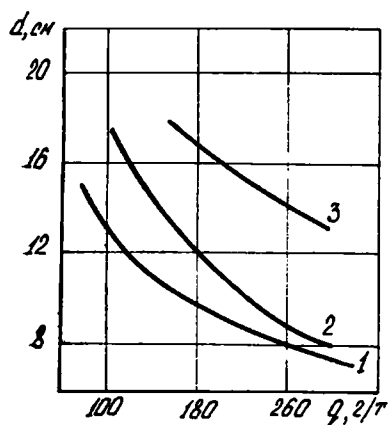


Рис. 7. Зависимость среднего размера куска от удельного расхода ВВ на отбойку одиночными шпуровыми зарядами в кварцитах КМА при л. н. с.: 1 — 0,4 м; 2 — 0,9 м; 3 — 1,1 м

Рис. 8. Зависимость выхода негабарита от удельного расхода ВВ в условиях рудников Горной Шории при л. н. с.: 1 — 1 м; 2 — 2 м; 3 — 3 м

Опровергнув гиперболический характер изменения выхода негабарита в зависимости от удельного расхода ВВ, В. К. Рубцов [54] предложил следующие формулы:

$$p_n = p_o (1 - kq); \quad (1.12)$$

$$p_n = p_o (1 - q/q_o), \quad (1.13)$$

где p_n — выход негабарита при взрыве с удельным расходом ВВ q , %; p_o — содержание в массиве крупных фрак-

ций; %; q_0 — расчетный расход ВВ, исключающий выход негабарита; k — коэффициент, зависящий от размера кондиционного куска, м³/кг.

Несомненной положительной стороной исследований [54] является учет фактора блочности реального массива. Вводя в расчетные формулы размеры естественной блочности массива, В. К. Рубцов средний диаметр куска предложил определять по зависимости

$$d_{\text{ср}} = \frac{0,27 d_{\text{н}}}{\left(\frac{p_0 - p_{\text{н}}}{p_0} \right)^{1/3}} \quad (1.14)$$

Здесь $d_{\text{н}}$ — заданный кондиционный размер куска.

При выводе формул (1.12) и (1.13) автор считал, что заряд ВВ во взрываемом объеме размещается равномерно. Однако это условие не нашло отражения в них. В связи с этим в случаях нарушения принципа равномерности расположения заряда в массиве результаты подсчета по упомянутым зависимостям и, следовательно, по (1.14) значительно отклоняются от фактических данных практики.

На основе изучения свойств массива, параметров зоны дробления и влияния технологических факторов на качество дробления пород для расчета диаметра среднего куска Н. Я. Репиным [89] выведена формула

$$d_{\text{ср}} = \frac{d_0 \left(1 + \frac{\tau r q^c}{H} \right)}{(1 + t \omega^2 q)^{1/3}}, \quad (1.15)$$

где d_0 — диаметр естественной отдельности в массиве, м; r — радиус заряда, м; H — высота уступа, м; ω — относительный радиус зоны дробления; q — удельный расход ВВ, кг/м³; τ , c , t — коэффициенты, учитывающие расположение скважин, способ взрывания и конструкцию заряда.

Использование формулы (1.15) на практике весьма затруднительно, так как в нее входят четыре заранее неизвестные величины (ω , τ , c , t). Для установления их значений в конкретных условиях требуется проведение большого числа трудоемких экспериментальных работ. Следует также заметить, что по средним размерам куска, тем более по выходу негабаритных фракций, трудно установить действительный гранулометрический состав взорванной массы. Дело в том, что при различном сочетании процентного содержания отдельных фракций легко получить один и тот же средний размер куска, и наоборот. Поэтому работы по непосредственному определе-

нию гранулометрического состава взорванной руды и породы заслуживают наибольшего одобрения и внимания.

К числу таких, в первую очередь, относится методика О. Е. Власова [25]. Она предусматривает допущение о мгновенной передаче энергии взрыва окружающей среде в виде кинетической энергии. Считается, что в момент передачи энергии среда ведет себя как идеальная несжимаемая жидкость. Для описания поведения среды используются уравнения гидродинамики. В частности, распределение потенциала скорости частиц среды описывается уравнениями Лапласа, что позволяет для его нахождения использовать метод электрогидродинамической аналогии.

По расчетам О. Е. Власова и С. А. Смирнова [26], средний вероятный размер куска на различных расстояниях от оси взрыва цилиндрического заряда в экваториальной плоскости выражается формулой

$$\bar{a} = \frac{u_s}{4A} \sqrt{\frac{6(r^2 + c^2)^3}{3c^4 + 3c^2r^2 + r^4}}; \quad (1.16)$$

$$A = \frac{L}{4} \sqrt{\frac{q}{\pi \rho \ln(2L/d)}}. \quad (1.17)$$

Здесь u_s — константа, характеризующая прочность среды (критическая скорость разрушения); r — расстояние от оси взрыва; ρ — плотность среды; L, d — длина и диаметр заряда; Q — энергия взрыва, $q = Q/L$; c — большая полуось эллипсоида вращения, $c = L/2$.

Они считали, что вся энергия ВВ переходит в кинетическую энергию среды. В то же время общеизвестно, что часть энергии ВВ, которая переходит в кинетическую энергию среды, зависит от большого числа факторов. Эта доля энергии ВВ еще не установлена. Характеристика прочности среды u_s также непостоянна. Она является функцией координат рассматриваемой точки, свойств ВВ и параметров расположения заряда. В работе [26] не дана методика определения этого параметра среды в зависимости от условий взрывания. При выводе основных зависимостей в начале работы подчеркивается, что они справедливы для взрыва в монолитной неограниченной среде. Тем не менее в конце работы приводятся сопоставления расчета с фактическими данными взрывов Каракубского рудоправления и Иртышских разрезов без введения каких-либо дополнительных условий, что противоречит принятым ограничениям. Все это не позволяет применять методику при расчетах результатов взрывного разрушения.

Метод определения гранулометрического состава пород, основанный на статистической теории разрушения, разрабо-

ган В. М. Комиром [48]. Размер среднего куска взорванной массы находится из соотношения

$$\bar{b}_n = \frac{2}{W^3} \sum_{n=1}^{N_3} R_n \int_{R_n - \frac{c_n t_{\text{он}}}{2}}^{R_n + \frac{c_n t_{\text{он}}}{2}} b_n(R_1) dR_1, \quad (1.18)$$

где W — величина ЛНС; N_3 — общее число зон; R_n — расстояние от центра зоны до оси заряда; c_n — скорость распространения поля напряжений; $t_{\text{он}}$ — длительность воздействия поля напряжений; $b_n(R_1)$ — величина среднего куска в зоне радиуса R_1 :

$$b_n(R_1) = \left(\frac{16\beta}{V\pi\tau_0} \right)^{1/3} \left[1 - \Phi \left(\frac{4}{9} \frac{EL\Pi}{K^2 \sigma_{\text{max}}^2} \right) \right]^{-1/3}$$

η_0 — постоянная, характеризующая структуру тела; β — постоянный коэффициент; Φ — интеграл вероятности; E — модуль упругости; L — линейный размер массива; Π — поверхностная энергия разрушения; k — коэффициент пропорциональности; σ_{max} — максимальное напряжение в импульсе.

Выражение (1.18) содержит множество характеристик среды и ВВ, которые зависят от параметров взрывания и подлежат предварительному обстоятельному изучению. Трудность практического использования формулы (1.18) заключается также в сложности определения поверхностной энергии и параметров нормального распределения неоднородностей [36]. Все это затрудняет использование метода при управлении гранулометрическим составом породы.

Анализ работ [68, 70, 71] показывает, что наиболее надежными являются методы прогнозирования гранулометрического состава, основанные на выборе модели среды, более близко соответствующей реальным горным породам и физической сущности их разрушения взрывом. Этим требованиям отвечают методики, изложенные в работах [36, 45, 48].

Отмечая, что количественное описание процесса необходимо выполнять в соответствии с качественным его описанием, Н. Н. Казаков [45] правильно ориентируется на поиск нескольких математических схем, соответствующих различным по своей физической природе фазам развития взрыва. Он выделяет фазы сильных и слабых волновых возмущений и квазистатического действия взрыва, размер среднего куска находит для каждой зоны в отдельности с использованием закона Риттингера. Размер кусков, на которые дробится порода под

воздействием различных фаз процесса, Н. Н. Казаков предлагает определять для каждого сектора отдельно по формуле (на расстоянии R_{κ} от оси заряда)

$$d = \frac{\sigma \Sigma \Delta V_{\kappa}}{\frac{|\Sigma \Delta \mathcal{E}_{\kappa}|}{e_p} + \frac{|\Sigma \Delta \mathcal{E}_i|}{e_{сж}} + \frac{|\Sigma \Delta \mathcal{E}_i|}{e_{сд}} + \frac{|\Sigma \Delta \mathcal{E}_p|}{e_p} + \frac{|\Sigma \Delta \mathcal{E}_s|}{e_{сд}} + \frac{|\Delta \mathcal{E}_p|}{e_{сж}} + S_f \Sigma \Delta V_{\kappa}}, \quad (1.19)$$

где ΔV_{κ} — объем, сечением которого является криволинейный четырехугольник; $\Delta \mathcal{E}$ — энергия, затраченная на разрушение данного объема в соответствующие фазы взрыва; e — энергия образования новой поверхности при разрушении породы в процессе сжатия, растяжения и сдвига; S_f — удельная поверхность естественных трещин.

В пределах сектора расчет ведется от центра к периферии, до границы трещинообразования. Все параметры суммируются с последовательным добавлением параметров единичного объема до выполнения условия $d \approx \Sigma \Delta R_{\kappa}$. При выходе на границу трещинообразования радиусом $R_{тр.\kappa}$ условие $d \approx \Sigma \Delta R_{\kappa}$ не выполняется. Тогда радиус зоны разрушения определяется из выражения $R_{р.\kappa} = R_{тр.\kappa} - \Sigma \Delta R_{\kappa}$.

В зависимости (1.19) характеристики разрушения $e_{сж}, e_p, e_{ср}$ трудноопределимы. Прочностные характеристики пород в условиях различного сложного напряженного состояния в различных точках массива различны и пока еще не поддаются расчету. Величины $\Delta \mathcal{E}$ также зависят от свойств среды, применяемого ВВ и координат рассматриваемой точки. Эти связи в работе [45] не раскрыты. Ссылаясь на промышленное подтверждение результатов методики, автор, однако, не приводит сопоставления расчетного гранулометрического состава породы с данными практики Каджаранского карьера. Отмеченные недостатки не позволяют использовать зависимость (1.19) для расчета размеров кусков породы при взрыве.

В ряде работ [36, 51, 89] для описания гранулометрического состава взорванной руды и породы используются известные законы теории вероятности. При статистическом анализе в соответствии с теоретическими выводами Д. Гильвари и А. Н. Колмогорова могут быть приняты следующие распределения кусков пород по линейным размерам: логарифмически нормальное, гамма-распределение и распределение Вейбулла. Выбор функции плотности вероятности $f(x)$ осуществляется исходя из предпосылок, приводимых ниже.

Согласно А. Н. Колмогорову, функция распределения по размерам кусков асимптотически стремится к логарифмически нормальной форме, если каждый кусок подвергается повто-

ряющимся разрушениям. Так как при взрывном дроблении эффект разрушения накапливается, то можно применить логарифмически нормальный закон распределения:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma_x \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(\ln x - a)^2}{2\sigma_x^2}}; \quad x \geq 0, \quad -\infty < a < +\infty, \sigma_x > 0, \quad (1.20)$$

где a, σ_x — параметры распределения.

При постоянной объемной плотности дефектов в разрушаемом теле количество кусков, на которые оно распадается, может быть пропорционально количеству дефектов, т. е. функцию $f(x)$ можно выбирать из класса

$$f(x) = \begin{cases} \frac{\lambda^\eta}{\Gamma(\eta)} \cdot x^{\eta-1} \cdot e^{-\lambda x} \\ 0 \text{ в остальных случаях,} \end{cases}; \quad x \geq 0, \quad \lambda > 0, \quad \eta > 0, \quad (1.21)$$

где $\Gamma(\eta)$ — гамма-функция; η, λ — параметры распределения.

Если плотность дефектов — величина переменная, то следует предполагать (по аналогии с теорией надежности), что распределение долей объема подчиняется распределению Вейбулла:

$$f(x) = \begin{cases} \frac{a}{b} \left(\frac{x}{b}\right)^{a-1} \cdot e^{-\left(\frac{x}{b}\right)^a} \\ 0 \text{ в остальных случаях,} \end{cases} \quad \text{при } x \geq 0, \quad a > 0, \quad b > 0, \quad (1.22)$$

где a — параметр формы; b — параметр масштаба.

Кроме этих законов, полученных на основе теоретико-вероятностных представлений, существует еще ряд эмпирических зависимостей, используемых, в частности, в горно-обогатительной промышленности. Среди них следует отметить закон Розина — Раммлера, обоснованный В. М. Кузнецовым [51]:

$$R = V(x_p)/V_0 = \exp[-(x_p/x_0)^n]. \quad (1.23)$$

Здесь x_p — характерный размер осколка; $V(x_p)$ — объем всех осколков, размер которых больше x_p ; V_0 — общий объем разрушенного материала; x_0, n — эмпирические параметры.

Применение указанных законов предусматривает установление связей между параметрами функций распределения и взрывания, что приводит к возникновению лишнего звена между исходными и итоговыми данными взрыва. Кроме того, экспериментальная проверка теоретических схем весьма сложна, проверка согласованности теоретического и экспериментального распределения с помощью некоторого критерия со-

гласия трудно осуществима. Оценки получают либо в модельной постановке, либо косвенным путем [51].

Таким образом, еще не разработана методика расчета ожидаемого гранулометрического состава породы, основанная на физической сущности разрушения пород взрывом и пригодная как для анализа результатов взрыва, так и для управления действием взрыва в заданных условиях. Что касается распределения кусков по размерам в развале, то эта задача серьезно не исследовалась.

1.5. Характеристики размещения разнородных пород массива в развале

Изучение размещения пород из различных частей уступа в развале диктуется двумя обстоятельствами: во-первых, как отмечалось выше, потребностью в установлении мест расположения отдельных (особенно крупных или мелких) фракций в забое; во-вторых, необходимостью указания мест размещения отдельных включений руды (породы) после взрыва. Второе обстоятельство более существенно при разработке сложно-структурных месторождений или их участков, так как наличие разных сортов пород в развале сильно влияет на качество и полноту извлечения сырья из недр. Если учесть, что большинство месторождений руд цветных и редких металлов являются сложными, т. е. они характеризуются неравномерным распределением, непостоянным качественным составом рудных скоплений, отсутствием видимых границ между рудой и породой, то становится понятно, какое важное значение имеет прогнозирование размещения разнородных пород массива в развале.

На величину количественных и качественных потерь полезных ископаемых при добыче решающее влияние оказывают способ разработки месторождения, применяемая техника и технология. Повышению полноты извлечения полезных ископаемых в значительной мере способствует преимущественное развитие открытого способа разработки месторождений. При этом способе разработки, как известно, не только повышается производительность труда и снижается себестоимость добычи, но и достигается полная выемка полезных ископаемых с относительно низкими уровнями потерь и разубоживания. В свою очередь, улучшение качества добываемой руды является одним из дополнительных условий повышения производительности труда и снижения затрат в народном хозяйстве.

Общим методам снижения потерь полезных ископаемых и обеспечения требуемого качества сырья при открытой разработке месторождений уделялось большое внимание в исследованиях Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского, Е. Ф. Шешко, Б. П. Боголюбова, Ф. Г. Грачева, П. Э. Зуркова, Б. П. Юма-

това, Е. Г. Баранова, Г. Г. Ломоносова, Г. В. Секисова и др. Из работ [5, 12, 20, 23, 30, 59, 65, 90, 99, 118] видно, что при существующей технологии обогащения эффективным средством достижения необходимого качества и уровня потерь является обособленная выемка полезного ископаемого. Существенное значение при этом имеет технология буровзрывных и экскаваторных работ.

Целесообразность селективной разработки руд определяется их качеством, а также количеством отдельных их разновидностей, запасами месторождения, требованиями потребителей, ценностью получаемого сырья для промышленности. Окончательное решение в заданных конкретных условиях принимается на основе экономического анализа [1].

Селективная выемка руды осуществляется в сочетании валового рыхления с раздельной выемкой или в сочетании раздельного рыхления с валовой или раздельной выемкой. Принято считать, что валовое рыхление ведет к перемешиванию полезного ископаемого с пустыми породами, что обуславливает большие потери и разубоживание. Чем интенсивнее перемешивание, тем сложнее раздельная выемка.

В условиях сложноструктурных месторождений, когда отделение руды от породы в процессе взрыва практически невозможно, применяется совместное их дробление. Выемка руды с требуемым качеством осуществляется внутризобойной экскаваторной селекцией. Такие месторождения наиболее распространены, к ним относятся Коунрадское, Саякское, Кальмакырское, Сорское, Северо-Джезказганское, Хайдарканское, Каджаранское и др.

Вопросы селективной выемки полезных ископаемых из сложных забоев изучались многими учеными нашей страны. Наибольший вклад в ее теоретическое обоснование внес П. Э. Зурков, определивший научные основы разработки железорудных месторождений сложного состава. Основные положения селективной разработки сложных месторождений цветных и редких металлов разработаны Б. П. Боголюбовым, Ф. Г. Грачевым, Е. Г. Барановым, И. А. Тангаевым, Б. П. Юматовым, Б. Н. Байковым, Г. В. Секисовым и В. П. Смирновым.

В работах [20, 23, 30, 118] места размещения отдельных сортов руды или их включений в развале принимаются заданными, т. е. известными. Закономерности пространственного размещения пород (или руд) из различных частей уступа после взрыва не изучались. Вместе с тем отмечается, что, чем больше развал, тем больше перемешивание. Что касается ширины развала, то для его расчета используются эмпирические формулы, установленные на основе равенства объемов породы до и после взрыва с учетом коэффициента разрыхления.

В частности, формула Н. В. Мельникова, выведенная в предположении, что развал имеет треугольную форму:

$$B = 1,41H \sqrt{\frac{k_p \eta' (1 + \eta'') \sin(\alpha - \beta)}{\sin \alpha \cdot \sin \beta}}, \quad (1.24)$$

где B — ширина развала пород (расстояние от оси скважины второго ряда до нижней кромки развала), м; H — высота уступа, м; α, β — углы откоса до и после взрыва, град; k_p — коэффициент разрыхления породы; η' — отношение величины ЛСП к высоте уступа; η'' — отношение расстояния между рядами скважин к ЛСП.

Формула Е. Ф. Шешко, предполагающая форму развала в виде трапеции:

$$B_0 = A \left(k_p \frac{H}{H'} - 1 \right) + \frac{H}{2\psi}. \quad (1.25)$$

Здесь B_0 — ширина развала (расстояние от нижней бровки уступа до нижней кромки развала), м; A — ширина забоя в целике, м; H' — высота забоя после взрыва, м;

$$\psi = \frac{\sin \alpha \cdot \sin \beta}{\sin(\alpha - \beta)} = \frac{\operatorname{tg} \alpha \cdot \operatorname{tg} \beta}{\operatorname{tg} \alpha - \operatorname{tg} \beta}.$$

Формула П. Э. Зуркова, учитывающая взрываемость пород:

$$B_0 = 2W \cdot k_p \cdot k_T, \quad (1.26)$$

где W — линия сопротивления по подошве уступа, м; k_T — коэффициент относительной трудности взрывания, $k_T = 0,44 \div 1,0$.

Формула П. П. Назарова, включающая в себя плотность породы и удельный расход ВВ:

$$B = 15q_T \sqrt{HW}. \quad (1.27)$$

Здесь B — ширина развала (расстояние от оси скважины первого ряда до нижней кромки развала), м; q_T — удельный расход ВВ на 1 т взорванной породы, кг/т.

Так как форма развала, его ширина и высота зависят от свойств пород в массиве, величины зарядов, расположения их относительно откоса уступа и порядка взрывания, В. В. Ржевский для приближенного определения ширины развала предложил следующие формулы:

при однорядном мгновенном взрывании:

$$B = k_{\text{н}} k_{\varphi} \sqrt{q_{\text{н}}} H, \quad (1.28)$$

где $k_{\text{н}}$ — коэффициент, характеризующий взрываемость породы ($k_{\text{н}}$ равен соответственно 3,0÷3,5, 2,5÷2,0, 2,0÷2,5 для легко-, средне- и трудновзрывае- мых пород); k_{φ} — коэффициент, учитывающий угол наклона скважины к горизонту; $q_{\text{н}}$ — проектный удельный расход ВВ, кг/м³;

при многорядном КЗВ без подпорной стенки:

$$B_{\text{м}} = k_{\text{н}} B + (n-1) a_{\text{р}}, \quad (1.29)$$

где $k_{\text{н}}$ — коэффициент дальности отброса взорванной породы, зависящий от величины интервала замедления; n — число рядов скважин; $a_{\text{р}}$ — расстояние между рядами скважин.

Зависимости (1.24) — (1.29) содержат ряд коэффициентов и величин, которые предопределяются свойствами массива, характеристиками ВВ, расположением зарядов и условиями взрывания. Для использования их, таким образом, нужно выявить взаимосвязь между этими параметрами. Формула, установленная на основании экспериментальных исследований, позволяет исключить это промежуточное звено, и непосредственно учитывает комплексное влияние указанных факторов на ширину отброшенной части развала [83]. При однорядном мгновенном взрывании она рассчитывается по зависимости

$$B_0 = k_0 \sqrt{\frac{\omega_{\text{пр}}}{\omega_{\text{ст}}}} \cdot \frac{HQ}{W \sqrt{a} l_2}, \quad (1.30a)$$

где B_0 — ширина отброшенной части развала (расстояние от нижней бровки уступа до нижней кромки развала), м; k_0 — коэффициент относительного отброса, зависящий от взрываемости пород (k_0 равен соответственно 1,0; 1,1 и 1,2 для трудно-, средне- и легковзрывае- мых пород); $\omega_{\text{пр}}$, $\omega_{\text{ст}}$ — работоспособность применяемого и стандартного ВВ ($\omega_{\text{ст}} = 310 \text{ см}^3$); Q — масса скважинного заряда, кг; a — расстояние между скважинами в ряду, м; l_2 — длина незаряженной ВВ части скважины, м.

Конструкция заряда учитывается величиной l_2 . Если $W \leq a$, то

$$B_0 = k_0 \sqrt{\frac{\omega_{\text{пр}}}{\omega_{\text{ст}}}} \cdot \frac{H \cdot Q}{W \sqrt{W} l_2}. \quad (1.30б)$$

При однорядном КЗВ, когда $W > a$,

$$B_0 = k_0 \sqrt{\frac{\omega_{cp}}{\omega_{сг}}} \cdot \frac{H \cdot Q}{W \sqrt{\frac{a+W}{2} l_1}}. \quad (1.30в)$$

При многорядном КЗВ, если $a_p < a_{опт}$,

$$B_0 = k_0 \sqrt{\frac{\omega_{np}}{\omega_{сг}}} \cdot \sqrt{\frac{a_{опт}}{a_p}} \cdot \frac{H \cdot Q}{W \sqrt{a'_1}}, \quad (1.31)$$

где $a_{опт}$ — оптимальное расстояние между скважинами в ряду, м.

При $a_p \geq a_{опт}$ заряды последующих рядов не оказывают влияния на ширину отброшенной части развала, и она рассчитывается в зависимости от условий взрывания по одной из формул (1.30).

При многорядном КЗВ на необработанную горную массу суммарная ширина подпорной стенки и отброшенной части развала (расстояние от нижней бровки стенки до кромки развала) не превышает величины B_0 , определяемой по формулам (1.30), (1.31).

Полная ширина развала взорванной горной массы

$$B = B_0 + W + a_p(n-1). \quad (1.32)$$

Ширина развала взорванной горной массы и степень перемешивания полезного ископаемого с породой при горизонтальном пластообразном залегании взаимоувязываются зависимостями [20]:

$$\nu = \frac{B(n_{сл}-1)}{A}; \quad (1.33)$$

$$V_{np} = \frac{B \cdot \delta \cdot L}{k_p}. \quad (1.34)$$

Здесь ν — коэффициент изменения длины контакта разнородных пород после взрыва; $n_{сл}$ — число перемежающихся слоев разнородных пород; A — длина контакта разнородных пород в массиве, м; V_{np} — объем примешивающихся к полезному ископаемому пород, м³; δ — толщина примешивающегося слоя, м; L — длина контакта разнородных пород по фронту уступа, м.

Чем больше величины ν , V_{np} , тем больше перемешивание разнородных пород. Однако при крутопадающих пластообразных рудных телах, а также при их сложном, например гнездообразном, залегании ширина развала не дает надежной инфор-

мации о распределении разнородных пород после взрыва. В результате требуется более обстоятельное исследование структуры развала. Изучение положения разнородных пород в развале необходимо в связи с отсутствием визуально наблюдаемых контактов между промышленными и непромышленными участками сложноструктурных месторождений.

Первые эксперименты, преследовавшие такую цель, проведены Е. Г. Барановым, И. А. Тангаевым [12]. В опытах модель уступа разбивалась на три горизонтальных слоя. Модельные взрывы проводились при однорядном и многорядном расположении зарядов на свободную поверхность, а также с подпорной стенкой (рис. 9). После взрыва определялись контуры

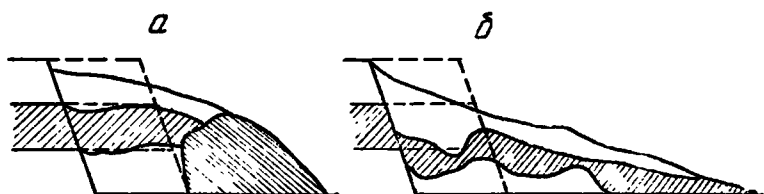


Рис. 9. Профиль развала трехслойного модельного блока при наличии (а) и отсутствии (б) подпорной стенки

этих слоев в развале. В качестве показателя перемешивания разнородных пород предлагается коэффициент искажения (k_{κ}), который, по мнению авторов, определяет степень искажения формы и размеров рудного тела.

При однорядном взрывании:

$$k_{\kappa} = \frac{\frac{H'B}{2} - HW}{HW}. \quad (1.35)$$

При многорядном взрывании:

$$k_{\kappa} = \frac{B \cdot H' - B_6 \cdot H}{B_6 \cdot H}, \quad (1.36)$$

где B_6 — ширина блока между первым и последующими рядами, м.

Однако на основании выражений (1.35), (1.36) трудно судить о степени перемешивания разнородных пород при взрыве, так как в них не учитываются форма и элементы залегания полезного ископаемого. В естественных условиях для рудных тел характерны различные очертания. Углы падения залежей изменяются от горизонтального до вертикального, они имеют

форму от пластообразного до отдельных гнезд и различные размеры. Это многообразие элементов рудных тел в работе [12] не изучалось. Вызывает возражение вывод авторов о том, что во всех случаях с точки зрения уменьшения перемешивания руды с породой выгодно многорядное взрывание.

Интересные производственные данные приведены в работе Б. П. Юматова и др. [118]. Исследование изменения потерь и разубоживания руды авторами проводилось в зависимости от числа рядов скважин. На основании проведенных замеров в условиях Сорского месторождения отмечено, что при многорядном КЗВ потери увеличились в 6 раз, а разубоживание — в 3 раза по сравнению с однорядным взрыванием. Эти дефекты

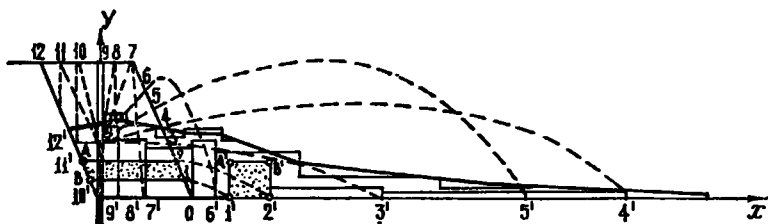


Рис. 10. Схема к определению формы и размеров развала

многорядного взрывания авторы объясняют индивидуальными особенностями геолого-морфологического строения Сорского штокерка и несовершенством буровзрывных работ. На самом деле они являются результатом того, что контуры рудных тел в развале не были известны, и поэтому экскавация взорванной горной массы осуществлялась «вслепую». В этой работе правильно отмечается, что использование метода инструментального выноса промышленных и непромышленных участков по развалу многорядного блока возможно лишь при точном учете степени трансформации рудных участков блока в процессе взрыва. В то же время возможность реализации такой операции при современной технологии буровзрывных работ ставится под сомнение.

Попытка теоретического определения размещения отдельных слоев уступа в развале предпринималась Г. Г. Ломоносовым [59]. Для построения профиля развала (рис. 10) предлагается:

— вычертить в соответствующем масштабе разрез уступа с нанесением колонки заряда;

— разбить уступ на произвольное число частей прямыми отрезками (1, 2 и т. д.), перпендикулярными к поверхности заряда;

- нанести на чертеж траектории движения этих частей;
- в точках пересечения траекторий с осью абсцисс восстановить перпендикуляры ($1'$, $2'$ и т. д.), на них отложить отрезки такой величины, чтобы произведение их длины на абсциссу было бы численно равно площади, ограниченной на разрезе уступа прямыми (например, $S_{AB2,1} = S_{AB2',1'}$);
- суммировать все ординаты на перпендикулярах, восстановленных из точек $1'$, $2'$ и т. д.;
- каждую результирующую ординату и абсциссу на уровне ординаты помножить на величину $\sqrt{k_p}$;
- вычертить главный контур развала.

Как видно, по этой схеме трудно определить места размещения отдельных частей уступа в развале. Кроме того, в исходной позиции [59] имеется ряд некорректных допущений, в частности начальные скорости движения отдельных элементов уступа вычисляются по формуле, установленной для взрыва на выброс. Их значения в 2,5—3 раза превышают скорости, фиксируемые скоростной кинокамерой при взрывах зарядов дробления. Принимается, что упомянутые элементы уступа совершают свободное движение, т. е. не учитывается влияние соседних частей на перемещение рассматриваемой части. Все это приводит к искаженным результатам.

Таким образом, существующие методы не позволяют прогнозировать пространственное размещение разнородных пород массива в развале и оценить сложность их разработки. В то же время наличие определенной информации о технологических характеристиках взорванной горной массы дало бы возможность воздействовать на первичные параметры, предопределяющие конечные результаты взрыва. Четкое разграничение контуров кондиционных промышленных сортов руды от некондиционных или пустых пород и принятие мер по их желаемому размещению в развале способствовало бы вовлечению в добычу некоторой части полезного ископаемого, которая раньше отгружалась вместе с пустой породой в отвалы. Кроме того, эти меры позволят существенно улучшить качество добываемого сырья.

2. ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА ПОРОД И ВЗРЫВАЕМОСТЬ ГОРНОГО МАССИВА

Изучение взрывного разрушения горного массива возможно лишь при наличии достоверных сведений о физико-механических свойствах пород и массива, так как развитие взрыва при известных характеристиках ВВ и условиях взрывания зависит от конкретного сочетания этих величин. Поведение массива при взрыве, т. е. степень его сопротивляемости разрушению, обычно выражается взрываемостью — специфическим свойством горного массива, обусловливаемым заданной совокупностью природных характеристик пород. Для оценки взрываемости среды и эффекта взрыва в ней целесообразно сначала рассмотреть основные свойства горных пород и трещиноватость массивов ряда конкретных месторождений.

2.1. Упругие, прочностные свойства пород и трещиноватость горных массивов

В качестве объекта исследования выбраны месторождения, у которых упругие, прочностные и структурные свойства пород колеблются в больших пределах. Составив различные комбинации этих характеристик, можно получить широкий класс пород по взрываемости, адекватный реальным массивам месторождений твердых полезных ископаемых.

Коунрадское месторождение медных руд представлено вторичными кварцитами из гранодиорит-порфиров и эффузивных порфиров, супергенно измененными вторичными кварцитами и неизмененными гранодиорит-порфирами. Вмещающие породы и руды не отличаются друг от друга по своим физико-механическим свойствам, сравнительно однородны. Наиболее плотные и крепкие породы — первичные гранодиорит-порфиры, вторичные кварциты из эффузивных порфиров — имеют коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова $f =$

—12—14, для вторичных кварцитов из гранодиорит-порфиров он равен 8—10.

Акжалское месторождение полиметаллических руд сложено эффузивно-осадочными отложениями среднего, верхнего девона и нижнего карбона. В пределах рудного поля значительно распространены интрузивные породы. Основные типы пород характеризуются следующими коэффициентами крепости: диорит-порфирит, бугристый известняк — 8—10, известняк мраморизованный — 10—12, известняк светло-серый крупнозернистый — 10—14, скарнированный известняк — 14—16.

Саякское месторождение представлено вулканогенно-обломочными и карбонатными породами нижнего карбона, эффузивными образованиями и интрузивными породами средневаржского комплекса. Структура месторождения очень сложная, распространены разрывные нарушения самых различных масштабов, направлений и типов. Оруденелыми породами в основном являются скарны, в подчиненном значении находятся гранодиориты. Вмещающие породы — ороговикованные песчаники, туфопесчаники, известняки, туфоалевролиты, мраморы, диоритовые порфириды, гранатовые и пироксен-гранатовые скарны. Коэффициент крепости у ороговикованных туфов и песчаников — 14—18, рудных и безрудных скарнов, диоритовых и диабазовых порфиров — 14—18, гранодиоритов — 14—16, массивных известняков — 10, мраморов — 8.

К основным свойствам горных пород, характеризующим их поведение при динамических нагрузках, как известно, относятся: плотность, скорости распространения продольной и поперечной волн, модуль упругости, коэффициент Пуассона и пределы прочности на сжатие, растяжение и сдвиг. Эти константы пород устанавливаются стандартными методами на образцах правильной и полуправильной формы [42]. Главные упругие и прочностные свойства горных пород указанных месторождений, определенные с использованием известных методик, приведены в табл. 1. Коэффициент Пуассона, найденный методом критического угла на образцах полуправильной формы, оказался равным 0,26—0,34. Модуль упругости легко вычисляется по формулам теории упругости при подставке в них конкретных значений плотности, скорости продольной волны и коэффициента Пуассона.

Существенное влияние трещиноватости (блочности) пород на крупность взорванной горной массы отмечалось давно и многими исследователями. Одним из первых М. М. Протодяконов [80] заметил, что наличие трещиноватости в породах существенно улучшает (облегчает) их взрываемость. Известная квалификация пород М. М. Протодяконова по коэффициенту крепости была составлена для практически монолитных

Т а б л и ц а 1. Основные свойства горных пород

Породы (их индексы)	Плотность пород, кг/м³	Скорость звука, м/с	Пределы прочности (МПа) на		
			сжатие	растяжение	сдвиг
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К-1)	2720	5200	157,0	15,7	22,6
Вторичные кварциты из:					
эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	2770	5200	133,4	15,2	23,0
эффузивных порфиров, средние (К-3)	2740	4820	107,9	13,2	20,0
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)	2760	4820	92,2	9,8	17,2
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	2740	4550	71,6	8,3	14,2
гранодиорит-порфиров, коалинизированные (К-6)	2500	3500	35,3	3,9	5,9
Скарнированный известняк (А-1)	2840	4250	209,9	19,6	33,3
Крупнозернистый известняк (А-2)	2820	4350	175,6	16,2	27,4
Мраморизованный известняк (А-3)	2820	3820	158,9	12,3	19,6
Диорит-порфирит Акжала (А-4)	2720	5700	107,9	10,3	16,2
Ороговикопаный песчаник (С-1)	3060	4410	258,0	21,6	38,2
Диорит-порфирит Саяка (С-2)	2900	4920	251,1	21,1	34,3
Туфопесчаник (С-3)	2700	4640	243,3	20,6	35,8
Диабазовый порфирит (С-4)	2840	4210	235,4	17,7	28,0
Актинолит-гранатовые скарны (С-5)	2900	5740	210,9	20,6	34,3
Гранодиориты Саяка (С-6)	2730	4960	189,3	16,2	28,4
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	2900	5700	179,5	17,6	27,4
Оруденелые скарны (С-8)	3800	5900	172,6	16,7	26,0
Массивный известняк (С-9)	2820	3860	145,2	12,7	21,6
Мрамор белый (С-10)	2710	4800	66,7	5,9	10,3

пород, обычно встречаемых на подземных работах (при проходке выработок и др.). Именно поэтому взрываемость пород прежде всего увязывалась с их крепостью.

А. Ф. Суханов [102] при составлении классификации горных пород по взрываемости писал, что классификация по трещиноватости представляет практический интерес, так как трещиноватость иногда является решающим фактором для отделения породы от массива. Чем более трещиновата порода, тем легче ее добыча.

Эта работа послужила основой для дальнейших исследований. Так, в 1945 г. на Коунрадском руднике была разработана классификация пород по взрываемости с учетом естественной трещиноватости массива пород. Классификация пород по взрываемости, составленная в 1960 г., приведена в работе [83].

Трещиноватость массива горных пород как основную характеристику объекта разрушения в разное время изучали

Л. И. Барон, Г. П. Личели [14], Д. М. Бронников, Н. Ф. Замесов [22], Г. П. Демидюк [104], М. М. Докучаев и др. [34], Б. Н. Кутузов [54], Ф. И. Кучерявый [56], В. К. Рубцов [95], Н. У. Турута, Т. А. Галимуллин [108] и др. Они предложили классификации пород по трещиноватости для различных месторождений.

До недавнего времени для упрощения исследований предполагалось, что массив сложен отдельностями одного усредненного размера. Считалось также, что разные массивы различаются только степенью трещиноватости. В действительности трещиноватый массив представлен отдельностями разного размера и имеет вполне определенный гранулометрический состав. На этот факт в числе первых обратил внимание В. К. Рубцов [95]. Он предложил трещиноватость массива характеризовать средним расстоянием между трещинами и содержанием крупных отдельностей в массиве.

Т а б л и ц а 2. Классификация горных пород по степени трещиноватости [29]

Категория трещиноватости пород	Степень трещиноватости (блочности) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех систем, м	Акустический показатель	Содержание (%) в массиве отдельных крупнее		
				0,3 м	0,7 м	1,0 м
I	Чрезвычайно трещиноватые (мелкоблочные)	До 0,1	0,1—0,01	До 10	Около 0	0
II	Сильнотрещиноватые (среднеблочные)	0,1—0,5	0,25—0,10	10—70	До 30	До 5
III	Среднетрещиноватые (крупноблочные)	0,5—1,0	0,40—0,25	70—100	30—80	5—10
IV	Малотрещиноватые (весьма крупноблочные)	1,0—1,5	0,60—0,40	100	80—100	40—100
V	Практически монолитные (исключительно крупноблочные)	Более 1,50	1,00—0,60	100	100	100

Исходя из работ В. К. Рубцова и др., Межведомственной комиссией по взрывным работам была принята единая классификация горных пород по степени трещиноватости в массивах (табл. 2) [29]. В результате исследований, проведенных под руководством В. В. Ржевского [92], эта классификация

была дополнена еще одним важным параметром — акустическим показателем трещиноватости, равным отношению квадратов скоростей продольных волн в массиве и образце данной породы. При проведении массовых взрывов в зажатой среде, что исключает измерения на обнажениях, наиболее перспективными являются сейсмические и акустические методы оценки трещиноватости породного массива.

В массиве горных пород отмечаются трещины трех порядков [88]. Трещины первого и второго порядков определяют сопротивляемость пород бурению и измельчению в дробилках.

Трещины третьего порядка наиболее существенно влияют на эффективность взрывания массива горных пород [92]. К ним относятся эндогенные трещины, возникающие при метаморфизации пород за счет уменьшения объема пород. Кроме того, к ним принадлежат тектонические трещины, развивающиеся в горных породах под влиянием тектонических сил, искусственные трещины, образующиеся в породах при ведении горных работ, и трещины выветривания. Все трещины третьего порядка имеют значительное простирание, измеряемое сантиметрами, метрами и даже километрами. Величина их раскрытия изменяется от 10^{-6} до 10^{-1} м. Эти трещины могут заполняться другими породами или оставаться незаполненными. Для трещин третьего порядка характерно то, что они делят породы на структурные элементы — отдельности [9, 53, 62, 92].

Таким образом, изучение трещиноватости массива пород сводится к определению характеристик трещин третьего порядка.

Блочность массивов Коунрадского, Акжальского и Саякского месторождений измерялась на обнажениях непосредственно и фотопланиметрическим способом. Для этого в нижней части выбранного от предыдущего взрыва забоя выделялась полоса шириной 2,0 м. Вдоль нее протягивалась лента с делениями и подсчитывалось число естественных трещин, пересекающих ленту. Одновременно с этим по методу П. Э. Зуркова определялся гранулометрический состав отдельностей массива.

Данные по гранулометрическому составу естественных отдельностей массива приведены в табл. 3 и графически изображены на рис. 11. Анализ этих данных показывает, что на разных месторождениях содержание естественных отдельностей массива по некоторым типам пород совпадает довольно близко. В то же время в пределах даже одного месторождения (за исключением Акжальского) не наблюдается какая-либо четкая связь между крепостью пород и блочностью массива. Породы с одинаковой крепостью могут иметь различный грану-

Т а б л и ц а 3. Характеристики трещиноватости массивов пород

Породы (их крепость)	Содержание (%) отдельностей размером (м)							Средний диаметр отдельностей, м
	<0,20	0,21—0,40	0,41—0,60	0,61—0,80	0,81—1,00	1,01—1,20	>1,21	
Интенсивно дробленные вторичные кварциты из эффузивных порфиров ($f=8$), гранодиорит-порфиры ($f=12$)	47,1	29,0	10,4	5,3	4,0	3,2	1,0	0,32
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=8-10$), эффузивных порфиритов ($f=8-12$)	30,0	19,2	14,5	12,7	11,0	8,6	4,0	0,50
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=12-14$), эффузивных порфиров, плотные ($f=12$)	15,5	16,1	13,6	13,2	12,1	12,3	17,2	0,70
Диорит-порфиры, бугристый известняк ($f=8-10$)	42,0	28,0	14,7	6,5	4,5	3,3	1,0	0,33
Известняк мраморизованный, известняк крупнозернистый ($f=10-14$)	30,0	20,8	14,3	11,4	9,9	8,1	5,5	0,50
Известняк скарированный ($f=14-16$)	19,8	17,2	15,5	9,7	8,2	10,5	19,1	0,66
Ороговикованный песчаник, туфопесчаник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты ($f=14-18$)	28,5	20,5	13,0	11,2	11,0	9,6	6,2	0,52
Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ($f=14-18$), массивный известняк ($f=10$)	14,0	15,3	12,6	11,4	12,7	14,5	19,5	0,72
Мраморы ($f=8$)	—	—	5,0	12,0	20,0	29,0	34,0	1,05

лометрический состав естественных отдельностей. Мало того, более крепкие породы могут иметь меньший средний размер блока, чем менее крепкие породы. Все это в явной форме выражает сложную роль трещиноватости при оценке массива как объекта разрушения.

По гранулометрическому составу был вычислен средний диаметр отдельности по типам пород, который практически совпадал со значением среднего расстояния между трещина-

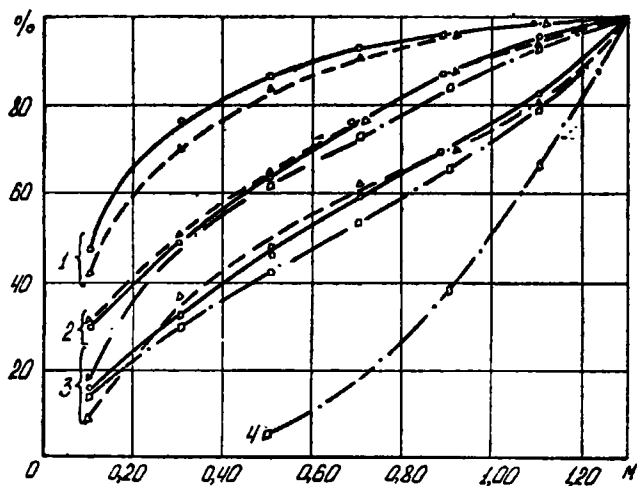


Рис. 11. Гранулометрический состав естественных отдельностей массива. Породы: 1 — среднеблочные; 2, 3 — крупноблочные; 4 — весьма крупноблочные

ми. Следует подчеркнуть, что в табл. 3 приведено среднеарифметическое содержание фракций, полученное в результате большого числа замеров. Причем суммарная длина обследованных участков по каждому типу пород составляла не менее 5 км. Коэффициент вариации в случае самого неблагоприятного сочетания не превышал 25%.

Акустический показатель трещиноватости определялся по методике, разработанной под руководством В. В. Ржевского [92]. Средние значения скоростей продольной волны в массиве и акустического показателя трещиноватости приведены в табл. 4. Из таблицы видно, что наименьшие значения скоростей наблюдаются в сильнотрещиноватых, умеренные — в малотрещиноватых массивах. Причем в первом случае скорость продольной волны в массиве в два с лишним раза меньше, чем в образцах. Это обуславливает меньшую акустическую жесткость пород в массиве.

Сопоставление показателей трещиноватости, приведенных в табл. 4, показывает, что породы первого типа Коунрадского и Акжальского месторождений относятся к сильнотрещиноватым (среднеблочным), а все остальные породы (за исключе-

Таблица 4. Акустические характеристики пород

Породы (их крепость)	Средний диаметр отдельности, м	Скорость звука (км/с) в		Акустический показатель
		образцах	массиве	
Интенсивно дробленные вторичные кварциты из эффузивных порфиров ($f=8$), гранодиорит-порфиры ($f=12$)	0,32	3,5—4,8	1,3—1,8	0,14
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=8-10$), эффузивных порфиров ($f=8-12$)	0,50	4,5—4,8	1,7—2,5	0,14—0,27
Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров ($f=12-14$), эффузивных порфиров, плотные ($f=12$)	0,70	5,2	2,4—3,2	0,25—0,38
Диорит-порфиры, бугристый известняк ($f=8-10$)	0,33	3,8—5,7	1,4—1,7	0,10—0,13
Крупнозернистый, мраморизованный известняк ($f=10-14$)	0,50	3,8—4,4	1,6—2,4	0,18—0,30
Скарнированный известняк ($f=14-16$)	0,66	3,6—4,2	2,2—2,6	0,37—0,40
Ороговикованный песчаник, туфопесчаник, диабазовые и диоритовые порфиры, гранодиориты ($f=14-18$)	0,52	4,0—4,8	1,7—2,6	0,20—0,30
Актинолит-гранатовые, эпидотпироксеновые, оруденелые скарны ($f=14-16$), массивный известняк ($f=10$)	0,72	4,2—5,5	2,4—3,4	0,32—0,38

нием мраморов) всех трех карьеров — к среднетрещиноватым (крупноблочным). Мраморы Саякского месторождения слабают малотрещиноватые (весьма крупноблочные) массивы.

2.2. Технологическая характеристика взрываемости горных пород

Как показывает опыт, взрываемость массива горных пород находится в тесной связи с прочностью, вязкостью, плотностью породы и трещиноватостью массива. С увеличением прочности пород при прочих равных условиях возрастает их сопротивляемость внешним усилиям. Эта зависимость отражена в извест-

ной классификации горных пород М. М. Протодяконова [80]. Корреляционную связь между характеристикой трудности отделения пород от массива и коэффициентом их крепости при примерно одинаковой трещиноватости массива отмечают авторы [32, 39, 104].

Большое влияние на взрываемость пород оказывает трещиноватость массива. В зависимости от частоты и характера трещин изменяется и процесс разрушения горных пород. При наличии частых микротрещин обычно наблюдается хорошее дробление породы, а при макротрещинах — значительный выход крупных кусков.

Что касается плотности пород, то с ее увеличением при прочих равных условиях потребуется больше затрат энергии ВВ на разрушение [80, 91, 105].

Обычно во взрывающей среде эти свойства пород проявляются в различном сочетании между собой, поэтому сопротивляемость массива пород разрушению должна учитывать их комплексное влияние. В связи с отсутствием обоснованной физической характеристики взрываемость пород оценивается удельным расходом ВВ (или энергии) на разрушение данного объема до кусков определенной крупности при стандартных условиях. Предполагается, что указанная характеристика учитывает конкретное заданное сочетание природных свойств пород и массива. По величине таким образом найденного расхода ВВ с некоторым шагом все породы делятся на различные классы по взрываемости. Классы должны служить основой для выбора параметров буровзрывных работ и сопоставления технико-экономических показателей различных предприятий.

Одна из первых таких классификаций пород по взрываемости, предложенная А. Ф. Сухановым [102], основана на расчете удельного расхода ВВ, затрачиваемого на преодоление сил сцепления по поверхности отрыва и силы тяжести породы, по формуле

$$q = q_1 \frac{S}{V} + q_2, \quad (2.1a)$$

В случае правильного конуса

$$q = \frac{q_1'}{H} + q_2, \quad (2.16)$$

где q_1 — удельный расход ВВ на единицу поверхности отрыва породы от массива, кг/м^2 ; q_2 — удельный расход ВВ на единицу объема породы для преодоления силы тяжести, кг/м^3 ; S — площадь отрыва породы, м^2 ; V — объем породы, м^3 ; q_1' — удельный расход ВВ на преодоление сил сцепления по поверх-

ности отрыва на 1 м^3 породы, кг/м^3 ; H — глубина заложения заряда, принимаемая равной расстоянию между рядами шпуров или ЛСП, м.

По величине удельного расхода ВВ, рассчитанной для глубины заложения 1,0; 0,35 и 10 м при одной свободной поверхности с показателем взрыва, равным $n = \text{tg } \alpha = 1$ (α — угол полураствора воронки взрыва), все породы А. Ф. Сухановым разделены на 7 категорий и 16 классов. Ввиду того что в классификации не обоснованы составляющие удельного расхода ВВ, не учтены природные свойства пород, не конкретизированы расположение заряда в массиве и степень дробления взорванной породы, она не получила широкого применения.

Развивая идеи работы [102], В. А. Новиков и Б. А. Сонин [107] за показатель взрываемости пород предложили принимать массу заряда из аммонита № 6 ЖВ, который, будучи взорван на глубине 1,0 м, дробит около 1 м^3 породы с выходом фракции — 0,15 м около 50%. На основе таким образом установленного исходного (эталонного) удельного расхода ВВ с шагом $0,25 \text{ кг/м}^3$ породы Баженовского месторождения асбеста по степени взрываемости разделены на 4 категории: легковзрываемые (характеристики пород: $\rho_0 = 2600 \text{ кг/м}^3$, $\sigma_{сж} = 59 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 4,9 \text{ МПа}$, $q_s = 0,25 \text{ кг/м}^3$), средневзрываемые ($\rho_0 = 2700 \text{ кг/м}^3$, $\sigma_{сж} = 78,5 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 6,9 \text{ МПа}$, $\sigma_{сд} = 9,8 \text{ МПа}$, $q_s = 0,50 \text{ кг/м}^3$), трудновзрываемые ($\rho_0 = 2800 \text{ кг/м}^3$, $\sigma_{сж} = 137 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 11,3 \text{ МПа}$, $\sigma_{сд} = 17,7 \text{ МПа}$, $q_s = 0,75 \text{ кг/м}^3$) и очень трудновзрываемые ($\rho_0 = 2900 \text{ кг/м}^3$, $\sigma_{сж} = 157 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 12,3 \text{ МПа}$, $\sigma_{сд} = 22,6 \text{ МПа}$, $q_s = 1,0 \text{ кг/м}^3$).

Однако в работе [107] также не учитывается трещиноватость массива, так как взрывание предлагается проводить в монолитном слое породы. Кроме того, экспериментальное определение q_s сопряжено с трудностями, связанными с необходимостью прострелки шпуров, ручным извлечением раздробленной породы из воронки взрыва и ее грохочением.

Для устранения отмеченных недостатков степень взрываемости пород В. К. Рубцов [54] предложил характеризовать величиной удельного расхода ВВ, определяемой по формуле

$$q_s = q \frac{V'_e}{V'_e - V'_н}, \quad (2.2)$$

где V'_e — содержание в массиве кусков фракции $+0,5 \text{ м}$, %; $V'_н$ — выход кусков фракции $+0,5 \text{ м}$ при взрыве с удельным расходом ВВ q , %; q_s — эталонный расход ВВ, кг/м^3 .

В качестве эталонных приняты следующие условия: расположение зарядов однорядное, число зарядов не менее 5,

диаметр заряда не более 0,02 высоты уступа, перебур не более 10—15 диаметров заряда, относительное расстояние между зарядами $m=1$, конструкция заряда сплошная при длине забойки 0,5 ЛСП, ВВ — аммонит № 6 ЖВ, взрывание мгновенное. Степень взрываемости пород: легко взрывающиеся ($q_s < 0,35$ кг/м³), средневзрывающиеся ($q_s = 0,35—0,60$ кг/м³), трудновзрывающиеся ($q_s = 0,60—0,90$ кг/м³), весьма трудновзрывающиеся ($q_s = 0,90—1,2$ кг/м³) и исключительно трудновзрывающиеся ($q_s > 1,2$ кг/м³).

Зависимость эталонного расхода ВВ от крепости, степени трещиноватости и других свойств пород В. К. Рубцовым обобщена в виде

$$q_s = 0,47 \left(\frac{1}{\lambda} + 0,2 \right) f^\alpha \left(\frac{0,5}{d_{\text{н}}} \right)^{2/3} e \varphi_0(\rho_0, E, \nu). \quad (2.3)$$

Здесь λ — удельная трещиноватость массива пород, м⁻¹; $\alpha = 0,20 \div 0,25$ (подлежит уточнению); e — переводной коэффициент ВВ; $d_{\text{н}}$ — размер кондиционного куска, м; φ_0 — функция, зависящая от плотности, модуля упругости, коэффициента Пуассона породы.

Замена в формуле (2.3) всех видов сопротивлений, преодолеваемых при взрыве, лишь относительной характеристикой прочности пород искажает сущность реального процесса разрушения. К этому следует добавить, что сам коэффициент крепости вычисляется по разным формулам в зависимости от значений пределов прочности пород на сжатие [42]. Таким образом, в выражении (2.3) не находят отражения действительные прочностные свойства пород. Кроме того, не раскрыт смысл и не установлены значения функции φ_0 , много постоянных коэффициентов, требующих обоснования и уточнения (например, 0,47; 0,2; α , 2/3). Все сказанное затрудняет определение q_s по формуле (2.3) и ее использование для оценки взрываемости пород.

В шкале взрываемости, предложенной Г. П. Демидюком [104], объединены коэффициент крепости f и экспериментально установленные величины удельной энергоемкости взрывного разрушения в единицах энергии, перешедшей в полную идеальную работу при показателе взрыва, равном единице. Выделено 5 групп пород по взрываемости: легко взрывающиеся ($f=3—4$, $\mathcal{E}_p=4,2$ МДж/м³), средневзрывающиеся ($f=5—8$, $\mathcal{E}_p=4,6$ МДж/м³), трудновзрывающиеся ($f=9—12$, $\mathcal{E}_p=5,86$ МДж/м³), весьма трудновзрывающиеся ($f=13—16$, $\mathcal{E}_p=7,12$ МДж/м³) и в высшей степени трудновзрывающиеся ($f=17—20$, $\mathcal{E}_p=7,96$ МДж/м³). Этой классификации пород присущи недостатки, аналогичные отмеченным в работах [102, 107].

В качестве характеристики пород по взрываемости В. Н. Мосинец принял скорость распространения продольных волн в массиве. В результате измерений этой величины и сравнения ее с данными массива породы Кальмакырского карьера он предложил разделить на три категории [71]. К легко взрываемым отнесены массивы с расстоянием между трещинами $l_0 < 0,5$ м, скоростью продольной волны $c < 2000$ м/с, к средне взрываемым — массивы с $l_0 = 0,5—1,0$ м, $c = 2000—3000$ м/с и к трудновзрываемым — массивы с $l_0 > 1,0$ м, $c > 3000$ м/с. Однако с помощью этого метода нельзя получить достоверную информацию. Так, например, в крупноблочном массиве с зияющими трещинами можно зарегистрировать такие же скорости, как в мелкоблочном, но слабонарушенном массиве. При одинаковой трещиноватости пород скорость продольной волны на обводненном участке по сравнению с сухим может быть выше на 500—1000 м/с [103].

Для устранения недостатков, свойственных сейсмоакустическому методу, в качестве критерия взрываемости пород И. А. Тангаев [103] предложил принимать удельную энергоемкость бурения. Им установлена связь между удельными энергоемкостями бурения и взрывного разрушения $\mathcal{E}$ в виде

$$\mathcal{E}_p = 0,63 + 0,046 \mathcal{E}_\delta \text{ МДж/м}^3, \quad (2.4)$$

где $\mathcal{E}_\delta$ — объемная удельная энергоемкость бурения, кВт·ч/м³; $\mathcal{E}_p$ — удельный расход ВВ, выраженный в единицах энергии.

Не отрицая тесную корреляционную связь между удельной энергоемкостью бурения и крепостью пород в большинстве случаев, следует обратить внимание на различный механизм разрушения пород при бурении и взрывании. Вследствие этого в работе имеет место несовпадение признаков буримости и взрываемости. В ней один косвенный показатель представлен через другой косвенный показатель, что снижает ценность методики. Что касается учета природных свойств массива в явном виде, то они не учтены автором.

Наибольшего внимания заслуживает методика В. В. Ржевского [91], в которой приняты следующие допущения:

1. Энергия ВВ (следовательно, и его расход) при дроблении породы затрачивается на создание новых поверхностей с преодолением пределов прочности породы на сжатие ($\sigma_{сж}$), сдвиг ($\sigma_{сд}$), растяжение (σ_p). Для относительной оценки взрываемости пород их участие может быть принято одинаковым:

$$q = f_1 \left(\frac{\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p}{3} \right). \quad (2.5a)$$

2. Расход энергии ВВ на дробление породы пропорционален площади вновь образованных поверхностей; в свою очередь, они пропорциональны степени дробления, т. е. отношению среднего линейного размера отдельности в массиве d_e к таковому куску взорванной породы d_1 :

$$q = f_2(d_e/d_1). \quad (2.56)$$

3. Затраты энергии ВВ на преодоление силы тяжести пропорциональны плотности породы ρ_0 :

$$q = f_3(\rho_0). \quad (2.5в)$$

4. Для сопоставимости результатов взрыва и исключения влияния дополнительных факторов на показатель трудности взрывания данной породы необходимы эталонные условия взрывания. В качестве эталонного принят взрыв на дробление 1 м^3 породы при наличии шести свободных поверхностей с расположением заряда в центре куба и степенью дробления породы $\eta = 2$. Такому взрыву соответствует эталонный удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6 ЖВ). При соблюдении указанных условий эталонный удельный расход эталонного ВВ определяется из эмпирического выражения

$$q_0 = 2 \cdot 10^{-10} (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + 2 \cdot 10^{-3} \rho_0 \text{ кг/м}^3. \quad (2.5г)$$

Рассчитанный по этой формуле удельный расход ВВ для большинства горных пород изменяется от 0,005 до 0,050 кг/м^3 , достигая в отдельных случаях 0,070—0,100 кг/м^3 [91]. По величине q_0 с шагом 0,010 кг/м^3 все горные породы по трудности дробления взрывом разделены на пять классов.

Определение эталонного расхода ВВ базируется на объективных характеристиках породы (ρ_0 , $\sigma_{сж}$, σ_p , $\sigma_{сд}$). Однако в выражении (2.5г) не учитывается трещиноватость пород. Для перехода от эталонного к проектному расходу ВВ при взрывании массивов необходимо учесть шесть эмпирических коэффициентов, обоснование которых требует проведения трудноосуществимых специальных экспериментов. Кроме того, эти коэффициенты колеблются в широких пределах. В результате эталонный расход ВВ лишается тех качеств, которыми он должен обладать как критерий взрываемости массива пород.

В связи с этим возникает необходимость в оценке взрываемости массива горных пород другой характеристикой сопротивляемости их разрушению. В качестве такого показателя может быть принято значение номинального расхода ВВ. Под ним следует понимать удельный расход ВВ (типа аммонита № 6 ЖВ), при котором взрывом осуществляется равновеликое

преодоление пределов прочности пород на сжатие, сдвиг и растяжение и сообщение взрываеваемой части массива некоторой начальной скорости.

Используя приведенную выше методику В. В. Ржевского, первое слагаемое искомого расхода ВВ можно принять пропорциональным произведению суммы пределов прочности ($\sigma_{сж}$, $\sigma_{сд}$, σ_p) на средний размер естественной отдельности (d_e); а второе слагаемое — пропорциональным плотности пород (ρ_0). Тогда эмпирическая зависимость номинального расхода ВВ от природных свойств среды

$$q_n = A d_e (\sigma_{сж} + \sigma_{сд} + \sigma_p) + B \rho_0 \text{ кг/м}^3, \quad (2.6)$$

где A, B — коэффициенты, зависящие от метода взрывных работ.

Математическая обработка соответствующего фактического материала карьеров Балхашского, Джезказганского горно-металлургических и Акчатауского горно-обогатительного комбинатов и Атасуйского рудоуправления показывает, что при скважинных зарядах $A = 0,33 \cdot 10^{-9} \text{ с}^2/\text{м}^3$, $B = 4 \cdot 10^{-5}$. Номинальный расход ВВ, вычисленный по формуле (2.6), для типичных горных пород 0,15—1,10 кг/м³. Результаты формулы (2.6) справедливы для значений d_e от 0,1 до 1,7 м. Поскольку средний размер естественной отдельности в массиве редко превышает 1,7 м, то диапазон применимости зависимости (2.6) довольно широкий.

Необходимо отметить, что при действительном расходе ВВ, совпадающем с номинальным, достигается степень дробления

$$\eta = d_e / d_n = 1,2—1,8. \quad (2.7)$$

Большое значение η отмечается для крепких крупноблочных пород.

Таким образом, номинальный расход ВВ при заданном методе взрывных работ рассчитывается по известным прочностным и структурным характеристикам пород в образце и массиве. При установлении расчетного расхода ВВ отпадает необходимость в поиске многочисленных переходных коэффициентов. Поэтому как более правдоподобная технологическая характеристика массива она может быть использована для классификации пород по взрываемости.

Исходя из опыта работы карьеров цветной и черной металлургии, по величине номинального расхода ВВ с шагом 0,2 кг/м³ все породы по степени трудности взрывания могут быть разделены на пять классов: I класс — легковзрываемые ($q_n < 0,3 \text{ кг/м}^3$); II класс — средневзрываемые ($q_n = 0,3—0,5 \text{ кг/м}^3$); III класс — трудновзрываемые ($q_n = 0,5—$

0,7 кг/м³); IV класс — весьма трудновзрываемые ($q_n=0,7—0,9$ кг/м³); V класс — исключительно трудновзрываемые породы ($q_n>0,9$ кг/м³). Как показывают расчеты, эти классы охватывают довольно широкий круг горных массивов.

На основе приведенных выкладок разработана классификация пород по взрываемости для рассмотренных месторождений (табл. 5). Ее особенность заключается в том, что в ней одновременно учитываются прочностные, плотностные свойства пород и трещиноватость массива. Указанные характеристики представлены номинальным расходом ВВ и критическими скоростями разрушения массива $v_{кр}$. О последних будет сказано далее. Как видно из табл. 5, при взрывании уступов высотой 8—25 м цилиндрическими зарядами ВВ с удельной энергией около 4,19 МДж/кг, диаметром 214—320 мм фактический удельный расход весьма близко совпадает с номинальным (за исключением белого мрамора Саяка). Это обстоятельство указывает на то, что при существующей технологии буровзрывного комплекса результаты взрыва достаточно устойчивы. Однако в общем случае нельзя потребовать совпадения номинального расхода с расчетным (q_p) или фактическим (q_f), так как их назначение различное.

Помимо целей классификации пород по взрываемости номинальный расход ВВ может служить основой для предварительного выбора способа и параметров взрывания. Расчетный (проектный) расход ВВ при этом устанавливается на основе q_n с учетом требований к качеству взрыва. При прочих равных условиях чем больше ожидаемая степень дробления пород, тем больше должна быть искомая величина.

Предлагаемые классы взрываемости горных массивов и пределы изменения номинального расхода ВВ подтверждаются данными других карьеров. Например, на Сорском месторождении сланцы с $f=6—8$, $q_f=0,28$ кг/м³ отнесены к легко-взрываемым; порфиры, ортофиры с $f=10—12$, $q_f=0,30$ кг/м³ и граниты, сиениты с $f=12—15$, $q_f=0,33$ кг/м³ — к средневзрываемым [117]. На Кальмакырском карьере гранодиорит-порфиры, сиениты, диориты с $f=5—8$, q_f до 0,3 кг/м³ принадлежат к легковзрываемым; вторичные кварциты, монолитные известняки, сильно окварцованные гранодиорит-порфиры — к средневзрываемым [53, 117]. На Северо-Джезказганском руднике аргиллиты с $f=6—9$, $q_f=0,3$ кг/м³ принадлежат к легковзрываемым; алевролиты с $f=10—12$, $q_f=0,4$ кг/м³ — к средневзрываемым; красные и серые песчаники и конгломераты с $f=14—18$, $q_f=0,5$ кг/м³ — к трудновзрываемым [53, 117]. На Учалинском карьере к легко-взрываемым отнесены породы с $q_f=0,3$ кг/м³, к средневзрыва-

Таблица 5. Классы и степень взрываемости пород Коунрадского, Акжальского и Саякского карьеров

Породы (их индексы)	Характеристики массива		Удельный расход ВВ, кг/м³	
	$d_{с}$, м	$v_{кр}$, м/с	номинальный	фактический

I. Легковзрываемые

Вторичные кварциты из: эффузивных порфиров, средние (К-3)	0,32	3,6	0,26	0,25
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	0,32	3,0	0,21	0,25
то же, коагенизированные (К-6)	0,32	2,6	0,15	0,25
Диорит-порфирит (А-4)	0,32	3,1	0,26	0,25
Бугристый известняк (А-5)	0,32	3,0	0,25	0,25

II. Средневзрываемые

Вторичные кварциты из: эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	0,50	4,2	0,40	0,40
гранодиорит-порфиров, средние (К-3)	0,50	4,0	0,35	0,40
то же, сильно окварцованные (К-4)	0,50	3,7	0,31	0,40
Мраморизованный известняк (А-3)	0,50	4,5	0,48	0,45

III. Трудновзрываемые

Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания (К-1)	0,70	4,9	0,59	0,60
Вторичные кварциты из эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	0,70	4,6	0,52	0,60
Скарнированный известняк (А-1)	0,66	5,4	0,70	0,70
Крупнозернистый известняк (А-2)	0,66	4,9	0,61	0,70
Ороговикованный песчаник (С-1)	0,52	5,4	0,63	0,70
Диорит-порфирит (С-2)	0,52	5,2	0,66	0,70
Туфопесчаник (С-3)	0,52	5,5	0,61	0,70
Диабазовый порфирит (С-4)	0,52	5,4	0,61	0,70
Гранодиорит (С-6)	0,52	4,5	0,52	0,70
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	0,72	4,8	0,67	0,70
Оруденные скарны (С-8)	0,72	4,8	0,68	0,70
Массивный известняк (С-9)	0,72	4,8	0,55	0,70
Белый мрамор (С-10)	1,05	5,1	0,40	0,70
Актинолит-гранатовые скарны (С-5)	0,72	5,0	0,77	0,70

васмым — породы с $q_{\phi} = 0,45$ кг/м³, а к трудновзрываемым — породы с $q_{\phi} = 0,6$ кг/м³. На ряде месторождений (Ждановское, карьер «Медвежий ручей», Гайское, Сибайское) породы, для дробления которых требуются большие расходы ВВ ($q_{\phi} = 0,5 \div 0,7$; $0,6 \div 0,7$ кг/м³), по местной классификации счи-

таются средневзрываемыми. Это деление справедливо для относительной оценки трудности взрывания в условиях отдельного месторождения. По приведенной классификации упомянутые породы должны быть отнесены к трудновзрываемым.

Таким образом, хорошее согласие расчета с фактическими данными многих предприятий при широком диапазоне вариаций физико-механических, структурных свойств пород и условий взрывания свидетельствует о том, что номинальный расход ВВ, определяемый по формуле (2.6), может служить в качестве технологической характеристики взрываемости массива горных пород.

2.3. Анализ результатов экспериментов, проведенных по методике В. В. Ржевского

Опыты по определению эталонного расхода ВВ по методике В. В. Ржевского проводились на Коунрадском, Акжальском и Саякском рудниках. Исследовались монолитные блоки пород (негабаритные куски) без трещин третьего порядка, по конфигурации и размерам близкие к кубу. Для размещения заряда ВВ в центре негабарита на половину его высоты пробуривался шпур диаметром 32—42 мм. Масса заряда из аммонита № 6 ЖВ располагалась на дне шпура, а оставшаяся его часть засыпалась плотной местной забойкой. Взрывание производилось с помощью капсюля-детонатора.

Для определения массы заряда использовалась стеклянная пробирка с делениями, обеспечивающая точность измерения до 1 г. Величина заряда подбиралась так, чтобы степень дробления естественной отдельности была близка к двум. Иначе говоря, монолитный блок необходимо было раздробить на 8—13 частей. В опытах для каждого типа пород использовалось по 25—30 негабаритов. Всего было взорвано более 600 негабаритных кусков.

В первых экспериментах естественные блоки свободно подвешивались на 3—4 небольших кусках породы. Однако результаты таких взрывов не отличались от результатов дробления негабаритов, лежащих на рабочей площадке. Поэтому в целях устранения излишней работы дальнейшие опыты проводились с монолитными отдельностями, откиданными экскаватором и расположенными у подошвы забоя.

Некоторые трудности были при измерении объемов и полных поверхностей негабаритов, так как в условиях карьеров естественные блоки правильной геометрической, в частности кубической, формы встречаются редко. Поэтому для получения более достоверных и надежных данных их объемы определялись как размеры описанного прямоугольного параллелепипеда и как размеры мысленно вырезанного равновеликого парал-

лелепипеда. Полная поверхность вычислялась как сумма площадей действительно имеющих граней монолитного блока, представленных в виде фигур правильной геометрической формы. Число граней обычно равнялось 7—8. Для сокращения дополнительного объема измерений, вызванных различием в форме кусков, образовавшихся после взрыва, пользовались методом Л. И. Барона. Согласно работе [13], форма кусков характеризуется соотношениями их размеров в трех взаимно перпендикулярных направлениях. Для сопоставления данных о кусках разной крупности и формы средний размер может быть принят равным единице. В результате численная характеристика формы куска, следовательно и отдельности, представится в виде

$$a' : 1 : c',$$

где a' , c' — относительная длина и толщина куска.

Достоинство этой характеристики заключается в существенном уменьшении объема вычислений, так как она может быть одинаковой для разных отдельностей и кусков. Для установления некоторых связывающих соотношений между параметрами отдельности и кусков предположим, что она разрушена на куски одинаковых размеров. Пусть характерный размер естественного блока равен b_e , а куска — b_k . Тогда степень дробления монолитного блока $\eta = b_e/b_k$. Объем одного раздробленного куска

$$V_k = k'_v b_k^3 = k'_v b_e^3 / \eta^3, \quad (2.8)$$

где k'_v — характеристика, учитывающая влияние формы на объем куска.

Число образовавшихся кусков при принятом условии

$$N = V_e / V_k = (k_e / k'_v) \eta^3. \quad (2.9)$$

Полная поверхность отдельности и куска

$$S_e = k_s b_e^2, \quad S_k = k'_s b_k^2. \quad (2.10)$$

Здесь k_s, k'_s — характеристики, учитывающие влияние формы на площадь отдельности (куска).

Суммарная площадь полных поверхностей всех кусков

$$S_{\pi} = N S_k = \frac{k_v}{k'_v} k'_s \eta b_e^2. \quad (2.11)$$

Площадь вновь образованных поверхностей

$$S_{\Sigma} = S_{\Pi} - S_{\sigma} = \left(\frac{k_v}{k_s} k'_s \eta - k_s \right) b_s^2. \quad (2.12)$$

Эти зависимости сильно упрощаются, если раздробленные куски и монолитный блок подобны, так как в этом случае $k_v = k'_v$ и $k_s = k'_s$.

В случае параллелепипедов характеристики, учитывающие влияние формы на объем и поверхность, вычисляются из выражений

$$k_v = a'c', \quad k_s = 2(a' + a'c' + c'). \quad (2.13)$$

Нетрудно заметить, что для куба $k_v = 1$, $k_s = 6$, а для шара $k_v = \frac{\pi}{6}$, $k_s = \pi$. (В качестве характерного размера здесь следует принимать диаметр шара.)

При постоянном объеме с увеличением числа граней куски по форме все больше приближаются к сфере и в связи с этим уменьшается их полная поверхность. Так, например, полная поверхность параллелепипеда с численной характеристикой $a' = 1,43$, $c' = 0,7$ равна 6,24, куба — 6,0, октаэдра — правильного многогранника с 8 треугольными гранями — 5,75, додекаэдра — правильного многогранника с 12 пятиугольными гранями — 5,16, сферы — 4,85 м². Из этого анализа видно, что площадь полной поверхности отдельности объемом 1 м³ в наиболее распространенных случаях может колебаться от 5,70 до 6,30 м². Вполне вероятно стремление этой величины к среднему значению — 6,0 м².

В действительности после дробления естественного блока образуются куски разных форм и объемов, вследствие чего их нужно сгруппировать вокруг усредненных кусков. Их число должно выбираться как можно меньшим, так, чтобы в группы входили только близкие по размерам куски. Если число групп равно i , а число кусков в каждой группе j_i , то объем всех кусков

$$V = \sum j_i k'_{s,i} b_{j,i}^3. \quad (2.14)$$

Суммарная полная поверхность всех кусков

$$S_{\Sigma} = \sum j_i k'_{s,i} b_{j,i}^2. \quad (2.15)$$

Здесь $k'_{v,j}, k'_{s,j}$ — характеристики формы кусков в группе; b_j — средний размер (ширина) куска в группе.

Степень дробления естественной отдельности

$$\eta = S_{\Sigma} / S_{\sigma}. \quad (2.16)$$

Результаты вычислений по формулам (2.14)—(2.16) показали, что число групп кусков в опытах не больше трех. Наличие отдельных кусков больших размеров является результатом неправильного расположения шпура в отдельности, что приводит к отклонению заряда от ее геометрического центра. В случае соблюдения этого условия не только достигается равномерное дробление, но и обеспечивается подобие полученных кусков. Однако не всегда удается размещать заряд в центре монолитного блока, поэтому неизбежно наличие различных групп. Критерием правомерности полученных результатов при этом должна служить достигнутая степень дробления, близкая к двум.

Удельные расходы ВВ устанавливались для каждого типа пород. Они определены с достаточной для практики точностью; относительное отклонение отдельных значений от среднего не превышало 8,0%, коэффициент вариации—5,7%. Среднеарифметические величины эталонных удельных расходов ВВ для исследованных типов пород приведены в табл. 6.

Т а б л и ц а 6. Характеристики разрушения естественных отдельностей

Индекс породы	Скорость, м/с		Эталон- ный рас- ход ВВ, кг/м³	Индекс породы	Скорость, м/с		Эталон- ный рас- ход ВВ, кг/м³
	разру- шения	разле- та			разру- шения	разле- та	
К-1	2,20	1,7	0,032	С-1	3,20	2,3	0,035
К-2	2,10	1,6	0,032	С-2	2,94	2,2	0,035
К-3	1,78	1,4	0,025	С-3	3,21	2,4	0,05
К-4	1,42	1,2	0,025	С-4	2,60	1,9	0,032
К-5	1,32	1,1	0,020	С-5	2,65	1,9	0,032
К-6	0,90	1,0	0,018	С-6	2,40	1,8	0,032
А-1	3,24	2,3	0,035	С-7	1,73	1,4	0,032
А-2	2,25	1,7	0,025	С-8	1,23	1,4	0,032
А-3	2,25	1,7	0,025	С-9	2,37	1,6	0,032
А-4	1,33	1,2	0,020	С-10	0,90	1,2	0,030

Для выяснения базовых свойств пород, которые оказывают наибольшее влияние на экспериментально найденные значения удельного расхода ВВ, проанализированы характер и результаты дробления естественных отдельностей. Установлено, что после взрыва монолитный блок во всех случаях раскалывается на 8—13 относительно больших частей трещинами, идущими из его центра. Мелкие куски вокруг заряда ВВ не образуются (рис. 12). Это свидетельствует о том, что естественные отдельности в условиях опытов разрушались за счет преодоления сопротивления пород на растяжение. Очевидно, интенсивности напряжений, вызванных волной сжатия мелких

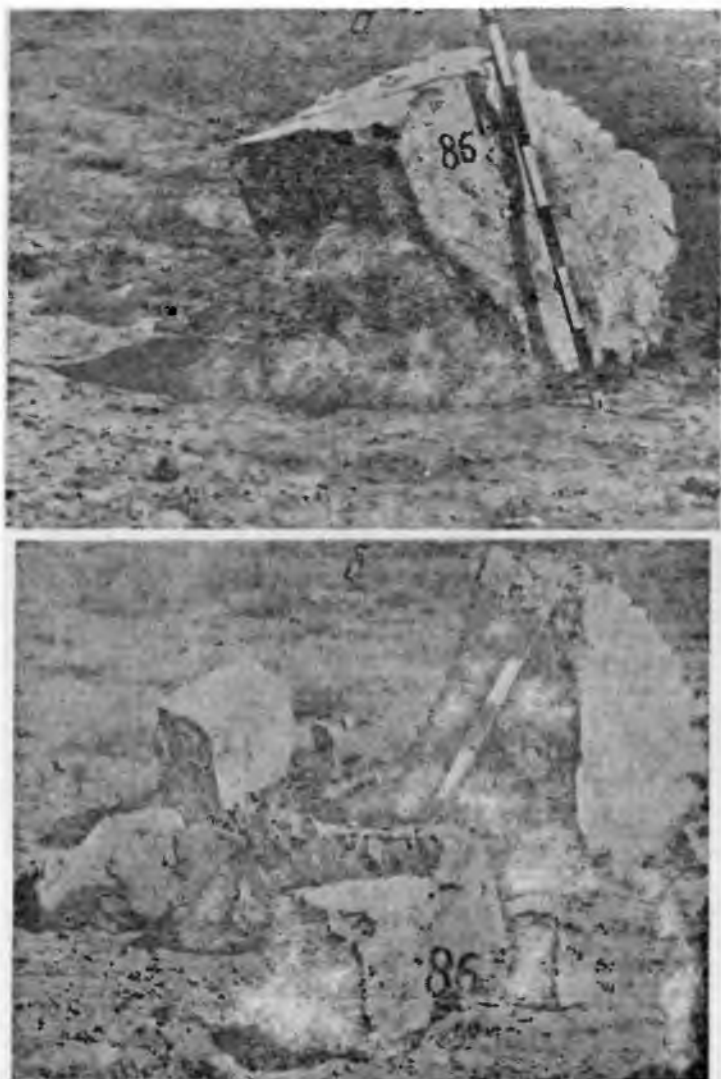


Рис. 12. Естественный блок до (а) и после (б) разрушения

зарядов, было недостаточно для преодоления сжимающих усилий в большом объеме. Вовлеченные в движение волной сжатия частицы породы с течением времени растягиваются, что приводит к появлению упомянутых трещин. Возникновению тангенциальных растягивающих напряжений способствовало также наличие множества свободных поверхностей.

Эти результаты можно объяснить с помощью известных закономерностей механики деформируемого твердого тела, в частности положением о том, что необратимые процессы могут происходить лишь после того, как будет достигнуто условие пластичности Мизеса — Генки, т. е. когда в среде удельная энергия деформации формы будет соответствовать пределу текучести. Пока плотность энергии деформации среды не достигнет некоторого предела, разрушения не будет.

Величина удельной потенциальной энергии A_s может быть вычислена по известному пределу текучести σ_s и модулю упругости E по формуле

$$A_s = \frac{\sigma_s^2}{2E}. \quad (2.17)$$

О. Е. Власов [25] предложил выразить эту энергию равной ей по величине кинетической энергией, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление разрушения. Соответствующая величина скорости названа им критической скоростью разрушения и определяется из выражения

$$u_s = \frac{\sigma_s}{\sqrt{E\rho_0}}. \quad (2.18)$$

При хрупком разрушении материала в виде трещин вследствие местного разрыва связей между соседними частицами должно быть достигнуто временное сопротивление на разрыв σ_p . В соответствии с этим критическая скорость на разрыв при линейном нагружении

$$u_p = \frac{\sigma_p}{\sqrt{E\rho_0}}. \quad (2.19)$$

С учетом того, что при распространении продольной волны в массиве $E = \frac{(1+\nu)(1-2\nu)}{(1-\nu)}\rho_0 c^2$ и для большинства горных пород коэффициент Пуассона $\nu = 0,3$, выражение (2.19) при критическом разрушении естественной отдельности на две части приобретает вид

$$u_p = \frac{2}{\sqrt{3}} \frac{\sigma_p}{\rho_0 c}. \quad (2.20)$$

Если естественная отдельность раскалывается только на две одинаковые части, то каждая из них имеет реальную ско-

рость движения, близкую u_p . Вектор скорости направляется по перпендикуляру к плоскости разрыва. При плоском нагружении естественного блока, следовательно, при разрушении его на четыре равные части по двум взаимно перпендикулярным плоскостям, каждой из них сообщается по скорости u_p в двух движениях. Скорость результирующего движения определяется по модулю

$$v_p = \sqrt{2} u_p = \frac{2\sqrt{2}}{\sqrt{3}} \frac{\sigma_p}{\rho_0 c} \quad (2.21)$$

и направляется по диагонали квадрата, стороны которого u_p .

При объемном нагружении естественной отдельности и разрушении ее на восемь равных частей каждая из них имеет по скорости u_p в трех движениях. Модуль скорости разлета кусков

$$v_p = \sqrt{3} u_p = 2 \frac{\sigma_p}{\rho_0 c}. \quad (2.22)$$

Вектор скорости направляется по диагонали куба, стороны которого равны u_p . Нетрудно убедиться, что v_p образует с горизонтом угол, близкий к 35° .

Приведенные данные, обосновывающие различные значения критической скорости разрушения при различных условиях дробления, подтверждаются результатами исследований других авторов. Например, в работе [51] установлена зависимость между количеством кусков, образовавшихся при разрушении упругохрупкого стержня, и напряжениями:

$$N = 2^{(\sigma/\sigma_p)^2}, \quad (2.23)$$

где N — количество образовавшихся кусков; σ — прикладываемое растягивающее напряжение.

Поскольку напряжения пропорциональны скоростям, зависимость (2.23) можно переписать в виде

$$v_p = \sqrt[\beta]{N} u_p, \quad (2.24)$$

где β — показатель, равный $\beta = \lg N / \lg 2$.

Как видно, при $N=2$ $\beta=1$, при $N=4$ $\beta=2$, при $N=8$ $\beta=3$, что находится в полном согласии с формулами (2.20) — (2.22).

Критические скорости разрушения, вычисленные по формуле (2.22), для исследованных пород приведены в табл. 6. Рассмотрим, как они связаны со скоростями, с которыми раз-

летаются образовавшиеся при дроблении монолитного блока куски пород. Они, как известно, зависят от начальных условий движения.

Например, перемещениям кусков, расположенных в нижней части негабарита, препятствует поверхность горизонта. Углы бросания и массы кусков также неодинаковы. Иногда центр заряда несколько отклоняется от центра естественной отдельности и т. д. Эти различия могут быть устранены, если рассматривать взрывы, более строго соответствующие принятым стандартным условиям. В связи с этим проанализировались только такие взрывы.

При равномерном дроблении естественного блока с образованием одинаковых кусков их начальные скорости движения будут одинаковы. Следовательно, для определения скорости разлета в реальных условиях достаточно ограничиться рассмотрением кинематических характеристик движения одного из верхних кусков взорванного негабарита. Пусть характерный кусок при дроблении естественной отдельности получает начальную скорость $\bar{v}_0$. Написав дифференциальные уравнения движения куска в проекциях на оси координат и дважды их проинтегрировав, получим закон движения в конечной форме. Пренебрегая сопротивлением воздуха ввиду небольшого значения модуля скорости, из совместного решения уравнений движения для v_0 имеем

$$v_0 = \frac{x - x_0}{\sqrt{2} \cos \alpha} \sqrt{\frac{g}{(x - x_0) \operatorname{tg} \alpha - (y - y_0)}}, \quad (2.25)$$

где x_0, y_0 — координаты центра куска в начальном положении; x, y — то же, в конечном положении; g — ускорение свободного падения; α — угол бросания.

Как показывают результаты замеров, в условиях, близких к стандартным, $\alpha = 30^\circ$, значение $(y_0 - y)$ приближается к 0,5 м, а усредненная горизонтальная дальность полета кусков изменяется от 0,5 до 1,0 м. Нижний предел этой величины соответствует меньшему удельному расходу ВВ, а при разрушении крепких пород наблюдается наибольший разброс кусков. Средние значения модулей скорости разлета кусков для исследованных пород приведены в табл. 6. Они варьируют от 1,0 до 2,4 м/с.

Процесс дробления монолитного блока в нескольких экспериментах регистрировался с помощью скоростной киносъемки. Скорости разлета кусков при этом определялись по перемещению контура разлетающихся кусков и расширению трещин в начальные моменты движения. Они подтвердили значения скоростей, вычисленных по формуле (2.25), а также показали,

что скорости движения кусков с течением времени не имеют тенденции к росту. Это означает, что в стандартных условиях опыта указанные скорости являются минимальными.

Сопоставление данных табл. 6 показывает, что скорость разлета кусков в среднем на 30% меньше результирующей скорости разрушения куба, что является следствием того, что естественные отдельности обыкновенно имеют какие-то неоднородности, дефекты (внутренние трещины), не учтенные на образцах. Поэтому минимальное значение реальной скорости разлета кусков при взрывании одиночных естественных отдельностей в выбранных условиях представляет собой действительную критическую скорость разрушения.

Таким образом, проведенный анализ не оставляет сомнений в том, что естественный монолитный блок с 6—8 свободными поверхностями в эталонных условиях разрушается за счет отделения частиц породы друг от друга вследствие достижения возбуждаемым напряжением временного сопротивления материала на разрыв.

Связь между экспериментально найденным эталонным удельным расходом ВВ и базовыми свойствами пород устанавливается на основе равенства кинетической энергии образовавшихся при взрыве кусков пород энергии разрушения из следующего соотношения:

$$q_v = \frac{\rho_0 v^2 p}{2\eta U} = \frac{2\sigma^2 p}{\eta U \rho_0 c^2}, \quad (2.26)$$

где U — удельная энергия ВВ; η — коэффициент, учитывающий долю энергии, затрачиваемой на дробление.

Поскольку в выражении (2.26) все величины, кроме η , известны, его можно использовать для определения коэффициента полезного действия взрыва на дробление.

2.4. Новая характеристика взрываемости массива пород

Широко распространенная характеристика взрываемости горных пород — удельный расход ВВ на разрушение единицы объема породы до кусков определенной крупности в стандартных условиях — помимо упругих, прочностных и структурных свойств массива ставится в зависимость еще от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. В то же время совершенно очевидно, что параметры взрывания являются средством достижения необходимого качества дробления, а последнее — результатом взрыва. Естественно, эти факторы как вторичные никак не могут повлиять на специфическое свойство пород — сопротивляемость их разрушению.

Вследствие этого одинаковые по трудности взрывания породы в условиях одного карьера относятся к средневзрываемым, в условиях другого карьера — к трудновзрываемым и т. д.

Для устранения субъективности в оценке сопротивляемости пород разрушению при взрыве, вызванной отмеченными причинами, под взрываемостью следует понимать обобщенное свойство массива, определяемое заданным сочетанием природных характеристик пород — их упругих, прочностных и структурных констант. Иначе говоря, искомая характеристика взрываемости должна быть функцией следующих основных величин:

$$v = v(\rho_0, c, \nu, E, \sigma_{сж}, \sigma_p, d_0, k), \quad (2.27)$$

где v — характеристика взрываемости массива пород; k — коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин.

Анализ простых теорий разрушения материалов и размерностей показывает, что из совокупности базовых свойств породы, приведенных в первой части выражения (2.27), можно составить один параметр с размерностью скорости, характеризующий рассматриваемый процесс. Действительно, удельная потенциальная энергия деформации, соответствующая пределу текучести испытываемого образца, может быть заменена величиной кинетической энергии, обеспечивающей при полном переходе в работу деформации наступление разрушения. Скорость частиц, по которой вычисляется эта кинетическая энергия, т. е. критическая скорость разрушения, как видно из (2.18) — (2.22), определяется по формуле

$$u_s = \kappa \frac{\sigma_s}{\rho_0 c}. \quad (2.28)$$

В случае одноосного сжатия образца $\sigma_s = \sigma_{сж}$, в случае одноосного растяжения $\sigma_s = \sigma_p$. При разрыве одиночной естественной отдельности путем линейного нагружения $\kappa = 2/\sqrt{3}$, плоского нагружения $\kappa = 2\sqrt{2}/3$, а объемного нагружения $\kappa = 2$. При взрывании массива пород разрушающее напряжение σ_s и коэффициент κ могут быть установлены на основе общих закономерностей разрушения твердых тел.

Для этой цели, в частности, можно использовать положение о том, что напряженное состояние среды изменяется по мере удаления от центра взрыва. Например, в зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия, вызываемой взрывом ВВ, значительно превышают предел прочности породы на сжатие. Поэтому здесь порода раздавливается, процесс усиливается действием газообразных ПВ. Размер зоны не превышает 7—15 радиусов заряда.

За пределами такой зоны частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Простирание такой зоны в результате совместного действия волновых процессов и газообразных ПВ прослеживается до 20—40 радиусов заряда. Разрушение, идущее от свободной поверхности, также вызвано растягивающими напряжениями. В зависимости от свойств массива оно распространяется на расстояние порядка 30—60 радиусов заряда. Таким образом, в обычных условиях взрывания массива не более 10% всего объема породы разрушается путем среза, обусловленного сжимающими напряжениями. Остальная его часть (более 90%) разрушается путем отрыва, вызванного действием нормальных растягивающих напряжений. На основании изложенного с известной степенью точности величину эквивалентного разрушающего напряжения можно принять равной

$$\sigma_{\text{раз}} = 0,1\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{р}} \quad (2.29)$$

Что касается значения коэффициента κ , то оно уменьшается с увеличением ограничений движения образовавшихся при взрыве кусков. Поскольку при взрывании массива перемещения частиц в основном объеме пород сильно ограничены, с учетом поправки на различные микродефекты структурных элементов искомый множитель может быть принят равным единице. Таким образом, для критической скорости разрушения естественной отдельности в массиве можно написать

$$v_{0.0} = \sigma_{\text{раз}} / \rho_0 c \quad (2.30)$$

Для учета влияния структурных свойств среды (блочности массива, характера упаковки отдельностей, их формы) на критерий взрываемости следует исходить из того, что всякий реальный массив бывает разбит той или иной системой трещин и состоит из совокупности различных по объему и конфигурации естественных отдельностей, склеенных между собой природным цементом. Причем, как видно из [29, 34, 88], для крупноблочных массивов характерны более широкие трещины и их раскрытие. И наоборот, мелкоблочным массивам присущи узкие трещины и их сомкнутость. Отсюда следует, что структурные свойства массива могут быть охарактеризованы средним размером естественной отдельности и коэффициентом, учитывающим материал заполнителей и раскрытие трещин.

Опыт показывает, что разрушающие напряжения, следовательно скорости разрушения, прямо пропорциональны упомянутым структурным характеристикам массива. На основании этого и теории размерностей искомую составляющую критической скорости разрушения массива можно определить из выражения

$$v_{c.c.} = k\sqrt{gd_0}, \quad (2.31)$$

где g — ускорение свободного падения, m/c^2 ; k — безразмерный коэффициент.

Согласно табл. 2, средний размер естественной отдельности в массиве редко превышает 1,7 м. Кроме того, для практически монолитных пород коэффициент k достигает своего нижнего предела. Так что при $d_0 > 1,7$ м величина $v_{c.c.}$ не может быть как угодно большой. Это означает, что монолитный массив эквивалентен некоторому трещиноватому с фиксированными значениями d_0 и k .

Таким образом, критическая скорость разрушения массива пород при взрыве окончательно может быть определена из выражения

$$v_{x.p.} = k\sqrt{gd_0} + \frac{\sigma_{раз}}{\rho_0 c}. \quad (2.32)$$

Предлагаемая характеристика взрываемости удачно взаимовызывает основные базовые свойства пород и массива. Она имеет ясный физический смысл. Так, первое слагаемое критической скорости представляет собой результат действия разрушающих усилий, направленных на расчленение массива на естественные отдельности, а второе слагаемое — результат разрушения самих отдельностей при сложном объемном нагружении в данной среде. Выражение нового критерия в виде суммы слагаемых не противоречит тому, что эти процессы во времени протекают одновременно. Из формулы (2.32) следует, что при идентичных физико-механических свойствах пород увеличение среднего диаметра естественной отдельности, а также большое раскрытие трещин приводят к росту необходимых усилий на разрушение. При одинаковой трещиноватости (блочности) массива дробление более прочных пород требует больше энергетических затрат. Эти выводы хорошо согласуются с закономерностями, известными из практики. Кроме того, при дроблении одиночной естественной отдельности по физическому смыслу $k=0$, в результате чего уравнение (2.32) вырождается в одну из зависимостей (2.20) — (2.22). Это лишнее подтверждает теоретическую обоснованность конструирования формулы (2.32).

Новая физическая характеристика взрываемости — критическая скорость разрушения массива при взрыве — рассчитывается по известным упругим, прочностным и структурным свойствам пород. В отличие от широко распространенного технологического критерия взрываемости — удельного расхода ВВ — она не зависит от параметров расположения заряда, условий взрывания и качества дробления. Следовательно, на определение $v_{кр}$ не накладываются дополнительные ограничения, и она как объективная характеристика сопротивляемости массива разрушению может быть положена в основу классификации горных пород по взрываемости.

Критические скорости разрушения, вычисленные по формуле (2.32), для типичных скальных пород при различном возможном сочетании их физико-механических и структурных свойств изменяются от 2,5 до 7,0 м/с. Поскольку большое число классов пород по взрываемости нецелесообразно [53], то по величине $v_{кр}$ с шагом 0,9 м/с все породы по рассматриваемому признаку могут быть разделены на пять классов: I класс — легковзрываемые ($v_{кр} < 3,6$ м/с), II класс — средневзрываемые ($v_{кр} = 3,6—4,5$ м/с), III класс — трудновзрываемые ($v_{кр} = 4,5—5,4$ м/с), IV класс — весьма трудновзрываемые ($v_{кр} = 5,4—6,3$ м/с) и V класс — исключительно трудно взрываемые породы ($v_{кр} > 6,3$ м/с).

При расчете критических скоростей разрушения использованы данные измерений на обнажениях, которые показали, что средняя величина раскрытия трещин составляет: для мрамора $\delta = 3 \cdot 10^{-3}$ м, для всех остальных пород $\delta = 2 \cdot 10^{-3}$ м. Кроме того, материал заполнителей трещин крепких пород ($\sigma_{сж} > 157$ МПа), как правило, более плотный, что способствует меньшей потере энергии волн напряжений на контактах отдельностей.

Исходя из изложенного, коэффициент, учитывающий свойство материала заполнителей и раскрытие трещин, принят: для мрамора $k = 1,3$, для крепких пород $k = 0,85$ и для всех остальных пород $k = 1,0$.

Как видно из табл. 5, степень взрываемости, определенная по новой методике, близко совпадает с качественной характеристикой пород по взрываемости, установленной на предприятиях опытным путем и по обобщенной эмпирической формуле (2.6). Это дает возможность применять предлагаемый критерий для классификации пород по взрываемости. Таким образом, использование новой физической характеристики позволяет объективно оценить разрушаемость массива при взрыве и сопоставить породы различных месторождений по трудности их взрывания.

3. РАЗМЕРЫ ПОЛОСТИ ПРИ ВЗРЫВЕ ЦИЛИНДРИЧЕСКОГО ЗАРЯДА ВВ

3.1. Закономерности развития полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ

Специалисты в области теории разрушения деформируемых тел действием взрыва считают, что среди различных эффектов взрыва в среде особенно наглядным является образование полости. Оно интегрально включает в свой состав все элементы развития процесса взрыва. Поэтому при прогнозировании технологических параметров взорванной горной массы и разработке методов управления процессами взрывного дробления и перемещения пород должное внимание следует обратить на закономерности развития полости при взрыве.

Закономерности развития газовой полости при взрыве сферического, реже цилиндрического заряда в неограниченной среде описаны в работах [31, 41, 49, 68, 115]. Большинство из них носит чисто теоретический характер, а полученные уравнения для определения основных параметров движения полости громоздки и сложны. Кроме того, в этих работах отсутствует инженерный метод расчета размеров полости при взрыве наиболее распространенного на практике цилиндрического заряда в ограниченной среде. В связи с этим на основе исследований [15, 34, 79, 93] определим радиус полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями.

Из глав 1 и 2 известно, что на первой стадии взрыва после детонации заряда ВВ по горной породе распространяется ударная волна, напряжение в которой превышает предел прочности самой крепкой породы на раздавливание. На фронте волны порода сильно сжимается (разрушается). Однако, как показали измерения движения фронта ударной волны и границы продуктов детонации, последняя начинает отставать от фронта ударной волны сразу же после выхода детонационной волны на поверхность заряда [2, 15, 112]. Вследствие этого газообразные продукты детонации (ПД), дальше развивая уже начатый процесс разрушения, переизмельчают среду в зо-

не контакта и осесимметрично расширяют зарядную камеру. Иначе говоря, вступает в силу этап динамического безволнового расширения полости. Он начинается с момента, когда скорость фронта разрушения становится меньше скорости ударной волны (или волны сжатия). Между фронтом волны разрушения (раздавливания) и полостью происходит движение мелкораздробленной среды с внутренним сухим трением.

В дальнейшем газовая полость при симметричном развитии достигает своего предельного объема, который определяется свойствами среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. Иначе говоря, ПД осесимметрично будут расширяться до тех пор, пока их давление не упадет до значения P_c , равного прочностному сопротивлению среды в условиях взрывного разрушения [34, 93]. За все это время продолжается процесс разрушения массива. Пока волна сжатия не достигнет свободной поверхности, картина движения среды и развитие разрушений происходят так же, как при камуфлетном взрыве. Симметричное развитие взрывной полости продолжается примерно вдвое дольше, поскольку влияние свободной поверхности скажется после прихода отраженной от свободной поверхности волны разгрузки.

Таким образом, для определения максимальных размеров газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в массиве с двумя свободными поверхностями достаточно ограничиться рассмотрением камуфлетной стадии взрыва. В дальнейшем вследствие влияния волновых процессов и разрушения уступа нарушается осесимметрическое развитие полости. Вступает в силу вторая стадия — стадия ускоренного движения раздробленной части массива. В такой постановке задача решена в работе [84].

Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД — среда. Подвижки границы раздела связаны с раздавливанием среды, с ее дроблением и уплотнением (рис. 13). Вытесненный из полости объем породы растет от минимального до максимального значения и определенным образом распределяется в зоне разрушения. Следовательно, масса этого объема переменная. Ее величина, приходящаяся на единицу длины заряда, определяется из соотношения

$$M = \pi(r^2 - r_n^2) \rho_0, \quad (3.1)$$

где r — расстояние от оси заряда до границы раздела ПВ — среда; r_n — начальный радиус полости; ρ_0 — плотность вытесненной породы.

По аналогии с [93] плотность уплотненной породы прини-

мается как постоянная величина. Использование массы породы на единицу длины заряда связано с тем, что действительное конечное расширение стенок полости по высоте заряда одинаково. Кроме того, характер движения каждого элементарного слоя по высоте полости за соответствующие моменты с учетом времени распространения детонационной волны также одинаков.

В уравнении (3.1) в начальный момент движения $M \neq 0$, как это кажется на первый взгляд. Дело в том, что до начала движения, по крайней мере, некоторый элементарный слой среды уже уплотнен или раздроблен действием ударной волны (УВ). Поэтому $r_{\text{ж}} = r_0(1 + \varepsilon)$, где ε — относительная толщина слоя, уплотненного (или раздробленного) УВ до начала движения границы раздела под действием газообразных продуктов детонации; r_0 — радиус заряда.

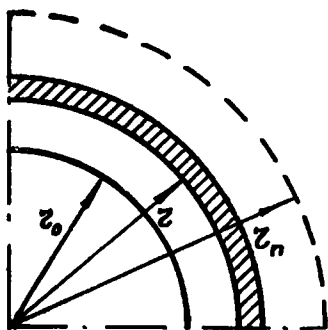


Рис. 13. Схема к определению радиуса взрывной полости

Согласно гидродинамической теории действия взрыва, в ближней зоне ($3 \div 7r_0$) справедливы законы механики сплошной среды. Поэтому, применив теорему об изменении количества движения тела

переменной массы, для вытесненного и вовлеченного в движение объема породы можно написать

$$u \frac{d(Mu)}{dr} = S(P - P_c). \quad (3.2)$$

Здесь M — масса среды, вовлеченной ПД в механическое движение; u — текущая скорость границы раздела ПД — среда; S — текущая площадь поверхности границы раздела; P — текущее давление ПД; P_c — прочностная характеристика среды в условиях взрывного нагружения.

Как видно из экспериментов, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда близка к его высоте. Тогда площадь поверхности раздела границы, приходящаяся на единицу высоты заряда:

$$S = 2\pi r. \quad (3.3)$$

Так как прочностная характеристика скальных горных пород в условиях всестороннего сжатия больше $P_{\text{ж}} = 200$ МПа, расширение ПД на рассматриваемом участке можно принять

происходящим изэнтропически по закону $PV^3 = \text{const}$, откуда

$$P = P_{\pi}(r_0/r)^6, \quad (3.4)$$

где P_{π} — начальное давление ПД.

Подставив значения M , S и P из (3.1), (3.3), (3.4) в уравнение (3.2) и взяв производную по r от левой части, получим

$$\frac{du^2}{dr} + \frac{4ru^2}{r^2 - r_0^2} = \frac{4r}{\rho_0(r^2 - r_0^2)} \left[P_{\pi} \left(\frac{r_0}{r} \right)^6 - P_c \right]$$

или

$$\frac{du^2}{d\left(\frac{r}{r_0}\right)} + \frac{4u^2}{\frac{r}{r_0} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \right]} = \frac{4}{\rho_0 \frac{r}{r_0} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \right]} \left[P_{\pi} \left(\frac{r_0}{r} \right)^6 - P_c \right]. \quad (3.5a)$$

Это линейное дифференциальное уравнение первого порядка. Обозначив u^2 через y , r/r_0 через x , его можно представить в привычном виде: $\frac{dy}{dx} + p(x)y = Q(x)$. Это уравнение имеет интегрирующий множитель $V = e^{\int p dx}$. Общий интеграл находится по формуле $y = V(x) \left[\int \frac{Q(x)}{V(x)} dx + c \right]$.

Таким образом, интегрирование уравнения (3.5a) дает

$$u^2 = \frac{1}{\left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^3 - 1 \right]^2} \left\{ \frac{P_{\pi}}{\rho_0} \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r} \right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{\rho_0} \left(\frac{r}{r_0} \right)^2 \left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^2 - 2 \right] \right\} + C. \quad (3.5b)$$

Постоянная интегрирования C находится по начальным условиям. При $t=0$ $r_{\pi} = r_0(1+\epsilon)$ и $u = u_{\pi}$ (u_{π} — начальная скорость движения границы раздела). Относительно величины r_{π} необходимо отметить следующее. Обычно конечный размер полости оказывается несколько меньше ее максимального размера. Это связано с возвратным движением полости, вызванным действием упругих сил среды. На основании опытных данных долю расширения полости за счет действия ударной волны можно принять равной той ее доле, которая восстанавливается вследствие возвратного движения. Таким образом, при решении рассматриваемой задачи можно пренебречь значением ϵ , что дает для $C = P_{\pi}/\rho_0 - P_c/\rho_0$.

Окончательно закон изменения скорости полости через ее радиус выразится зависимостью

$$u = \frac{1}{\left(\frac{r}{r_0} \right)^3 - 1} \sqrt{ \frac{P_{\pi}}{\rho_0} \left(\frac{r_0}{r} \right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r} \right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{\rho_0} \left(\frac{r}{r_0} \right)^2 \left[\left(\frac{r}{r_0} \right)^2 - 2 \right] + C }$$

$$+ \frac{P_{\text{ж}}}{\rho_0} - \frac{P_{\text{с}}}{\rho_0}. \quad (3.5\text{в})$$

Обозначим r/r_0 через $\bar{r}$, тогда после несложных преобразований уравнение (3.5а) можно привести к виду

$$u = \frac{(\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_{\text{ж}} - P_{\text{с}} \bar{r}^4}}{\bar{r}^2 (\bar{r}^2 - 1) \sqrt{\rho_0}}. \quad (3.6)$$

Для того чтобы пользоваться уравнением (3.6), нужно знать значения величин $P_{\text{ж}}, P_{\text{с}}$.

Как было сказано, расширение полости под действием газообразных продуктов начинается с момента отделения фронта ударной волны от поверхности раздела ПД — среда. К этому времени в замкнутом объеме в продуктах детонации устанавливается одинаковое среднее давление, значение которого вдвое меньше давления на фронте детонационной волны [110]. Следовательно, это давление для рассматриваемой стадии взрыва является начальным:

$$P_{\text{ж}} = 1/8 \rho_{\text{ВВ}} D^2, \quad (3.7)$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ — плотность ВВ; D — скорость детонации ВВ.

В момент, когда взрывная полость достигает предельного положения, ее скорость будет равна нулю, т. е. $u = 0$. Этому условию из (3.6) соответствуют два уравнения:

$$\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1 \approx 0, \quad P_{\text{ж}} - P_{\text{с}} \bar{r}_{\text{пр}}^4 = 0. \quad (3.8)$$

Из них находим, что

$$\bar{r}_{\text{пр}} \approx 1; \quad (3.9)$$

$$\bar{r}_{\text{пр}} = (P_{\text{ж}}/P_{\text{с}})^{1/4}, \quad (3.10)$$

Так как число $\bar{r}_{\text{пр}}$ существенно положительное, то отрицательные и комплексные корни уравнения (3.10) должны быть отброшены. Кроме того, при взрыве ВВ условие $P_{\text{ж}} < P_{\text{с}}$ не имеет места, так как в этом случае не будет происходить ни расширения зарядной камеры, ни разрушения породы.

Первый результат $\bar{r}_{\text{пр}} \approx 1$ соответствует начальному, второй — конечному положению газовой полости при ее осесимметричном развитии. Этот факт, в свою очередь, подтверждает правильность теоретических выкладок, принятых при выводе

уравнения, выражающего закон изменения скорости цилиндрической полости (3.5в). Действительно, по смыслу задачи первый корень (3.5а) с учетом ϵ должен давать начальное, а второй корень — искомое значение радиуса полости. В связи с этим в дальнейшем достаточно найти только второй корень уравнения (3.10), соответствующий конечному размеру полости.

Уравнение (3.10) для определения наибольшего радиуса газовой полости при осесимметричном расширении выгодно отличается от ранее известных. Главное его преимущество заключается в простоте полученного выражения. Вместе с тем оно включает в себя основные характеристики ВВ и среды. Кроме того, результаты вычислений по (3.10) довольно хорошо совпадают с измеренными величинами конечного радиуса полости, образованной при взрыве скважинных зарядов на карьерах.

Анализ уравнения (3.10) показывает, что при одинаковых характеристиках ВВ предельный радиус взрывной полости уменьшается с увеличением прочностного сопротивления среды, а при одинаковых свойствах пород — с уменьшением давления ПД. Качественно эти выводы находятся в полном согласии с данными наблюдений.

Для определения закона движения границы раздела ПД — среда уравнение (3.6) перепишем в виде

$$r_0 \frac{dx}{dt} = \frac{\sqrt{P_{\pi} - P_c x^4}}{x^3 \sqrt{f_0}}.$$

Разделив переменные, получим

$$\int_{r_1}^{\bar{r}_2} \frac{x^3 dx}{\sqrt{P_{\pi} - P_c x^4}} = \int_0^{\tau} \frac{dt}{r_0 \sqrt{f_0}}. \quad (3.11)$$

Здесь время τ отсчитывается от начала расширения газовой полости.

В левой части этого уравнения под знаком интеграла стоит дифференциальный бином, интеграл от которого не выражается через элементарные функции (теорема П. Л. Чебышева). В связи с этим левая часть уравнения (3.11) может быть вычислена приближенно по одному из способов приближенного интегрирования, известных из курса математического анализа. В целом с помощью численного метода можно найти зависимость времени расширения полости от ее радиуса:

$$t = \varphi(x). \quad (3.12)$$

Решение этой зависимости относительно x дает искомый закон движения стенок полости при взрыве цилиндрического заряда. Зная время расширения полости до соответствующего фиксированного положения, нетрудно экспериментально установить зависимость

$$x = \psi(t).$$

3.2. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения

Из работ В. В. Ржевского, М. П. Воларовича, А. Н. Ставрогина известно, что в условиях всестороннего сжатия увеличение давления приводит к возрастанию прочности и модулей пород.

Поскольку в ближней к заряду зоне наблюдается всестороннее сжатие, то оно вызывает повышение плотности горной породы за счет ликвидации в ней пор и рост упругих и прочностных характеристик.

Для решения задачи о прочностной характеристике пород в условиях всестороннего взрывного нагружения по аналогии с работами [15, 95] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удержать давление ПД. Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удержать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического заряда в неограниченной среде.

Следуя [93], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 14). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения. При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения σ_p на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины пред-

полагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания

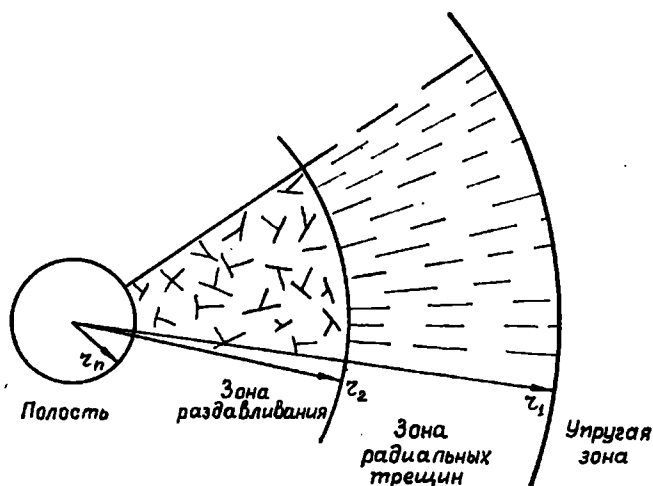


Рис. 14. Зоны разрушения в безграничной среде по В. Н. Родионову

будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины $\sigma_{сж}$, соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно переизмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение $u=u(r)$, для упругой области в случае осевой симметрии

$$\frac{d^2 u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (3.13)$$

где r — текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как

$$u = Ar + B/r, \quad (3.14)$$

где A и B — постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (3.14) рассматривается совместно со следующими двумя условиями: условием об ограниченности смещения на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение σ_p :

$$u=0 \text{ при } r=\infty, \sigma_\theta=\sigma_p \text{ при } r=r_1, \quad (3.15)$$

где σ_θ — тангенциальное напряжение; r_1 — радиус зоны радиальных трещин.

Из первого условия следует, что $A=0$. Тогда

$$\sigma_r = -\frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}, \quad \sigma_\theta = \frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}. \quad (3.16)$$

Здесь σ_r — радиальное напряжение; E — модуль упругости; ν — коэффициент Пуассона.

Используя второе граничное условие (3.15), находим B . Таким образом, в упругой области для напряжений и перемещения имеем

$$\sigma_r = -\sigma_p \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad \sigma_\theta = \sigma_p \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad u = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 \frac{r_1}{r}. \quad (3.17)$$

Смещение границы упругой зоны при $r=r_1$:

$$u_1 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1. \quad (3.18)$$

Оно определяет расстояние, на которое сместилась граница за счет деформирования упругой зоны.

В зоне радиальных трещин $\sigma_\theta=0$. С учетом этого уравнение равновесия в рассматриваемой зоне:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0. \quad (3.19)$$

Решением уравнения (3.19) является

$$\sigma_r r = \text{const}. \quad (3.20)$$

Граничное условие для внутренней границы этой зоны

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} \text{ при } r=r_2, \quad (3.21)$$

где r_2 — радиус зоны раздавливания.

В силу зависимости (3.21) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности

$$\sigma_r = -\sigma_{сж}(r_2/r). \quad (3.22)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему

$$\sigma_r = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right); \quad (3.23)$$

$$\sigma_\theta = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{u}{r} + \nu \frac{du}{dr} \right).$$

Так как в этой области $\sigma_\theta = 0$, то

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u}{r}. \quad (3.24)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т. е. условие непрерывности смещения, и подставляя (3.18) в выражение (3.24), получаем

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u_1}{r_1} = -\frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p. \quad (3.25)$$

На основании (3.21), (3.22) с учетом (3.25)

$$\sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1. \quad (3.26)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука $\sigma_r = E e_r$ [68]. Тогда распределение деформаций имеет вид

$$e_r = \frac{\sigma_{сж}}{E} \cdot \frac{r_2}{r}. \quad (3.27)$$

Перемещение u_2 внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения $\sigma_r = -\sigma_{сж}$ определяется выражением

$$u_2 = u_1 + \int_{r_1}^{r_2} e_r dr = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{сж} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}. \quad (3.28)$$

С учетом зависимости (3.26)

$$u_2 = \frac{\sigma_{сж} r_2}{E} \left(\nu + \ln \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \right). \quad (3.29)$$

Так как для типичных горных пород $\ln \frac{\nu}{1+\nu} \cdot \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \approx 1$, окончательно имеем

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} r_2. \quad (3.30)$$

В зоне раздавливания с определенной степенью точности может быть использовано условие [93]:

$$\sigma_r - 2\sigma_\theta = 0. \quad (3.31)$$

Пользуясь уравнением равновесия в форме

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r} (\sigma_r - \sigma_\theta) = 0 \quad (3.32)$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ($r=r_2$) известно, получим

$$\sigma_r = -\sigma_{сж} (r_2/r)^{1/2}. \quad (3.33)$$

При этом давление P на стенке цилиндрической полости составит

$$P = \sigma_{сж} (r_i/r_n)^{1/2}. \quad (3.34)$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне раздавливания, определим соотношение r_2/r_n .

Объемная деформация, как известно, равна

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3}{4} \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r} \right)^{1/2}, \quad (3.35)$$

где K — модуль объемного сжатия, $K = \frac{E}{3(1-2\nu)}$.

При выводе зависимости (3.35) использованы известные положения из теории упругости и пластичности о том, что при цилиндрической симметрии [46] $\sigma_z = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_\theta)$, в случае среды типа песок [34] $\sigma_r = 2\sigma_\theta$. Поскольку $\Delta = 1 - \rho_1/\rho_0$, то из закона объемного деформирования

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r} \right)^{1/2}. \quad (3.36)$$

Здесь ρ_0, ρ_1 — плотность до и после деформации.
Уравнение неразрывности или баланса массы

$$\rho_0(r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_0}^{r_2 + u_2} \rho_1 r dr. \quad (3.37)$$

Интегрирование выражения (3.37) в указанных пределах дает

$$\frac{r_2}{r_0} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_0} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_0} \right)^2}{\left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^{3/2}}}. \quad (3.38)$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряд и ограничившись членами первого порядка малости, получим

$$\frac{r_2}{r_0} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_0} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_0} \right)^2}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (3.39)$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при $r_0/r_2 \rightarrow 0$. Следовательно,

$$\left(\frac{r_2}{r_0} \right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_0} \right)_m^{1/2}}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (3.40)$$

Учитывая, что $K = \frac{5}{6}E$, а $E = \frac{3}{4} \rho_0 c^2$ при $\nu = 0,3$ и $\rho_0 c^2$ для горных пород на два-три порядка больше $\sigma_{сж}$, можно пренебречь вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения. Тогда из уравнения (3.40) имеем

$$\left(\frac{r_2}{r_0} \right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2+2\nu)\sigma_{сж}}}. \quad (3.41)$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при $\nu = 0,3$

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (3.42)$$

Выражение (3.42) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [68]. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (3.42) следует внести поправку, учитывающую это условие.

В работе [17] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле

$$\sigma_d = \sigma_{ст} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)}} \right] = k_d \sigma_{ст}, \quad (3.43)$$

где $\sigma_{ст}$ — напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки; T_0 — кинетическая энергия ударяющего тела (в нашем случае ПД) к моменту начала удара; U_c — потенциальная энергия деформации породы; β — отношение массы ударяемого тела (окружающей полость породы) к массе ударяющего тела (заряда ВВ); k_d — коэффициент динамичности.

Эта формула при решении задач взрыва была впервые применена Ф. А. Белаенко [16]. Так как отношение массы отбиваемой части массива к массе заряда в обычных условиях взрывания составляет не менее $3 \cdot 10^3$, а отношение T_0/U_c не превышает одного порядка, то величина $T_0/U_c(1+\beta)$ будет весьма малой. В результате коэффициент динамичности в начале действия взрывной нагрузки по формуле (3.43) будет равен 2.

С учетом того, что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным $(2+1) : 2 = 1,5$.

Обоснованность приведенного значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном нагружении для стекла увеличивается на 50%, полиметилметакрилата — на 65% [47]. Согласно данным [81], динамический предел прочности для чугуна составляет 1,5, меди — 1,35 и магниевых сплавов — 1,25 его статического значения. В соответствии с изложенным максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда:

$$P_c = \sigma_{сж} (\rho_0 c^2 / \sigma_{сж})^{1/2}. \quad (3.44)$$

Как видно из уравнения (3.44), прочностная характеристика зависит как от сжимаемости, так и от предела прочности породы на раздавливание. Выражение в скобках представляет

собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения среды действием взрыва ВВ. Иначе говоря, это число показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке. Эта характеристика различна для разных видов пород и определяется их механическими и упругими свойствами. Например, для крепких пород типа ороговикованного песчаника с $\sigma_{сж} = 258$ МПа, $c = 4410$ м/с оно составляет $k_d = 3,90$, для оруденелых скарнов с $\sigma_{сж} = 173$ МПа, $c = 5900$ м/с, $k_d = 5,26$.

3.3. Лабораторные исследования развития цилиндрической полости в образцах горных пород

Согласно Л. И. Седову [98], подобие действия зарядов в ближней зоне обеспечивается простым соблюдением геометрических соотношений. В. Н. Родионов [94] и С. С. Григорян [31] считают, что размеры полостей подчиняются геометрическому подобию. Следовательно, развитие полости с определенным приближением экспериментально можно изучить в образцах горных пород. Такие исследования выполнены сотрудниками лаборатории разрушения горных пород взрывом Ленинградского горного института им. Г. В. Плеханова с помощью импульсной рентгеновской установки. В проведении отдельных экспериментов принимал участие и автор.

Импульсная рентгеновская установка в комплексе с взрывной камерой предназначена для регистрации развития взрыва зарядов ВВ в оптически непрозрачных средах, какими являются горные породы. Установка включает в себя генераторы импульсного напряжения, рентгеновские трубки, вакуумную систему для поддержания в них высокой степени разряжения, цепи задержки, а также другие устройства и вспомогательные узлы.

Генераторы импульсного напряжения, заряженные через выпрямительное устройство, позволяют получить импульсы с амплитудой 800 кВ, которые подаются на электроды рентгеновских трубок. На начальной стадии вакуумного пробоя межэлектродного промежутка возникает весьма кратковременное (0,15—0,20 мкс) рентгеновское излучение. Благодаря наличию цепей задержки в разрядных контурах генераторов импульсного напряжения рентгеновские трубки срабатывают поочередно с микросекундными интервалами. Запоздывание каждой трубки относительно предыдущей составляет 2—7 мкс. Этот интервал обеспечивает формирование и осциллографирование отметок времени, соответствующих каждой рентгеновской вспышке.

Исследуемый образец породы с зарядом ВВ размещается в центре взрывной камеры, в стенке которой напротив катодов рентгеновских трубок сделаны отверстия для проникновения в камеру рентгеновского излучения. Рентгеновские трубки были установлены вокруг камеры по дуге сектора 90° . Излучение от каждой трубки, проходя через образец, экспонирует расположенную в кассете позади него рентгеновскую пленку. Импульсная рентгено съемка позволяет получить серию рентгенограмм, отражающих развитие процесса во времени и экспонируемых через интервалы времени, заданные линиями задержки. Расшифровка результатов рентгено съемки сводится к измерению смещений поверхности полости на рентгенограммах и соответствующих им интервалов времени. Полученные данные позволяют установить закономерности развития полости в функции времени.

В отличие от ранее проведенных исследований наши опыты проводились в образцах горных пород конической формы. При этом шпур просверливался не на всю высоту образца. Заряды размещались с оставлением незаряженной части шпура сверху, что приближало их к условиям расположения в скважинах. Поскольку в стадии камуфлетного развития взрыва основные данные опытов совпадали с результатами, полученными в ЛГИ им. Г. В. Плеханова, последние использовались при анализе некоторых теоретических положений.

Эксперименты проводились с образцами наиболее распространенных и представительных горных пород: диабаз (плотность $\rho_0 = 3000 \text{ кг/м}^3$, скорость звука $c = 6400 \text{ м/с}$, предел прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 225 \text{ МПа}$, на растяжение $\sigma_p = 13 \text{ МПа}$), мрамора белого ($\rho_0 = 2670 \text{ кг/м}^3$, $c = 6200 \text{ м/с}$, $\sigma_{сж} = 56 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 2,9 \text{ МПа}$), известняка ($\rho_0 = 2560 \text{ кг/м}^3$, $c = 3500 \text{ м/с}$, $\sigma_{сж} = 69 \text{ МПа}$, $\sigma_p = 3,6 \text{ МПа}$).

Образцы изготавливались цилиндрической и конической формы. Выбор такой формы образцов и размещение заряда по оси обеспечивали симметричное развитие полости относительно любой из рентгеновских трубок. Высота образцов — $(6-11) \times 10^{-2} \text{ м}$, диаметр — $(4,2-5,5) \cdot 10^{-2} \text{ м}$. В качестве ВВ применялся ТЭН с плотностью 900, 1600 и 1700 кг/м^3 . Для усиления контрастности получаемых рентгеновских снимков заряды помещались в оболочки из свинцовой фольги толщиной 10^{-4} м . Диаметры зарядов составляли 5 и $8 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ при отношении длины к диаметру не менее 10. Инициирование заряда осуществлялось сверху с помощью азидовой капли.

Полученные рентгенограммы (рис. 15) показывают, что расширение полости начинается с торца заряда с небольшим отступлением в сторону направления детонации. Деформированная часть шпура через некоторое время представляет собой

фигуру, состоящую из комбинации цилиндра с усеченным конусом. Головная (нижняя) часть конуса перемещается вдоль заряда вслед за фронтом детонационной волны с той же скоростью. По завершении процесса детонации образовавшаяся полость принимает форму, близкую к цилиндру. Величина расширения полости по оси скважины в донной части такая же, как вдоль радиусов (см. рис. 15). Из рентгенограмм также

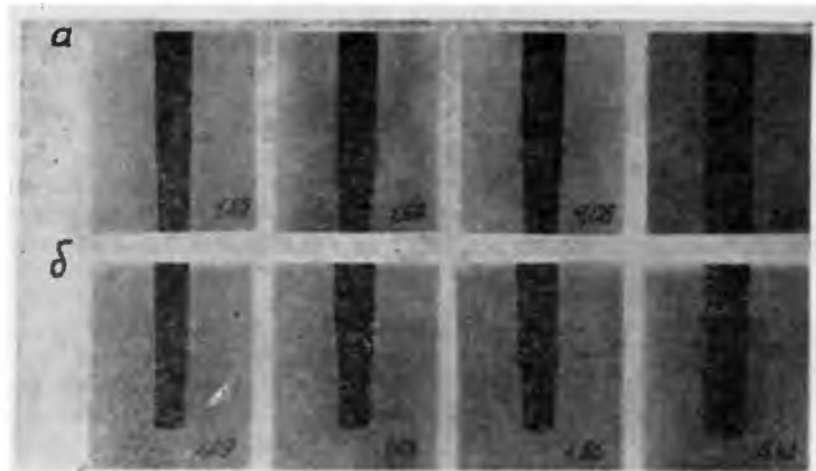


Рис. 15. Развитие полости в образце породы при сквозном (а) и укороченном (б) зарядах. Время в мкс

видно, что полость берет свое начало из точки, отстоящей от торца заряда на расстоянии, примерно равном радиусу заряда. В результате этих изменений высота полости при взрыве цилиндрического заряда в скальных породах оказывается равной высоте заряда, что очень важно для теоретического анализа.

Данные экспериментов по исследованию развития полости при диаметре образца $4,2 \cdot 10^{-2}$ м и диаметре заряда $5 \cdot 10^{-3}$ м приведены в табл. 7.

Результаты опытов при плотности заряда из ТЭНа 1700 кг/м^3 , при тех же размерах образца и заряда, за исключением известняка, у которого диаметр образца $8 \cdot 10^{-2}$ м ($d_0 = 8 \cdot 10^{-3}$ м), приведены в табл. 8.

Анализ рентгенограмм и данных табл. 7 и 8 показывает, что характер движения полости одинаков для всех пород и типов ВВ. Сочетание порода — ВВ определяет различие в значениях смещений, скоростей движения полости. Наблюдаемое на рентгенограммах перемещение поверхности раздела совершается под совокупным действием ударной волны и газообраз-

ных продуктов детонации за счет сжимаемости (уплотняемости) среды. В экспериментах, очевидно, не зафиксирована начальная деформация полости, совершенная под непосредственным воздействием ударной волны. Вместе с тем по результатам измерений трудно отдать предпочтение одной из отмеченных составляющих рабочего органа взрыва в расширении полости. Несомненно, что развитие процесса тем интенсивнее, чем больше уплотняема порода. Радиальное смещение стенок

Таблица 7. Параметры полости в мраморе и известняке

Мрамор			Известняк		
v_i	t_i	$\bar{r}_i$	v_i	t_i	$\bar{r}_i$

$\rho_a = 900 \text{ кг/м}^3$

350	1,98	1,25	410	1,62	1,24
302	2,43	1,26	381	1,98	1,27
260	4,14	1,38	373	2,07	1,28
220	4,23	1,35	348	2,34	1,30
151	5,21	1,32	308	2,78	1,33
82	6,00	1,35	192	4,77	1,45
53	7,50	1,36	80	8,37	1,53

$\rho_a = 1600 \text{ кг/м}^3$

518	2,25	1,38	648	1,80	1,40
475	2,25	1,35	649	1,98	1,44
165	6,00	1,45	622	2,16	1,44
96	8,52	1,46	218	5,40	1,57
121	9,27	1,56	174	8,70	1,84

Примечание. t_i — текущее время, соответствующее концу измерительной временной базы, мкс; v_i — скорость движения границы раздела, м/с; r_i — текущее относительное расширение полости.

при плотности заряда 900, 1600 и 1700 кг/м³. Эти данные указывают на раннее наступление общего разрушения в более твердых породах.

Для определения влияния диаметра заряда на развитие полости были проанализированы результаты экспериментов, проведенных при различных диаметрах шнура [112]. Отверстия просверливались с удвоенным диаметром при соответствующем увеличении диаметра образца горной породы. Как и следовало ожидать, максимальное относительное расширение

полости в любом сечении заряда зафиксировано при неподвижной свободной поверхности. Такое развитие происходит одинаково при различных значениях линии наименьшего сопротивления до тех пор, пока не начнется разгрузка среды.

Из данных табл. 7 и 8 следует, что при повышении плотности заряда начальная скорость движения полости у всех пород возрастает. Это объясняется увеличением давления на контакте заряд — порода. Как видно из уравнения (3.7), оно прямо пропорционально квадрату скорости детонации ВВ.

В экспериментах было зафиксировано также время развития полости до момента начала движения наружной поверхности образцов. Оно составляет (мкс): для мрамора — 7; 9; 8; для известняка — 9; 11; 11 и для диабазы 5—6 соответственно

полости оставалось таким же, как и раньше, т. е. истинный размер диаметра шпура не оказывал влияния на относительное перемещение границы раздела ВВ — среда. Таким образом, во всех экспериментах соблюдалось геометрическое условие подобия размеров полости.

Графики зависимости относительного радиуса полости от времени при различных плотностях заряда показывают [19], что основное развитие полости завершается на начальном этапе взрыва $[(4-5) \cdot 10^{-6} \text{ с}]$. Из графиков видно, что увеличение плотности заряда приводит к возрастанию скорости детонации

Таблица 8. Параметры полости при $\rho_3 = 1700 \text{ кг/м}^3$

Диабаз			Мрамор			Известняк		
v_i	t_i	$\bar{r}_i$	v_i	t_i	$\bar{r}_i$	v_i	t_i	$\bar{r}_i$
570	1,98	1,22	660	1,80	1,18	886	1,44	1,23
500	2,16	1,25	535	2,34	1,28	832	1,80	1,33
173	4,77	1,35	412	4,32	1,45	740	1,89	1,31
110	6,00	1,37	390	8,82	1,77	730	2,52	1,41
308	8,46	1,66	294	10,62	1,87	352	4,24	1,42
360	7,21	1,77	331	10,70	1,91	320	4,41	1,50
384	10,90	1,87	—	—	—	325	9,00	1,86
—	—	—	—	—	—	297	10,44	1,90

и в конечном счете к созданию высоких давлений на контакте заряд — порода и это сообщает полости высокую начальную скорость. Однако при больших скоростях явное формирование полости не фиксируется, так как наблюдается непосредственный переход к выбросу раздробленной породы. Здесь трудно разграничить упомянутые две стадии взрыва.

В образце диабаза формирование полости при плотности 1700 кг/м^3 протекает так же, как в известняке при плотности заряда 900 кг/м^3 , т. е. с достижением предельного положения в камуфлетной стадии.

В опытах с образцами малых размеров вряд ли будет достигнуто действительное максимальное положение границы раздела. Однако полученные с помощью рентгеновской установки результаты не сильно отличаются от теоретически возможных. Так, если экспериментально измеренные значения относительных предельных радиусов полости при плотности заряда из ТЭНа 900 кг/м^3 и скорости детонации 4900 м/с составляют для известняка 1,52, для мрамора 1,37, то расчетные величины этих параметров соответственно равны 1,70 и 1,64 (см. табл. 9). В табл. 9 приведены также прочностные характеристики пород, коэффициент динамичности и предельные

радиусы полости, вычисленные по формулам (3.44) и (3.10). Как видно, теоретическое значение $r_{пр}$ всегда больше экспериментального. При указанных характеристиках ВВ отклонение расчетных значений $r_{пр}$ от зафиксированных не превышает 20,0%. Это следует признать вполне удовлетворительным результатом, так как действительное значение P_c , полученное в условиях опыта, заметно отличается от расчетного.

Т а б л и ц а 9. Расчетные и фактические значения относительной предельной полости

Порода	k_d	P_c , МПа	P_H , МПа					
			2700		12 000		14 000	
			$\bar{r}_{пр.р}$	$\bar{r}_{пр.ф}$	$\bar{r}_{пр.р}$	$\bar{r}_{пр.ф}$	$\bar{r}_{пр.р}$	$\bar{r}_{пр.ф}$
Известняк	4,63	324	1,70	1,52	2,49	1,84	2,53	1,90
Мрамор	6,56	371	1,61	1,37	2,41	1,56	2,49	1,90
Диабаз	4,86	1094	1,25	—	1,84	—	1,90	1,37

Вместе с тем это расхождение возрастает при увеличении плотности заряда. В таких условиях, как было отмечено выше, в опытах не удавалось уловить истинный момент достижения полостью наибольшего значения. Время, необходимое для развития процесса, больше удвоенного времени прохождения ударной волной расстояния до свободной поверхности, что приводило к раннему наступлению разрушения образца в целом. Иначе говоря, полость не успевает достичь максимального размера. Вследствие этого фактически измеренные величины $r_{пр}$ при больших плотностях заряда оказываются значительно меньше их расчетных.

Иногда высказывают сомнения относительно соответствия получаемых результатов в образцах горных пород и массиве из-за нетождественности их физико-механических характеристик. Действительно, прочностные и упругие свойства образцов пород выше таковых массива. Однако в данной задаче рассматривались состояние и движение слоя породы, непосредственно прилегающей к заряду. В этой, так называемой ближней зоне взрыва упомянутые свойства пород массива и образца не сильно отличаются друг от друга.

Результаты экспериментов, проведенных в образцах горных пород с регистрацией процесса развития полости при помощи рентгеновской установки, подтверждают правомерность выведенных уравнений (3.10), (3.44), предназначенных для установления предельного радиуса цилиндрической полости и прочностной характеристики пород в условиях взрывного нагружения.

3.4. Конечные размеры полости в массиве горных пород

Экспериментальное определение конечных размеров полости, образованной взрывом цилиндрического заряда в массиве горных пород, основано на законе подобия [31, 94, 98]. Установление этих величин в условиях рабочих уступов является трудоемкой и трудноосуществимой операцией. Дело в том, что при первичных взрывах скважинных зарядов во всех породах радиус зоны разрушения в тыл массива уходит дальше радиуса полости. Поэтому практически невозможно различить границу между полостью и зоной разрушения. Вместе с тем при ведении взрывов в трудновзрываемых породах ($f = 12-14$) с однорядным расположением скважин иногда удается обнаруживать спрессованные, мелкораздробленные слои пород вокруг взорванных скважин. Они обычно сохраняются у откоса на уровне подошвы уступа. Замеры, проведенные на Коунрадском карьере, показывают, что среднее значение конечных радиусов полости составляет $1,3 \div 1,4$ радиуса заряда.

Для достижения более надежных результатов замеры целесообразно проводить при взрывах меньшего масштаба. В качестве таких выбраны взрывы на метровых уступах, так как они обеспечивали подобие зон разрушения полости и простую организацию экспериментов. Отношение длины заряда к его радиусу составляло не менее 25. Незначительный объем взорванной породы позволял за сравнительно короткий срок очистить место расположения зарядов.

При этом на участке уступа, где имелись неразрушенные верхние слои, пробуривались шпуров глубиной 1,0—1,2 м. При диаметре буровой коронки 32,42 мм шпуров получались диаметром 34—35, 44—46 мм. Шпуров располагались в один ряд. В качестве ВВ применялся аммонит № 6 ЖВ, порошкообразный. Параметры расположения зарядов принимались подобными натурным в масштабе 1 : 10, 1 : 15. Заряды инициировались одной ниткой ДШ. В качестве забойки применялась местная мелочь породы. Шпуров взрывали по одному и по два. После взрыва развал осторожно откидывали и определяли размеры образовавшейся цилиндрической полости, т. е. ее высоту по оси взорванного заряда, диаметр по всей ее длине, а также в донной части шпура. Необходимое число экспериментов в каждой породе устанавливалось исходя из известного соотношения $n = t_a^2 (k_v/k_w)^2$, где t_a — нормированное отклонение при вероятности 0,95, $t_a = 1,96$; k_v — коэффициент вариации результатов испытания, %; k_w — допустимая относительная ошибка, %.

При $k_v = 15\%$, $k_w = 10\%$ $n = 4,4$, поэтому число опытов принималось равным 5.

Первая серия экспериментов включала в себя взрывание одиночных шпуров. Они проводились во вторичных кварцитах: из эффузивных порфиров (К-3), гранодиорит-порфиров (К-4) Коунрадского месторождения; в диорит-порфиритах (С-2), туфопесчаниках (С-3), диабазовых порфиритах (С-4), гранатовых скарнах (С-5), гранодиоритах (С-6) и пироксеновых скарнах (С-7) Саякского месторождения. Глубина шпуров во всех случаях составляла 1,1—1,2 м, линия сопротивления по подошве — 0,8—1,0 м, масса заряда — 0,9—1,1 кг, длина забойки — 0,5—0,6 м.

В экспериментах по определению предельных радиусов полости достигалась высокая стабильность результатов, отклонение отдельных данных от среднего значения не превышало 5%. Относительный предельный радиус для приведенных пород соответственно составлял: 1,40 (1,39), 1,40 (1,43), 1,20 (1,18), 1,20 (1,20), 1,20 (1,22), 1,20 (1,21), 1,23 (1,27), 1,20 (1,23) (в скобках дано расчетное значение $\bar{r}_{пр}$). Как видно, совпадение расчетных и экспериментальных данных очень близкое.

Полость по всей длине имеет одинаковое расширение, высота ее примерно равна высоте колонки заряда. Углубки ниже дна шпура не наблюдается. Стенки после взрыва сохраняют устойчивое положение (рис. 16).

Вторая серия экспериментов проводилась на Акжальском карьере. В каждом опыте взрывали по два заряда, всего взорвано 20 шпуров. При этом предусматривалось установить влияние параметров расположения зарядов на предельный радиус полости.

Данные полигонных взрывов приведены в табл. 10. Шесть взрывов выполнены в диорит-порфиритах, четыре — в крупнозернистых известняках. После взрыва трубы осторожно освобождались от кусков породы и извлекались из взорванной массы. Замерялись наружные и внутренние диаметры оставшейся целой (нераздробленной), но сильно деформированной части трубы со стороны массива (рис. 17), так как половина, обращенная в сторону откоса уступа, разрывалась на куски. Средняя по высоте толщина деформированной части трубы составляла 2÷3 мм. Наружная стенка труб после взрыва, как правило, облеплена мелкими, как бы расплавленными частицами породы. Глубина по месту шпуров каждый раз оказывалась равной первоначальной величине, что свидетельствует о равенстве высоты цилиндрической полости высоте заряда.

Сопоставление предельных радиусов полости в шпурах, взорванных с трубой и без нее, показывает, что в одних и тех



Рис. 16. Вид полости в туфопесчаниках

же породах они не отличаются друг от друга. Этот факт указывает на отсутствие влияния воздушного зазора между стенками шпура и трубы на показатель прострела, а также воздействия самой трубы на развитие камуфлетной стадии взрыва в массиве.

Кроме того, по данным табл. 10 трудно судить о какой-либо существенной зависимости радиуса полости от параметров расположения зарядов в массиве, так как при различных значениях расстояния между скважинами, линии сопротивления по подошве уступа и т. д. размеры исследуемых зон практически получаются одинаковыми. В то же время это различие отчетливо видно в разных по физико-механическим свойствам

породах. Расчетное значение предельного диаметра полости по формуле (3.10) в диорит-порфиритах составляет $61,2 \times 10^{-3}$, в крупнозернистых известняках — $57,0 \cdot 10^{-3}$ м. Фактически измеренные диаметры соответственно колеблются в пределах $(60-65) \cdot 10^{-3}$ и $(54-58) \cdot 10^{-3}$ м. Отклонение расчета от фактически зафиксированных значений $d_{пр}$ не превышает 6,2%, оставаясь в среднем на уровне 3,1%.

Т а б л и ц а 10. Данные опытных модельных взрывов

Глубина шпура, м	Расстояние между шпурами, м	ЛСПП, м	Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Диаметр полости, м $\times 10^{-3}$		Отклонение расчета, %
					фактический	расчетный	
1,0*	0,8	1,2	0,60	0,5	62	61,2	1,3
1,2	1,0	1,2	0,80	0,6	65	61,2	6,2
1,1	1,0	1,1	0,70	0,6	60	61,2	2,0
1,2*	1,1	1,2	0,50	0,6	60	61,2	2,0
1,1	1,2	1,0	0,80	0,6	64	61,2	4,6
1,0	1,1	1,2	0,57	0,6	62	61,2	1,3
1,0*	0,8	0,8	0,45	0,6	54	57,0	5,3
1,0	0,6	0,8	0,70	0,6	54	57,0	5,3
1,0*	0,8	1,0	0,50	0,5	56	57,0	1,8
1,0	1,0	1,1	0,80	0,4	59	57,0	1,8

* В шпуры прокладывались свинцовые трубы длиной 0,55 м, наружным диаметром $(4,1-4,2) \cdot 10^{-2}$ м, внутренним $2,8 \cdot 10^{-2}$ м.

Эксперименты, поставленные с этой целью, в дальнейшем проводились в более чувствительных к уплотнению породах — пестроцветных глинах [10]. Для изучения влияния величины ЛСПП на размеры полости было взорвано более 36 одиночных скважин. Длина ЛСПП в опытах изменялась от 8,6 до $13,6 \cdot 10^{-1}$ м с шагом 10^{-1} м ($W/r_0 = 41 \div 65$) при постоянных диаметре, массе и высоте колонки заряда. Приращение предельного радиуса полости в указанном диапазоне составляло 13,5%, причем при $W/r_0 = 55$ прирост $r_{пр}$ прекращается. В скальных породах это увеличение, естественно, значительно меньше, поэтому в опытах на Акжальском карьере такое изменение размера полости не выявлено. Данные экспериментов в пестроцветных глинах дают основание пренебречь влиянием W/r_0 на размеры полости, образованной в скальном массиве с двумя свободными поверхностями. Они также показали, что расстояние между скважинами и между рядами не оказывает влияния на относительное расширение полости при взрыве в деформируемых средах.

Таким образом, приведенные данные подтверждают, что прочностные характеристики пород в условиях взрывного на-

гружения и предельный радиус полости при взрывах зарядов дробления с достаточной точностью могут быть вычислены по уравнениям (3.10) и (3.44), а также доказывают правильность теоретических выкладок, принятых при выводе этих уравнений.

В табл. 11 приведены прочностные характеристики, коэффициенты динамичности и возможные значения предельных радиусов полости в исследованных породах при различных начальных давлениях ПД. Среднее начальное давление вычислялось по формуле (3.7). Для наиболее широко применяемых

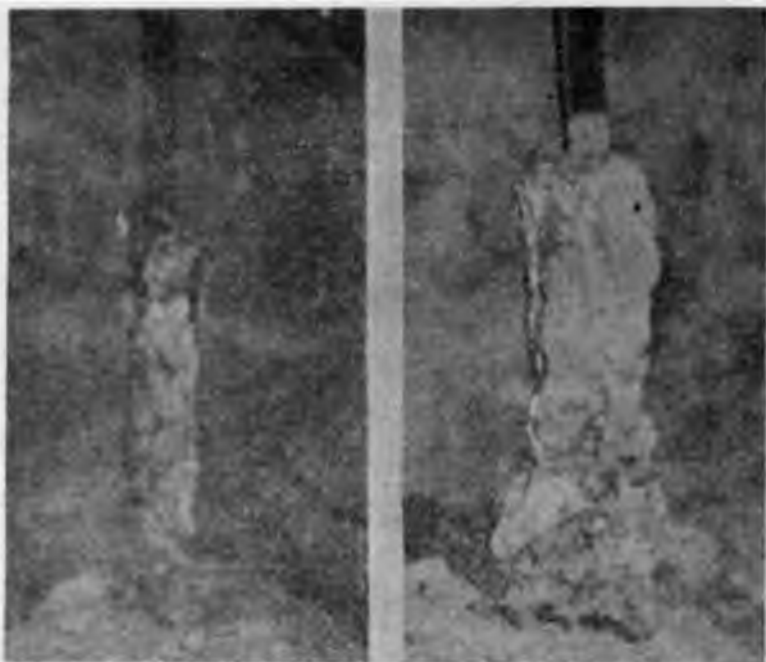


Рис. 17. Вид труб после взрыва

на открытых разработках ВВ скорости детонации были приняты 3500, 4100, 4700, 5250 и 6000 м/с при соответствующих плотностях 910, 930, 960 и 960 кг/м³. P_0 и $r_{пр}$ определялись по уравнениям (3.10) и (3.44).

Как видно из табл. 11, коэффициент динамичности при взрывной нагрузке различен для разных пород и в зависимости от их сжимаемости ($\rho_0 c^2$), предела прочности на одноосное сжатие колеблется от 3,82 до 5,42. Прочностная характеристика пород 190÷1050 МПа. Причем более крепким породам (С-1, С-2, С-3) свойственна более высокая прочностная харак-

**Т а б л и ц а 11. Прочностные характеристики исследованных пород
и возможные значения предельных радиусов полости**

Породы	k_d	$P_0 \times 10^3$, МПа	$P_n \times 10^3$, МПа				
			1,45	2,00	2,70	3,35	4,40
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные	4,60	7,63	1,17	1,27	1,37	1,44	1,56
Вторичные кварциты из: эффузивных порфиров, крепкие	4,87	6,63	1,22	1,32	1,42	1,50	1,61
эффузивных порфиров, средние	4,92	5,40	1,28	1,39	1,50	1,58	1,69
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные	5,13	4,82	1,32	1,43	1,51	1,61	1,74
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные	5,30	3,87	1,39	1,51	1,62	1,72	1,83
гранодиорит-порфиров, коалинизированные	5,42	1,95	1,65	1,79	1,93	2,04	2,18
Скарнированный известняк	3,95	8,45	1,15	1,24	1,34	1,41	1,52
Крупнозернистый известняк	4,20	7,50	1,18	1,27	1,37	1,44	1,55
Мраморизованный известняк	4,00	6,48	1,22	1,32	1,42	1,50	1,61
Диорит-порфирит	5,35	5,90	1,25	1,36	1,48	1,55	1,65
Ороговикованный песчаник	3,90	10,2	1,10	1,18	1,28	1,35	1,45
Диорит-порфирит	4,03	10,4	1,09	1,18	1,28	1,35	1,45
Туфопесчаник	3,94	9,76	1,11	1,20	1,29	1,36	1,46
Диабазовый порфирит	3,82	9,16	1,13	1,22	1,31	1,38	1,43
Гранатовые скарны	4,45	9,55	1,11	1,21	1,30	1,37	1,46
Гранодиориты	3,90	7,52	1,18	1,27	1,37	1,41	1,55
Пироксеновые скарны	4,77	8,72	1,14	1,23	1,32	1,40	1,50
Оруденелые скарны	5,26	9,26	1,12	1,21	1,30	1,37	1,47
Массивный известняк	4,12	6,10	1,24	1,34	1,46	1,53	1,63
Мрамор белый	5,35	4,17	1,37	1,48	1,59	1,68	1,80

теристика в условиях взрывного нагружения. При применении аммонита № 6 ЖВ предельное значение относительного радиуса полости варьирует от 1,13 до 1,79. Большее значение $\bar{r}_{np}$ отмечается у слабых пород (К-6). Для наиболее распространенных пород с $f=10-16$ ($\sigma_{сж}=100 \div 240$ МПа) $\bar{r}_{np}=1,2 \div 1,4$. В одной и той же породе увеличение среднего давления ПД вызывает большее расширение полости. Однако относительное расширение полости пропорционально давлению из корня четвертой степени. Поэтому при использовании про-

мышленных ВВ с небольшими отклонениями в их свойствах изменение размеров полости практически неуловимо.

Для проверки достоверности полученных результатов сопоставим их с опубликованными данными. Однако следует напомнить, что специальные исследования по определению размеров полости в скальных породах не проводились.

Г. П. Демидюк и В. С. Рогалис [33], исследуя вопросы уменьшения разубоживания руд при взрывной отбойке на подземных разработках, установили, что при прочих равных условиях диаметр «стакана» (т. е. полости) возрастает с увеличением скорости детонации заряда ВВ, обеспечиваемой при увеличении линейной концентрации энергии заряда за счет повышения плотности заряжания. Кроме того, действие взрыва в глубь массива (т. е. радиус разрушения) возрастает с увеличением ЛНС, скорости детонации ВВ и линейной концентрации энергии заряда. Например, при одинаковой удельной затрате энергии на единицу поверхности отрыва у дна шпура, равной 209 МДж/м^2 , предельный относительный радиус составляет 1,35; 1,55 и 1,72 соответственно для игданита ($D=2800 \text{ м/с}$), аммонита № 6 ЖВ ($D=4200 \text{ м/с}$) и детонита 10А ($D=5500 \text{ м/с}$). При энергии 293 МДж/м^2 анализируемый показатель будет равен 1,45; 1,70 и 1,92. В работе [33] свойства пород, на которых проводились эксперименты, не описаны, поэтому трудно приводить расчетные значения конечных радиусов полости. Если принять, что опыты проводились на одних и тех же породах, то расчетные значения $r_{пр}$ с точностью до $\pm 6\%$ будут совпадать с данными [33].

Серия экспериментов по определению диаметра «стакана» проделана Г. П. Демидюком на одной из шахт Джезказганского горно-металлургического комбината им. К. И. Сатпаева в серых мелко- и среднезернистых песчаниках с $f=12-14$. При глубине шпура 1,85 м, диаметре $3,6 \cdot 10^{-2} \text{ м}$, длине заряда 1,10 м, ЛНС 0,9 м, массе заряда 1,5 кг из игданита диаметр «стакана» получился равным $4,3 \cdot 10^{-2} \text{ м}$. При $l_m=1,65 \text{ м}$, $l_1=1,15 \text{ м}$, $W=1,10 \text{ м}$, $Q=1,35 \text{ кг}$ (гранулит АС-8) с плотностью заряжания 1200 кг/м^3 диаметр «стакана» $d_{пр}=5,0 \times 10^{-2} \text{ м}$. Расчетные предельные диаметры полости соответственно составляют 4,2 и $4,8 \cdot 10^{-2} \text{ м}$. Как видно, согласие расчета, произведенного по формуле (3.10), с сопоставляемыми данными очень хорошее.

Экспериментальное определение радиуса полости проводилось в работе [69]. Разрушение различных пород оценивалось по замерам размеров полостей, образующихся в слоях пород в результате взрывания удлиненных зарядов ВВ. Шпуры диаметром $(3,6-4,2) \cdot 10^{-2} \text{ м}$ располагались перпендикулярно напластованию, заряды размещались в двух граничащих между

собой, но различных по крепости породах. В качестве ВВ применялись порошкообразный тротил, порошкообразный аммонит № 6, патронированный скальный аммонит № 1. Диаметры полости в песчаниках с $f=7-9$ соответственно составляли $6,5 (6,0) \cdot 10^{-2}$, $6,5 (6,3) \cdot 10^{-2}$, $8,0 (7,5) \cdot 10^{-2}$ м, а в песчаных сланцах с $f=5-6$ — $6,5 (6,8) \cdot 10^{-2}$, $7,0 (7,2) \cdot 10^{-2}$, $9,0 (8,5) 10^{-2}$ м. [В скобках приведены расчетные размеры полости, вычисленные по уравнению (3.10).]

Из сопоставления видно, что отклонение расчетных диаметров от фактических не превышает 8,3%. Сходимость результатов по другим взрывам довольно высокая.

Таким образом, один из основных критериев эффекта взрыва в твердой среде — предельный радиус полости — с достаточной точностью может быть рассчитан по зависимости (3.10) с использованием известных характеристик ВВ и взрываемой среды. Иначе говоря, он обуславливается механическими, упругими свойствами пород и детонационными и энергетическими характеристиками ВВ.

4. КУСКОВАТОСТЬ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ МАССЫ

Эффективность работы горно-транспортного оборудования во многом зависит от качества подготовки горной массы к выемке. Качество горной массы характеризуется рядом технологических параметров взорванных пород. Среди них важная роль отводится достигнутой после взрыва кусковатости пород

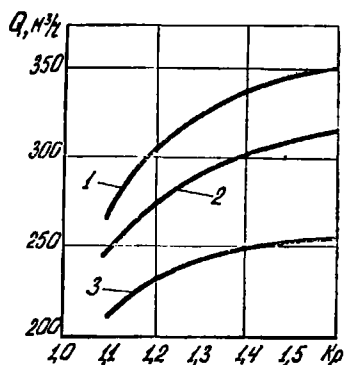
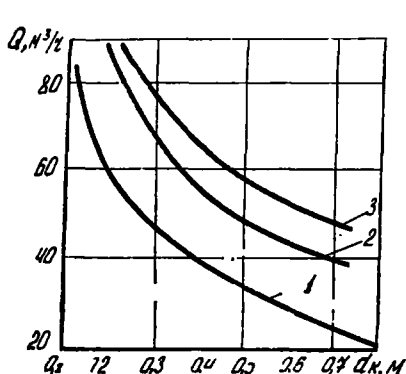


Рис. 18. Зависимость производительности экскаватора ($\text{м}^3/\text{ч}$) на 1 м^3 ковша от среднего размера куска в развале по В. В. Ржевскому: 1 — ЭКГ-4,6; 2 — ЭКГ-6; 3 — ЭКГ-8

Рис. 19. Зависимость производительности экскаватора ЭКГ-4 от коэффициента разрыхления при среднем размере куска (см): 1 — 30; 2 — 40; 3 — 50 (по Ю. И. Белякову)

и распределению кусков по размерам в забое. Однако в целях упрощения качество дробления взорванной руды и породы часто оценивают средним размером куска и выходом негабаритной фракции. В связи с этим количественные зависимости производительности экскаватора выражают как функции указанных величин (рис. 18—20).

На рис. 18 приведена зависимость часовой производительности экскаватора на 1 м³ емкости ковша от среднего размера куска в развале по данным ряда предприятий цветной металлургии [44, 91]. Из рисунка видно, что с увеличением среднего диаметра куска от 0,2 до 0,4 м производительность экска-

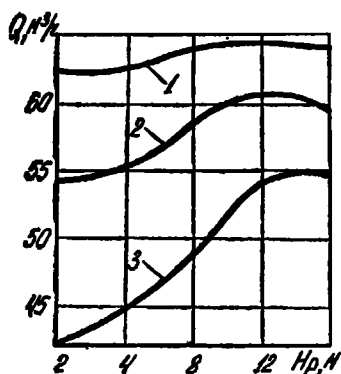


Рис. 20. Зависимость производительности экскаватора (м³/ч) на 1 м³ ковша от высоты забоя при среднем размере куска (см): 1 — 20—22; 2 — 25—26; 3 — 33—35 (по Унипромеди)

ватора падает с 55 до 36 м³/ч. Причем увеличение содержания фракции до 0,6 м существенно сказывается на производительности экскаватора. Характер влияния выхода негабарита на производительность экскаватора подобен приведенной зависимости.

На производительность экскаватора определенное влияние оказывают также высота и ширина развала, проработка подошвы уступа и связность пород в забое. График зависимости производительности экскаватора от высоты забоя, по данным [44], приведен на рис. 20. Он показывает, что оптимальный режим работы экскаватора при погрузке обеспечивается при высоте забоя 8—12 м. Связность пород в забое обычно характеризуется коэффициентом разрыхления. Влияние этого параметра на производительность экскаватора показано на рис. 19 [18]. Из рисунка следует, что увеличение коэффициента разрыхления с 1,1 до 1,5 повышает производительность экскаватора.

Для более углубленного изучения ряда вопросов технологии открытой разработки качество дробления пород целесообразно представлять их кусковатостью и распределением различных по размерам кусков в развале. Известно, что исследование этих характеристик в лабораторных условиях малоэффективно, так как на современном уровне экспериментальной техники пока еще не удается смоделировать все особенности природных свойств пород в массиве и развале. Кроме того, не раскрыт механизм передачи энергии ВВ отдельным частицам

среды. Поэтому упомянутые характеристики пород необходимо изучать в натурных условиях с привлечением для анализа методов теории разрушения твердых деформируемых тел и математической статистики.

4.1. Определение размеров зон дробления

Кусковатость и распределение кусков по размерам в отбитой горной массе наиболее полно могут быть представлены размерами зон дробления и процентным содержанием различных фракций в забое. Поэтому результаты взрыва будут рассмотрены с точки зрения теоретической оценки размеров зон дробления и гранулометрического состава пород с целью управления ими в процессе взрывания.

Как было показано, тип механического поведения среды меняется по мере удаления от центра взрыва. В соответствии с этим обычно выделяют ряд зон, внутри которых напряженное состояние и характер разрушения различны [51, 68, 93]. В зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия значительно превышают предел прочности пород на сжатие. Здесь порода раздавливается, разрушение носит характер «переизмельчения». Размер зоны всецело зависит от величины напряжения в волне сжатия в пределах этой зоны, прочностных и упругих свойств породы. По мнению ряда советских и зарубежных специалистов, размер зоны мелкого дробления не превышает 3—15 радиусов заряда [53, 72, 89, 112]. Методы расчета размеров этой зоны для цилиндрических зарядов в литературе не приводятся.

Вторая зона — зона радиальных трещин. В монолитных средах частицы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают радиальные перемещения. В результате каждый мысленно выделяемый элементарный цилиндрический слой растягивается, что приводит к появлению системы радиальных трещин. Это обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала на разрыв. Так как интенсивность волны убывает с удалением от заряда, то уменьшаются и напряжения, приводящие к разрушению, вследствие чего процесс разрушения прекращается. В этой зоне материал разбит на упругие конические стержни, выдерживающие только радиальные напряжения, а кольцевые напряжения во всей области равны нулю. Внешняя граница зоны совпадает с цилиндрической поверхностью, проходящей через концы радиальных трещин.

Эта зона в реальных массивах имеет сложную структуру. Дело в том, что все массивы разбиты той или иной системой трещин и представляют собой совокупность различных по размеру и конфигурации сочлененных естественных отдельностей.

Трещины в массиве чаще находятся в относительно сомкнутом состоянии, и параметры прошедших через них волн напряжений оказываются достаточными для того, чтобы вызвать разрушение отдельностей, находящихся в более удаленных точках массива [71, 108]. Волна сжатия, проходя по среде, вызывает раскрытие трещин и тем самым как бы увеличивает объем зоны. Вместе с тем развитие радиальных трещин может прекратиться при встрече с открытыми естественными трещинами. Например, экспериментально установлено [112], что при ширине полостей трещины около $2 \cdot 10^{-3}$ м напряжение в волне снижается по отношению к монолиту в 25 раз. При заполнении трещин водой напряжение составляет 0,85—0,90 его величины в монолите.

Объем этой зоны, таким образом, определяется параметрами трещин, материалом заполнителей, величиной напряжения в волне и длительностью воздействия ее на массив. «В отношении продолжительности положительной фазы следует заметить, что этот параметр важен лишь в том случае, если он соизмерим с размером образовавшихся кусков, отнесенным к скорости раскрытия (или распространения) трещин. При крупных взрывах его следует считать несущественным» [68].

Что касается параметров трещин, то они как-то внутренне связаны с размерами естественных отдельностей. Известно, что размеры зон дробления снижаются с увеличением блочности массива. Чем крупноблочнее массив, тем больше раскрытость и ширина трещин, и наоборот, мелкоблочным массивам свойственны сомкнутые трещины. Поэтому размеры зоны радиальных трещин будут определяться прочностными и упругими свойствами пород, блочностью массива, а также детонационными и энергетическими характеристиками ВВ. Амплитуда напряжения в волне и длительность ее воздействия на реальный массив зависят от свойств пары среда — ВВ и учитываются предельными размерами полости.

По данным [27, 72, 89, 106], простираение радиальных трещин прослеживается до 20—30 r_0 . Обоснование этой величины не приводится.

Далее располагается зона упругих деформаций.

Для решения задач, рассматриваемых в монографии, наибольший интерес представляют размеры первых двух зон. Для определения их можно воспользоваться результатами, полученными в предыдущей главе. В частности, радиус зоны мелкого дробления (раздавливания) в монолитных породах в камуфлетной стадии может быть вычислен из уравнения (3.41) при решении его относительно искомой величины:

$$r_2 = r_{\text{лр}} \left(\frac{\rho_0 c^3}{5 \sigma_{\text{сж}}} \right)^{1/2}. \quad (4.1)$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется из соотношения (3.26) по зависимости

$$r_1 = r_2 \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (4.2)$$

Из уравнений (4.1) и (4.2) следует, что зоны разрушения в монолитном массиве в камуфлетной стадии полностью определяются упругими, механическими характеристиками среды, детонационными и энергетическими свойствами ВВ. Иначе говоря, они учитывают комплексное влияние всех главных факторов на результаты взрыва. Причем размеры обеих зон прямо пропорциональны предельному радиусу полости, в то же время постоянные при $r_{пр}$ различны. Радиус зоны радиальных трещин в 2—3 раза больше радиуса зоны раздавливания. Эта величина зависит от отношения предела прочности пород на сжатие к таковому на растяжение и коэффициента Пуассона.

По зависимостям (4.1) и (4.2) вычислены размеры искоемых зон в массивах, состоящих из исследованных пород (табл. 12). Из таблицы следует, что в зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда — ВВ радиусы зон мелкого дробления достигают (7,4—28,7) r_0 , а радиусы радиальных трещин — (20,0—59,7) r_0 . При одних и тех же характеристиках ВВ радиусы зон раздавливания различаются в 3 раза, а зон трещинообразования — в 2 раза.

В одной и той же породе повышение детонационных характеристик ВВ приводит к увеличению размеров зон дробления и трещинообразования, однако интенсивность последних неадекватна приросту первых. Так, увеличение среднего давления в зарядной камере в 3 раза приводит к приросту размеров зон разрушения всего лишь в 1,33 раза. Это указывает на большую энергоемкость процесса разрушения при применении высокобризантных ВВ. Общие выводы, вытекающие из анализа уравнений (4.1), (4.2), подтверждены экспериментально.

При проведении первичных взрывов в массивах с двумя свободными поверхностями размеры зон разрушения в их стороны увеличиваются. Этому способствуют как волновые процессы, так и направленное действие ПД в результате нарушения осесимметричного развития газовой полости. Что касается действия взрыва в тыл массива, то вследствие перераспределения энергии оно несколько уменьшается по сравнению с таковым в неограниченной среде. Поэтому размеры этих зон в натурных условиях должны измеряться в плоскостях, проходящих через оси одновременно взрывааемых скважин (шпуров).

С этой целью проведено около 50 полигонных взрывов на метровом уступе. Заряды диаметром (3,5—4,5) · 10⁻² м взры-

**Т а б л и ц а 12. Относительные радиусы зон разрушения
при различных начальных давлениях ПД**

Породы (их индексы)	$P_H \times 10^3, \text{ МПа}$				
	1,45	20,0	2,70	3,25	4,40
1	2	3	4	5	6
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцевания, первичные (К-1)	11,1 26,6	12,1 29,0	13,0 31,2	13,7 32,8	14,8 35,5
Вторичные кварциты из:					
эффузивных порфиров, крепкие (К-2)	12,9 26,2	14,0 28,4	15,0 30,5	15,9 32,3	17,1 34,7
эффузивных порфиров, средние (К-3)	14,0 26,5	15,1 28,5	16,3 30,8	17,2 32,5	18,4 34,8
гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные (К-4)	15,6 33,9	16,9 36,7	18,2 39,5	19,0 41,2	20,5 44,5
гранодиорит-порфиров, умеренно окварцованные (К-5)	17,5 34,7	19,0 37,6	20,4 40,4	21,6 42,8	23,0 45,5
гранодиорит-порфиров, коалитизированные (К-6)	21,7 45,1	23,5 48,8	25,4 52,8	26,8 55,7	28,7 59,7
Сканированный известняк (А-1)	8,1 20,0	8,7 21,5	9,4 23,7	9,8 24,2	10,6 26,2
Крупнозернистый известняк (А-2)	9,2 22,9	9,9 24,7	10,7 26,6	11,2 27,9	12,1 30,1
Мраморизованный известняк (А-3)	8,8 26,4	9,5 28,5	10,2 30,6	10,9 32,7	11,6 34,8
Диорит-порфирит (А-4)	16,0 38,7	17,4 42,1	19,0 46,0	19,3 47,9	21,1 51,1
Ороговикованный песчаник (С-1)	7,5 20,8	8,1 22,4	8,8 24,4	8,2 25,5	9,9 27,4
Диорит-порфирит (С-2)	8,2 22,7	8,9 24,7	9,6 26,6	10,1 28,0	10,8 29,9
Туфопесчаник (С-3)	7,7 20,9	8,3 22,6	8,9 24,2	9,9 26,9	10,1 27,5
Диабазовый порфирит (С-4)	7,4 22,7	7,8 23,9	8,4 25,8	9,0 27,6	9,7 29,8
Актинолиат-гранатовые скарны (С-5)	9,8 23,3	10,7 25,5	11,5 27,4	12,1 28,8	12,9 30,7
Гранодиориты (С-6)	9,9 26,7	10,7 28,9	11,5 31,1	12,1 32,7	13,0 35,1
Эпидот-пироксеновые скарны (С-7)	11,7 27,5	12,6 29,6	13,5 31,7	14,3 33,6	15,4 36,2

1	2	3	4	5	6
Оруденелые скарны (С-8)	13,9	15,0	16,1	17,0	18,2
	33,4	36,0	38,6	40,8	43,7
Массивный известняк (С-9)	9,5	10,2	11,1	11,7	12,4
	24,7	26,5	28,9	30,4	32,2
Мрамор белый (С-10)	17,5	28,9	20,3	21,4	23,0
	46,0	49,7	53,4	56,3	60,6

Примечание. В числителе — данные для зоны раздавливания, в знаменателе — для зоны радиальных трещин.

вали по одному и группами по два шпура. Взрывы проводились в неразрушенных массивах, сложенных из крепких пород. К зоне раздавливания относили слой породы вокруг полости, в котором куски сравнительно легко извлекались из массива при разборке. На рис. 21 показан разрез уступа в гранодиоритах в плоскости, проходящей через полость параллельно откосу уступа. Диаметр заряда равнялся $3,6 \cdot 10^{-2}$ м, диаметр полости — $4,5 \cdot 10^{-2}$ м, а радиус зоны раздавливания в среднем составлял $10 \cdot 10^{-2}$ м. След полости просматривается четко. На снимке хорошо видна и зона мелкого дробления.

Порода слоя вокруг полости легко обрушается при приложении внешнего усилия. Радиус цилиндрической поверхности, где заканчивается свободное отделение кусков от массива, разбитого направленными трещинами, таким образом, совпадает с размером зоны мелкого дробления. Линейный размер кусков вблизи контура зоны составляет в основном (1,4—1,6) r_0 , поэтому установление границы зоны требует большой осторожности. Дело в том, что лишний перебор (или недобор) одного куска сразу приводит к увеличению (или уменьшению) радиуса зоны почти на $2r_0$. В связи с этим относительные отклонения отдельных данных от среднего размера зоны достигают порядка 20%.

Средние значения r_2 во вторичных кварцитах Коунрадского карьера для пород К-3 и К-4 соответственно составляют (12—14) r_0 . В условиях Саякского месторождения радиус зоны мелкого дробления в гранатовых скарнах и гранодиоритах колеблется около $9r_0$, а во всех остальных породах составляет $7r_0$. В крупнозернистых известняках $r_2 = 8r_0$, в диорит-порфирах Акжала $r_2 = 14r_0$. Размеры зон раздавливания измерялись в опытах по определению конечного радиуса полости. Для каждой породы проведено по пять измерений. Средние данные их приведены в табл. 13. Как видно из табл. 13, эксперимен-

тально установленные значения r_2 во всех рассмотренных породах на 20—25% меньше расчетных в монолитном массиве. Уменьшение размеров зоны, очевидно, объясняется влиянием естественных трещин на развитие взрыва в натурных усло-

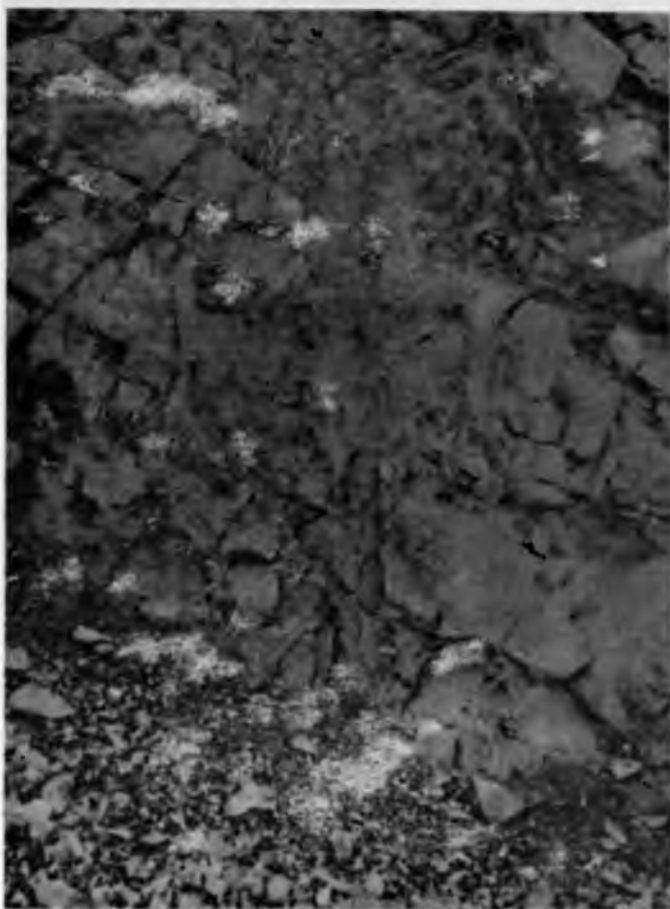


Рис. 21. Зона раздавливания в гранодиоритах

виях. В целом результаты экспериментов подтверждают возможность вычисления размеров зон мелкого дробления по формуле (4.1) с учетом поправки на влияние естественной трещиноватости массива.

В результате анализа работы карьеров установлено [23, 83], что при разработке 10—15-метровых уступов уходка линии забоя в тыл массива на уровне подошвы уступа на лег-

ковзрывааемых породах составляет $(15-20)r_0$, на средневзрывааемых — $(10-15)r_0$. Эти величины соответствуют радиусам зон мелкого дробления. Сопоставление их с данными табл. 12 указывает на удовлетворительное согласие результатов, что может служить вторым, косвенным доказательством правомерности расчетов, выполненных по уравнению (4.1).

Непосредственное установление границ зоны трещинообразования при взрывании одиночных зарядов невыполнимо, так как на развитие трещин в плоскостях отрыва определенное влияние оказывает наличие свободной поверхности, а отсутствие надежных средств измерения простираения в глубь массива не позволяет зафиксировать эти трещины. Поэтому размеры зоны можно найти косвенным путем. Например, при взрывании группы зарядов радиус зоны радиальных трещин можно определить как половину расстояния между ними, при котором отрыв отбиваемой части от массива происходит по ровной поверхности. С этой целью в каждой породе проведено по три опытных взрыва. Средние значения радиуса зоны трещинообразования, установленные по такой методике, приведены в табл. 13.

Как показывают данные табл. 13, при взрывании группы зарядов радиус зоны трещинообразования приближается к расчетному для одиночного заряда в монолитном массиве. Таким образом, ожидаемое уменьшение размеров радиальных трещин в соответствии с выявленной закономерностью для первой зоны компенсируется изменением условий взрывания. Усиление эффекта взрыва групповых зарядов объясняется их взаимодействием, которое выражается в интерференции волн и некотором направленном действии ПД второго заряда в сторону первого, так как точное одновременное взрывание двух зарядов, как известно, неосуществимо.

Итак, роль естественной трещиноватости массива при

Т а б л и ц а 13. Относительные радиусы зон разрушения

Индекс поро- ды	Данные		Индекс поро- ды	Данные	
	рас- чет- ные	фак- тиче- ские		рас- чет- ные	фак- тиче- ские
К-3	15,1	12	С-3	8,3	7,0
	28,5	30		22,6	22,0
К-4	16,9	14	С-4	7,8	6,5
	36,7	35		23,9	25,0
А-2	9,9	8	С-5	10,7	9,0
	24,7	25		25,5	24,0
А-1	17,4	14	С-6	10,7	9,0
	42,1	40		28,9	30,0
С-2	8,9	7	С-7	12,6	10,0
	24,7	25		29,6	27,0

Примечание. В числителе — данные для зоны раздавливания, в знаменателе — для зоны радиальных трещин.

взрыве сводится к сокращению размеров зон разрушения по сравнению с расчетными в монолите на 20—25%. В то же время при групповом взрывании зарядов в результате их взаимодействия эти размеры увеличиваются на 20—25% по сравнению с таковыми при одиночном взрывании. С учетом этих обстоятельств размеры зон разрушения при серийном взрывании зарядов в реальном массиве могут быть рассчитаны по уравнениям (4.1), (4.2).

Интересные сведения по определению радиуса зоны активного трещинообразования содержатся в работе [89]. Замеры проводились на высоте 1 м над подошвой уступа. Для этого производилось прозвучивание массива на различных расстояниях от забоя с помощью взрыва небольших зарядов, расположенных в горизонтальных скважинах. Граница целика и нарушенного массива устанавливалась по резкому изменению скорости продольных волн. Измеренные таким образом размеры зоны трещинообразования в легко-, средне- и трудновзрываемых породах соответственно равны 55, 40 и 32 r_0 . Свойства пород, в которых проводились эксперименты, идентичны свойствам пород Коунрадского карьера (см. табл. 5). В последних указанные величины соответственно составляют 50, 40 и 30 r_0 (см. табл. 12). Из сопоставления видно, что сходимость результатов в аналогичных условиях довольно высокая.

4.2. Расчет гранулометрического состава взорванных пород

При взрыве заряда, расположенного вблизи свободной поверхности, в отличие от взрыва в неограниченной среде увеличивается объем активно разрушенных пород. Это объясняется развитием трещин как от заряда, так и от свободной поверхности. Дополнительный объем разрушения пропорционален объему зоны разрушения вокруг заряда. По мнению авторов [56], доля разрушения, вызванная действием отраженной волны, составляет около 30% общего дробления независимо от различных факторов.

Как было показано, в первой стадии по истечении некоторого промежутка времени после достижения полостью предельного положения в основном объеме отбиваемой части массива полностью преодолеваются силы сцепления между естественными отдельностями: массив оказывается пронизанным совокупностью различных систем трещин. Во второй стадии взрыва вследствие направленного движения разрушенной породы в сторону откоса и верхней площадки уступа наступает следующий этап дробления: разрушение идет как от заряда, так и от свободных поверхностей. Это наглядно иллюстрируется

кинограммами разрушения песчано-цементных блоков размером $0,3 \times 0,3 \times 0,3$ м [48]. Раскрытие образовавшихся в волновых процессах трещин наступает через $3,3 \cdot 10^{-3}$ с после инициирования заряда, вспучивание образца — через $6,6 \cdot 10^{-3}$ с. Эти процессы по времени значительно отстают от первичного трещинообразования.

В натуральных условиях при рациональном размещении заряда ВВ в массиве объем разрушенной породы за счет вспучивающего действия взрыва распределяется во взрываемой части массива равномерно. В случае сгущенной сетки скважин, а также укороченной длины забойки (незаряженной части скважин) или малой величины наименьшего сопротивления указанная доля раздробленной породы преимущественно разместится в полосе генерального движения. Эту часть также можно принять пропорциональной объему разрушения непосредственно вокруг заряда.

Таким образом, объем всей раздробленной породы составляет

$$V_{\text{др}} = (1 + k_1 + k_2) \pi r_1^2 (h + r_2), \quad (4.3)$$

где k_1 — коэффициент, учитывающий долю разрушенного объема за счет отраженной волны растяжения (зависит от упругих и структурных свойств пород в массиве); k_2 — коэффициент, учитывающий долю разрушения за счет вспучивающего действия взрыва (зависит от условий взрывания); h — высота заряда ВВ над уровнем подошвы уступа.

Ввиду трудности расчета коэффициентов уравнения (4.3) их сумму обозначим постоянной k , которая устанавливается опытным путем. Так, анализ результатов экспериментальных и промышленных взрывов показывает, что эту постоянную при однорядном взрывании можно принять равной единице. При многорядном КЗВ на величину k накладывается ограничение, вытекающее из того, что объем раздробленной породы не может превышать объем отбиваемого слоя:

$$(1 + k) \pi r_1^2 (h + r_2) \leq 2r_1 2r_1 H. \quad (4.4)$$

Из неравенства (4.4) следует, что при обычных условиях взрывания, когда $h + r_2 \approx 0,8 H$, для скважин второго и последующих рядов постоянная k может быть принята равной 0,6.

Для расчета гранулометрического состава взорванной породы объем $V_{\text{др}}$ необходимо разбить на отдельные части по крупности кусков, содержащихся в них. Основой для этого служат приведенные выше данные. Экспериментально установлено, что линейный размер кусков вблизи контура зоны

мелкого дробления в своем большинстве составляет $(1,4—1,6)r_0$. В связи с этим расстояние между трещинами на внутренней границе зоны радиальных трещин в первом приближении можно принять равным

$$b_2 = (1,4 \div 1,6)r_0. \quad (4.5)$$

Тогда в соответствии с закономерностью (3.26) расстояние между трещинами на внешней границе рассматриваемой зоны составит

$$b_1 = b_2 \frac{v}{1+v} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (4.6)$$

При применении скважин диаметром $d_0 = 0,25$ м весь объем зоны мелкого дробления состоит из кусков размером до 0,20 м, а зона радиальных трещин содержит куски 0,17—0,50 м. Действительно, как показывают замеры, при рациональном размещении зарядов в массиве наиболее распространенный размер кусков в области между взорванными скважинами обычно не превышает 0,60 м.

Таким образом, в зоне прямого трещинообразования порода по крупности кусков состоит из трех классов. На основании проведенного анализа к первому классу (0—0,2 м) следует отнести весь объем зоны раздавливания и одну треть объема зоны радиальных трещин (с учетом равной вероятности выходов фракций), а ко второму (0,2—0,4 м) и третьему (0,4—0,6 м) классам — соответственно по одной трети упомянутого объема за вычетом объема отрезка цилиндра.

Схемы к определению объемов зон дробления вокруг заряда приведены на рис. 22.

На основании изложенного для первых трех классов имеем

$$V(x_1) = \pi r_2^2 (h + r_2) + \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - \frac{1}{3} V_{o.u.}; \quad (4.7)$$

$$V(x_2) = V(x_3) = \frac{1}{3} \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - \frac{1}{3} V_{o.u.}$$

Объем породы, пронизанный радиальными трещинами в тыльной части массива, представляет собой отрезок цилиндра. Эта масса обычно не входит в состав отбитой породы и вычисляется по формуле

$$V_{o.u.} = \frac{h_0^3}{r_1 - r_0} \left(\sin \varphi - \frac{\sin 3\varphi}{3} - \varphi \cos \varphi \right). \quad (4.8)$$

Из рис. 22, в видно, что $h_0 = (r_1 - r_0) \operatorname{tg} \alpha$, $\cos \varphi = r_0/r_1$. Основываясь на данных табл. 12, угол φ можно принять равным $\pi/2$. Тогда выражение (4.8) примет вид

$$V_{\text{о.н}} = 2/3 r_1^3 \operatorname{tg} \alpha, \quad (4.8a)$$

где α — угол откоса уступа.

В случае сгущенной сетки скважин, т. е. когда $a < 2r_1$ (a — расстояние между скважинами), из объема второго и третьего классов следует вычесть сегментную часть (см. рис. 22, б),

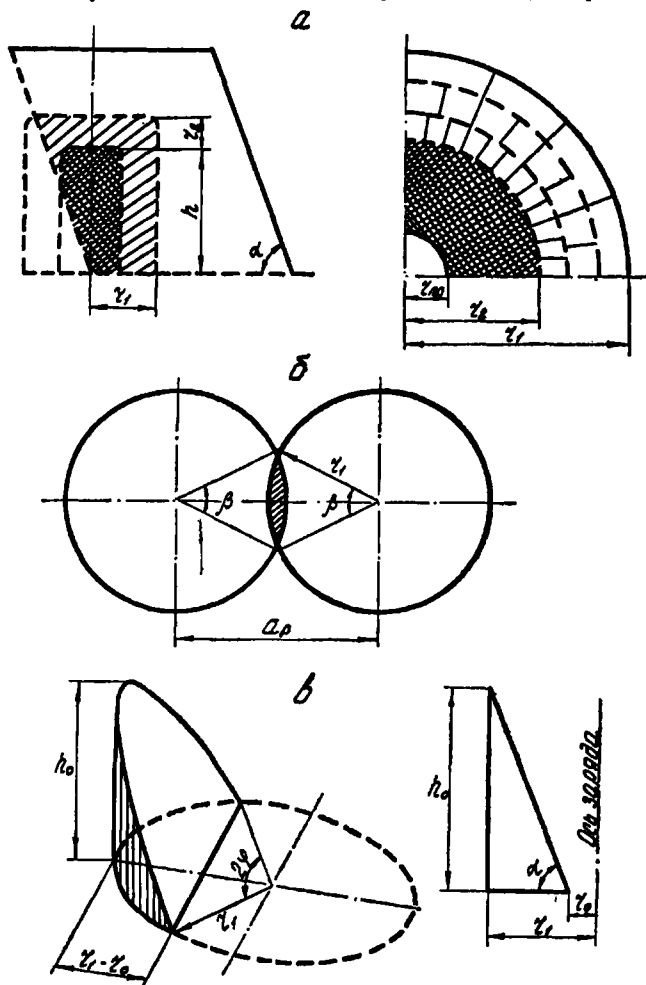


Рис. 22. Схемы к определению объемов зон дробления: а — зона разрушения вокруг заряда (слева — продольный, справа — поперечный разрез); б — учтенный объем разрушения; в — объем отрезка цилиндра

так как она уже учтена уравнением (4.8). Этот объем определяется из выражения

$$V_{с.ч} = r_1^2 (\pi\beta/180^\circ - \sin \beta) (h+r_2) \quad (4.9)$$

Центральный угол β равен

$$\beta = 2 \arccos a/2r_1. \quad (4.10)$$

При вычислении объемов раздробленной породы к перечисленным классам необходимо присоединять соответствующие естественные отдельности, содержащиеся в остальной части взрываемого блока. Эти объемы пропорциональны их содержанию в массиве. Таким образом, объемы первых трех классов во всей взорванной породе определяются по формулам

$$\begin{aligned} V'(x_1) &= (1+k) [1-p(x_1)] V(x_1) + p(x_1) V; \\ V'(x_2) &= (1+k) [1-p(x_1)-p(x_2)] V(x_2) + \\ &\quad + p(x_2) [V-V'(x_1)]; \\ V'(x_3) &= (1+k) [1-p(x_1)-p(x_2)-p(x_3)] V(x_3) + \\ &\quad + p(x_3) [V-V'(x_1)-V'(x_2)], \end{aligned} \quad (4.11)$$

которые сокращенно можно записать в виде

$$V'(x_j) = (1+k) \left[1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] V(x_j) + p(x_j) \left[V - \sum_{j=1}^{i-1} V'(x_j) \right], \quad (4.12)$$

где V — объем породы отбиваемого слоя массива; $V(x_j)$ — объем активно раздробленной породы j -й фракции; $V'(x_j)$ — весь объем породы j -й фракции после взрыва; $p(x_j)$ — содержание j -й фракции в массиве, дол. ед.

Последующие классы (более 0,60 м) образуются вследствие разваливания пород на естественные отдельности. При этом в третьей стадии взрыва куски пород упомянутых фракций при перемещении соударяются с другими, что приводит к сокращению их доли в общей массе. Относительно перераспределения крупных фракций на основании анализа промышленных и экспериментальных взрывов можно принять следующее предположение. Куски размером более 1,2 м в результате соударения в общем объеме сократятся вдвое. Раздробленная часть их распределяется по нижним классам (0,6—1,2 м) равномерно, т. е. к ним прибавляется по $1/6$ части содержания са-

мой крупной фракции. Доля естественных отдельностей в шестом классе (1,0—1,2 м) уменьшится на $\frac{1}{3}$ своего первоначального значения. Его раздробленная часть поровну прибавляется к нижним классам (0,6—1,0 м). Иначе говоря, доля последних классов увеличится еще на $\frac{1}{6}$ содержания рассматриваемой фракции в массиве. Таким образом, в результате взаимного соударения между крупными кусками в классах выше 0,60 м происходит некоторое перераспределение. Тогда новое содержание фракций (условное содержание их в массиве) определяется по зависимостям [85]:

$$\begin{aligned} q(x_4) &= p(x_4) + \frac{1}{6} [p(x_6) + p(x_7)]; \\ q(x_5) &= p(x_5) + \frac{1}{6} [p(x_6) + p(x_7)]; \\ q(x_6) &= \frac{2}{3} p(x_6) + \frac{1}{6} p(x_7), \quad q(x_7) = \frac{1}{2} p(x_7). \end{aligned} \quad (4.13)$$

Значения $q(x_j)$ приведены в приложении 1.

Объемы раздробленных пород классов более 0,60 м пропорциональны их условному содержанию в массиве, а также разности объемов взрываемого слоя и активно раздробленных классов. Иначе говоря, для искоемых объемов ($j \geq 4$)

$$V'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=4}^m p(x_j)} \left[V - \sum_{j=1}^i V'(x_j) \right]. \quad (4.14)$$

Здесь m — число классов всех фракций; i — число классов активно раздробленных фракций, $i=3$.

Для того чтобы вычислить гранулометрический состав взорванной породы, достаточно разделить полученный объем на объем отбиваемого слоя. Тогда содержание отдельных фракций в объеме первых трех классов устанавливается по соотношению

$$p'(x_j) = (1+k) \left[1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] \frac{V(x_j)}{V} + p(x_j) \left[1 - \sum_{j=1}^{i-1} p'(x_j) \right], \quad (4.15)$$

а содержание фракций в последующих классах ($j \geq 4$) определяется по выражению

$$p'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=4}^m p(x_j)} \left[1 - \sum_{j=1}^i p'(x_j) \right], \quad (4.16)$$

Таблица 14. Исходные данные и результаты некоторых типичных взрывов

Степень взрываемости пород	Индекс породы	Высота уступа, м	ЛСПП, м	РМС (РМР), м	Длина забойки, м	Масса заряда, кг	Кол-во рядов скважин	Гранулометрический состав взорванной породы (%) размером (м)						
								<0,20	0,21—0,40	0,41—0,60	0,61—0,80	0,81—1,00	1,01—1,20	>1,20
Легковзрываемые	К-5	14	12	10,0	8,5	340*	3	64,0**	14,0	4,3	7,8	6,2	3,0	0,7
					8,0	360		63,5	15,5	6,0	8,0	5,1	2,4	0,5
Средневзрываемые	К-3	15	12	8,5	8,5	400	4	54,0	16,5	10,0	8,0	7,1	3,4	1,0
					7,5	420		58,0	13,0	10,0	6,7	6,0	5,1	1,2
Трудновзрываемые	К-1,2	16	12	6,5	8,0	480	3	47,0	22,0	14,6	5,4	5,1	3,3	2,6
					7,0	520		42,0	23,2	15,0	7,0	6,2	4,1	2,5
Легковзрываемые	А-4	15	12	9,0	7,5	380	4	68,0	15,0	6,3	5,0	3,7	1,7	0,3
					7,0	420		60,5	19,0	9,0	5,5	3,0	2,5	0,5
Средневзрываемые	А-2	14	11	7,5	7,0	360	4	46,0	17,5	9,7	10,5	9,3	4,9	2,1
					6,5	400		48,4	17,9	11,0	9,4	7,1	4,4	1,8
Трудновзрываемые	С-3,4	15	11	6,0	8,5	450	4	43,7	18,5	9,5	10,3	10,1	5,6	2,3
					7,0	480		47,5	20,5	8,1	9,0	8,6	5,3	2,0
Трудновзрываемые	С-6	15	11	7,0	8,5	450	4	49,4	19,5	11,0	7,3	7,2	4,0	1,6
					7,0	470		51,4	17,0	10,0	8,7	6,9	4,7	1,3
Трудновзрываемые	С-7	15	11	5,5	7,5	450	4	47,5	21,5	11,0	5,9	6,3	4,5	3,3
					6,5	480		45,2	22,8	9,8	6,2	7,0	6,0	3,0
Трудновзрываемые	С-5	15	11	5,5	7,5	450	4	41,0	21,2	14,8	6,8	7,2	5,2	3,8
					6,5	480		40,0	18,0	15,8	7,7	8,9	5,4	4,2

* В числителе — данные для скважин первого ряда, в знаменателе — для скважин второго и последующих рядов.

** В числителе — расчетные, в знаменателе — фактические выходы фракций.

Система значений $p'(x_j)$, как известно, представляет собой гранулометрический состав взорванной горной массы.

Таким образом, по выражениям (4.15)—(4.17) при заданных физико-механических, структурных свойствах пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметрах и способе взрывания гранулометрический состав взрываваемой руды и породы рассчитывается заранее. Отсюда следует, что, изменяя один или одновременно несколько из влияющих факторов, можно активно управлять кусковатостью взрываваемой горной массы.

Экспериментальная проверка предлагаемого метода расчета производилась в условиях Коунрадского, Акжальского и Саякского карьеров. Исходные данные и результаты некоторых типичных взрывов приведены в табл. 14. Сопоставление расчетных данных с фактическими результатами взрывов при фиксированных значениях определяющих параметров графически показано на рис. 23. Как видно из табл. 14 и графиков, совпадение расчета с данными экспериментальных взрывов по суммарному выходу фракций очень хорошее. Это служит доказательством того, что принятые при вычислении объемов пород различных классов предположения отражают действительный механизм разрушения реального массива. Проверим теперь пригодность разработанного метода прогнозирования гранулометрического состава пород в более широком масштабе.

4.3. Опытно-промышленная проверка метода

Основная задача взрыва при разработке месторождений полезных ископаемых заключается в получении раздробленной горной массы определенного гранулометрического состава. Немаловажным при этом является и распределение кусков пород в развале по крупности, так как выход крупнокусковых фракций при разработке крупноблочных участков значительный. Предварительное знание характера распределения кусков в развале позволит работникам производства заблаговременно принять меры к устранению нежелательных ситуаций, а если это по технологическим причинам не предотвратимо, то наилучшим образом организовать работу горно-транспортного оборудования. Однако этот вопрос еще практически не изучен, так как проведение наблюдений непосредственно в производственных условиях сопровождается рядом трудностей технического и организационного характера. Поскольку изучение распределения кусков по размерам в забое связано с экспериментальной проверкой разработанного метода, то эти вопросы рассмотрены совместно.

Установлено, что, подобрав параметры буровзрывных работ в определенном сочетании, можно добиться стабильных результатов взрыва, близких к требуемым. В то же время при малых масштабах взрывов качество дробления при одном взрыве будет отличаться от качества дробления при другом взрыве. Это объясняется тем, что, хотя основные влияющие факторы принимаются во всех случаях неизменными, добиться полной идентичности условий опыта не удастся. Иначе говоря, условия взрывов будут несколько отличаться друг от друга. Эти изменения являются случайными и связаны с влиянием таких факторов, как неоднородность взрываемого блока, вариации в направлениях трещин различных систем, неполное соответствие детонационных и энергетических характеристик ВВ паспортным данным, разброс во времени замедления и т. д. Они не учтены в числе основных, но на исход взрыва оказывают влияние. В связи с этим при различных взрывах меньшего масштаба, проведенных, казалось бы, в одинаковых условиях, получается различный фракционный состав пород.

Из практики известно, что случайные возмущения, вызванные наличием неучтенных факторов, придающих исходу опыта элемент неопределенности, могут быть устранены при увеличении числа наблюдений. При этом отдельные особенности в массе как бы взаимно погашаются и средний результат случайного явления оказывается практически уже неслучайным. В соответствии с этим при достаточно большом масштабе взрыва (длине блока более 200 м) или большем числе взрывов, произведенных в одинаковых условиях, гранулометрический состав взорванной горной массы будет стабилизироваться, приближаясь к некоторому постоянному соотношению.

Поэтому при решении поставленных задач на каждом из карьеров проанализированы данные и результаты более ста взрывов. Гранулометрический состав взорванной горной массы определялся методом П. Э. Зуркова по поверхности развала и сечениям, проведенным перпендикулярно к плоскости откоса уступа. Иначе говоря, замеры проводились по поверхности торцевых частей первой и последующих экскаваторных лент.

В работе [85] показано, что фракционный состав пород при взрыве действительно стабилен. В качестве случайных величин, а точнее, случайной функции рассматривалось процентное содержание отдельных фракций во взорванной породе. Это связано с тем, что одна и та же функция $p'(x_j)$ — выход фракций — может рассматриваться и как случайная функция, и как случайная величина в зависимости от того, рассматривается ли она на всем диапазоне изменения аргумента или при его фиксированном значении. Выход фракций в результате

взрыва может принять то или иное численное значение, неизвестное заранее. Для определения вида этой функции в опытах могут быть зарегистрированы ее значения при фиксированном линейном размере фракций x_j [24]. В такой постановке случайная функция является функцией одного аргумента. Каждая ее реализация — случайная величина в обычном смысле слова, т. е. в результате каждого опыта случайная функция превращается в обычную функцию. Проведя «сечение» семейства реализаций при данном x_j , можно получить m значений, принятых случайной величиной $p'(x_j)$ в N опытах.

В наблюдениях значения случайной величины регистрировались через определенные интервалы $x_1, x_2, \dots, x_m$. Следовательно, результаты записи представляют собой систему m случайных величин $p'(x_1), p'(x_2), \dots, p'(x_m)$. Вследствие этого изучение случайной функции можно с некоторым приближением заменить рассмотрением системы случайных величин. По мере увеличения m такая замена становится все более и более точной. Однако в условиях экскаваторной погрузки горной массы достаточно ограничиться числом фракций, равным частному от деления линейного размера наибольшей естественной отдельности на шаг интервала 0,20 м.

Выходы фракций, замеренные при производственных взрывах, приведены в приложении 2. Каждая строка соответствует определенной реализации, а число столбцов равно числу опорных значений аргумента — числу фракций.

Из теории случайных функций следует, что закон распределения случайной функции может быть записан чисто формально в какой-либо символической форме, практическое же использование подобной характеристики совершенно исключено. Поэтому рассмотрены простейшие характеристики случайной функции, аналогичные числовым характеристикам случайных величин. В частности, найдены оценки для математических ожиданий:

$$\tilde{m}_p(x_j) = \frac{\sum p'_k(x_j)}{n}, \quad (4.18)$$

для дисперсий

$$\tilde{D}_p(x_j) = \frac{\sum [p'_k(x_j) - \tilde{m}_p(x_j)]^2}{n-1}. \quad (4.19)$$

Для проверки точности и надежности определенной оценки для математических ожиданий принята доверительная вероятность и вычислены доверительные интервалы. При условии, когда закон распределения отдельных значений выходов фрак-

ций подчиняется нормальному, найдены средние квадратические отклонения оценки $m_p(x_j)$ по формуле

$$\sigma_{\tilde{m}_p(x_j)} = \sqrt{\frac{D_p(x_j)}{n}}. \quad (4.20)$$

Тогда доверительные интервалы для математических ожиданий приближенно определяются по выражению

$$J_\beta = [\tilde{m}_p(x_j) - \varepsilon_\beta; \tilde{m}_p(x_j) + \varepsilon_\beta]. \quad (4.21)$$

Величина полуинтервала $\varepsilon_\beta = 3\sigma_{\tilde{m}_p(x_j)}$.

Значения $p'(x_j)$, лежащие в этом интервале, являются совместными с опытными данными, приведенными в приложении 2. Как показали численные значения $\sigma_{\tilde{m}_p(x_j)}$, выходы фракций с линейным размером до 1,40 м вполне устойчивы.

Статистический анализ фактических данных промышленных взрывов показывает, что процентное содержание отдельных фракций во взорванной породе при каждом взрыве стабильное. При этом число поперечных замеров по характерным участкам должно быть не менее 10, а расстояние между разрезами — не более 10—12 м.

В приложении 2 приведены также расчетные значения выходов отдельных фракций. При вычислении радиусы зон дробления в легко- и средневзрываемых породах приняты равными расчетным в монолите. В трудновзрываемых породах ($d_e \geq 0,7$ м), исходя из анализа данных ряда промышленных взрывов, они уменьшены на 10%. Сопоставление фактического гранулометрического состава пород с расчетным указывает на хорошее согласие между ними. Близкое совпадение сравниваемых результатов при широком интервале изменения природных свойств пород, энергетических и детонационных характеристик ВВ и условий взрывания подтверждает справедливость допущений и выкладок, принятых при выводе уравнений (4.15)—(4.17). Оно также обосновывает применимость разработанного метода прогнозирования фракционного состава пород при ведении промышленных взрывов в различных горно-геологических условиях.

Для решения второй части задачи гранулометрический состав пород, замеренный по поверхностям торцевых частей экскаваторных лент, наносился на поперечный разрез забоя. Затем строились наиболее вероятные схемы распределения кусков по размерам в развале.

Если поперечный разрез развала взорванной породы по

гранулометрическому составу условно разбить на три зоны, отнести к первой зоне фракции размером до 0,20 м, ко второй — фракции от 0,21 до 0,80 м и к третьей — фракции более 0,80 м, то соотношение между зонами и их взаимное расположение в развале выглядят следующим образом. При соблюдении параметров буровзрывных работ, приведенных в табл. 14, объем зоны мелкого дробления составляет (%): на легковзрываемых породах — 60—70, на средневзрываемых — 45—55 и на трудновзрываемых — 40—50. Объем зоны среднего дробления соответственно 25—35, 30—40 и 30—40%. Объем зоны крупного дробления 5—10, 10—15 и 10—20%.

Распределение зон дробления в массиве и развале взорванной породы показано на рис. 24. Как видно из рис. 24, а, при однорядном взрывании первая зона в уступе располагается в



Рис. 24. Распределение зон дробления при однорядном (а) и многорядном КЗВ (б). Зоны дробления: 1 — мелкого, 2 — среднего, 3 — крупного

районе взорванного заряда, а в развале несколько вытягивается в направлении ЛНС. Вторая зона до движения уступа размещается в районе забойки, а в развале — на первой ленте. Третья зона в массиве располагается в районе линии отрыва в верхней части и на откосе уступа (слева), а после взрыва — в верхнем и нижнем слоях развала (справа). Размеры этих зон и соотношения между ними различны для разных условий. Они зависят, как было показано, от основных факторов, определяющих качество дробления взорванной породы.

В случае многорядного короткозамедленного взрывания (рис. 24, б) объем зоны крупного дробления резко сокращается за счет уменьшения ЛНС, длины забойки и использования эффекта нахождения естественных трещин в последующих слоях в более сомкнутом состоянии, чем в первом отбиваемом слое. В результате значительно увеличиваются объемы первых двух зон. В условиях рассмотренных карьеров крупные фракции преимущественно располагаются в верхней части развала.

Установленные закономерности распределения кусков по размерам в развале подтверждаются также данными более тщательно проведенных модельных и полигонных взрывов.

4.4. Влияние свойств ВВ на кусковатость взорванной горной массы

Развитие детонации в заряде и выделение энергии при взрыве зависят от природы ВВ, условий инициирования и ряда других факторов и могут протекать по-разному. Взрывчатое разложение ВВ характеризуется многочисленными параметрами, основными из которых являются теплота взрыва, работоспособность, бризантность, скорость детонации и величина детонационных давлений. При оценке взрывчатых веществ как источников энергии прежде всего нужно знать количество энергии, выделяемой единицей массы в процессе превращения — Q_v . Параметры детонационной волны с этой характеристикой связаны следующими уравнениями [110]:

$$P_d = 2(\gamma - 1)\rho_{ВВ}Q_v; \quad D = \sqrt{2(\gamma^2 - 1)Q_v}; \quad (4.22)$$

$$u_d = \sqrt{\frac{2(\gamma - 1)}{\gamma + 1}Q_v},$$

где P_d — давление продуктов детонации за фронтом волны; u_d — скорость ПД за фронтом волны; γ — показатель энтропии.

Л. Д. Ландау и К. П. Станюкович доказали, что эти соотношения остаются в силе и для конденсированных ВВ. Из них детонационные характеристики ВВ могут быть выражены через скорость детонации:

$$P_d = \frac{\rho_{ВВ}D^3}{\gamma + 1}; \quad u_d = \frac{1}{\gamma + 1}D. \quad (4.23)$$

Для вычисления скорости детонации конденсированных ВВ при различных плотностях, приближенно принимая $D \sim \sqrt{Q_v}$, можно воспользоваться формулой

$$D_2 = D_1 \sqrt{\frac{Q_2}{Q_1}}. \quad (4.24)$$

Здесь индексом 1 обозначены параметры какого-либо стандартного ВВ, скорость детонации которого хорошо известна при различных значениях $\rho_{ВВ}$, а индексом 2 — параметры испытываемого ВВ. Зная теплоту взрыва ВВ, по формуле (4.24) легко можно найти скорость его детонации при заданной плотности заряда.

Из приведенных зависимостей следует, что детонационные характеристики ВВ обуславливаются плотностью и скоростью детонации ВВ. Исследованиями установлено существенное

повышение скорости детонации аммиачно-селитренных ВВ при помещении зарядов в прочные оболочки. В частности, экспериментами [69] показано, что скорость детонации всех гранулированных ВВ в крепких известняках и металлической трубе на 15÷25% больше, чем в мягких глинистых грунтах. Вместе с тем влияние материала оболочки на скорость детонации для большинства бризантных ВВ проявляется лишь при относительно небольших диаметрах и малых плотностях заряда. При высоких плотностях и больших диаметрах заряда оно не отмечается совсем либо незначительно [110].

С увеличением плотности заряда скорость детонации взрывчатых веществ возрастает сначала быстро, затем медленнее. Б. И. Шехтером [110] между этими величинами установлена следующая зависимость: $D = Br_{\text{ВВ}}^a$. Для тротила $B = 5060$, $a = 0,67$, для флегматизированного гексогена $B = 5720$, $a = 0,71$.

При повышении плотности смесей, компоненты которых сами по себе не взрываются или малочувствительны к детонации ВВ, скорость детонации их возрастает и не снижается при предельно высоких плотностях заряда.

Аналогичная закономерность наблюдается при испытании современных гранулированных ВВ [36, 66].

Для установления влияния различных характеристик ВВ на кусковатость взорванной породы в условиях Коунрадского, Акжальского и Саякского карьеров проведены специальные эксперименты. В этих опытах использовались все виды наиболее широко применяемых на открытых разработках взрывчатых веществ (аммонит № 6 ЖВ, аммонит № 10 ЖВ, граммониты 80/20, 79/21, 50/50, 30/70, гранулиты АС-4, АС-8, в обводненных скважинах — смесь алюмотола с гранулотолом, грамманитом 30/70 или 50/50). Взрывы проводились в идентичных условиях в одних и тех же породах, при одинаковых параметрах расположения зарядов в массиве, конструкции заряда и условиях взрывания. Число наблюдений по каждому виду ВВ на породах различной степени взрываемости равнялось 5—6. Расположение скважин на уступе многорядное, взрывание короткозамкнутое. Параметры буровзрывных работ такие же, как в табл. 14.

Результаты замеров, определенные как средние из 5—6 опытов, приведены в табл. 15. Отдельные значения фактических фиксированных фракций не выходили за пределы доверительных интервалов (4.21). Здесь также приведен теоретический гранулометрический состав взорванной породы, вычисленный по уравнениям (4.15)—(4.17). При расчете исходя из паспортных данных ВВ среднее давление ПД в соответствии с (3.7) принято (МПа): для гранулитов — $1,2 \cdot 10^3$; для ammo-

Таблица 15. Качество дробления пород при различных типах ВВ

Тип ВВ	Гранулометрический состав взорванной породы (%) размером (м)						
	<0,20	0,21—0,40	0,41—0,60	0,61—0,80	0,81—1,00	1,01—1,20	>1,20
1	2	3	4	5	6	7	8
<i>Легковзрываемые породы (К-5, А-4)</i>							
Гранулит АС-8	59,8	14,4	4,3	9,5	7,5	3,7	0,8
	54,0	16,5	5,7	10,4	8,1	4,3	1,0
Граммонит 79/21	61,2	14,2	4,3	9,0	7,1	3,5	0,7
	58,0	16,2	6,2	8,0	6,5	4,2	0,9
Аммонит № 6 ЖВ	64,0	14,0	4,3	7,8	6,2	3,0	0,7
	63,5	15,5	6,0	8,0	5,1	2,4	0,5
Алюмотол+граммонит 30/70	66,8	13,8	4,3	6,7	5,3	2,6	0,5
	70,0	10,7	5,5	5,1	6,7	1,8	0,2
Гранулит АС-8	57,6	16,0	6,4	9,1	6,6	3,1	0,6
	55,0	18,3	5,8	11,0	7,5	2,5	0,9
Граммонит 79/21	61,2	15,8	6,5	7,7	5,6	2,6	0,5
	60,0	13,9	5,6	8,0	4,8	3,0	0,7
Аммонит № 6 ЖВ	68,0	15,0	6,3	5,0	3,6	1,8	0,3
	60,5	19,0	9,0	5,5	3,0	2,5	0,5
Алюмотол+граммонит 30/70	69,7	15,4	6,8	3,8	2,8	1,3	0,2
	65,0	18,0	8,4	3,6	3,4	1,5	0,1
<i>Средневзрываемые породы (К-3, А-2)</i>							
Гранулит АС-8	48,0	16,0	9,5	10,8	9,6	4,7	1,4
	50,0	14,9	10,9	9,3	8,2	4,8	1,9
Граммонит 79/21	50,0	16,2	9,8	9,8	8,7	4,2	1,3
	46,0	18,0	11,0	10,6	9,0	3,8	1,6
Аммонит № 6 ЖВ	54,0	16,5	10,0	8,0	7,1	3,4	1,0
	58,0	13,0	10,0	6,7	6,0	5,1	1,2
Алюмотол+граммонит 30/70	53,3	17,0	10,2	6,7	6,0	2,9	0,9
	58,0	15,0	12,0	7,4	4,8	2,1	0,7
Гранулит АС-8	42,5	17,0	9,3	12,2	10,8	5,7	2,4
	39,0	19,2	11,2	14,0	9,2	4,4	3,0
Граммонит 79/21	43,5	17,2	9,4	11,7	10,4	5,5	2,3
	45,3	20,0	10,0	10,3	8,7	4,8	1,9
Аммонит № 6 ЖВ	46,0	17,5	9,7	10,5	9,3	4,9	2,1
	48,4	17,9	11,0	9,4	7,1	4,4	7,8
Алюмотол+граммонит 30/70	47,8	17,8	9,9	9,6	8,5	4,5	1,9
	50,0	19,3	8,6	7,9	9,1	3,8	1,3

1	2	3	4	5	6	7	8
<i>Трудновзрываемые породы (С-3,4, С-6, С-7)</i>							
Гранулит АС-8	41,0	17,2	8,6	12,1	11,9	6,5	2,7
	37,5	21,4	9,7	10,5	11,0	6,7	3,2
Граммонит 79/21	43,0	17,8	9,0	11,2	11,0	6,1	2,5
	40,0	19,0	10,5	11,4	9,7	6,6	2,8
Аммонит № 6 ЖВ	43,7	18,5	9,5	10,3	10,1	5,6	2,3
	47,5	20,5	8,1	9,0	8,6	5,3	2,0
Алюмотол+граммонит 30/70	44,6	19,0	10,0	9,6	9,4	5,2	2,1
	45,0	19,0	11,3	10,5	8,0	4,5	1,7
Гранулит АС-8	45,0	18,0	9,7	9,9	9,8	5,4	2,2
	43,2	20,0	11,3	9,2	9,0	4,8	2,5
Граммонит 79/21	47,0	18,7	10,2	8,8	8,6	4,7	2,0
	44,0	19,9	12,0	9,4	8,9	4,1	1,7
Аммонит № 6 ЖВ	49,4	19,5	11,0	7,3	7,2	4,0	1,6
	51,4	17,0	10,0	8,7	6,9	4,7	1,3
Алюмотол+граммонит 30/70	52,0	20,0	10,8	6,3	6,1	3,4	1,4
	53,2	18,0	9,6	7,5	6,7	3,7	1,2
Гранулит АС-8	39,5	20,0	10,5	8,8	9,5	6,7	5,0
	36,2	20,8	12,0	10,0	8,8	7,0	5,2
Граммонит 79/21	42,5	20,8	10,7	8,0	8,5	6,0	4,5
	40,0	20,4	11,4	10,0	7,4	6,6	4,2
Аммонит № 6 ЖВ	47,5	21,5	11,0	5,9	6,3	4,5	3,3
	45,2	22,8	9,8	6,2	7,0	6,0	3,0
Алюмотол+граммонит 30/70	51,0	23,0	11,2	4,3	4,7	3,3	2,5
	50,0	25,0	10,4	4,7	4,4	3,5	2,0

Трудновзрываемые породы (С-5)

Гранулит АС-8	32,1	19,2	13,8	10,3	11,0	7,8	5,8
	30,0	22,0	15,3	10,2	9,5	7,0	6,0
Граммонит 79/21	36,5	20,0	14,1	8,7	9,2	6,6	4,9
	35,0	20,4	13,0	10,5	10,0	6,6	4,5
Аммонит № 6 ЖВ	41,0	21,2	14,8	6,8	7,2	5,2	3,8
	40,0	18,0	15,8	7,7	9,3	5,0	4,2
Алюмотол+граммонит 30/70	45,0	22,5	15,8	4,9	5,3	3,7	2,8
	43,6	24,6	14,0	5,8	6,0	3,5	2,5

Примечание. В числителе — расчетные, в знаменателе — фактические данные.

нита № 10 ЖВ, для граммонитов 80/20, 79/21— $1,45 \cdot 10^3$; для аммонита № 6 ЖВ— $2,0 \cdot 10^3$ и для комбинированных зарядов из алюмотола, гранулотола, граммонитов— $2,7 \cdot 10^3$ (см. гл. 3.4).

Анализ данных табл. 15 показывает, что на сухих участках наилучшее дробление всех пород обеспечивается при применении аммонита № 6 ЖВ, близкие к ним результаты достигаются при применении граммонитов 80/20, 79/21, аммонита № 10 ЖВ, а наихудшее дробление наблюдается при зарядании скважин гранулитами АС-4, АС-8. Причем значительное ухудшение качества дробления зафиксировано на трудновзрываемых породах. На всех породах при применении гранулитов АС-4, АС-8 и граммонита 50/50 отмечались плохая проработка подошвы уступа и более длительная экскавация взорванных пород из последней ленты. Несмотря на относительно высокую идеальную работу взрыва, гранулиты АС-4, АС-8 в условиях опытов не обеспечивали улучшения гранулометрического состава пород.

Повышение качества дробления на обводненных участках при применении комбинированных зарядов из наиболее мощного по теплоте взрыва алюмотола и граммонита 30/70, гранулотола объясняется как повышением удельной энергии зарядов, так и тем, что вода, заполнившая трещины в массиве, является более активным проводником энергии взрыва на удаленные участки, чем воздух.

Из данных табл. 15 следует, что выход фракций более 0,60 м в легковзрываемых породах Коунрадского месторождения по мере возрастания детонационных характеристик ВВ снижается с 22,8 до 13,8%, а в тех же породах Акжальского месторождения—с 21,9 до 8,6%. В средневзрываемых породах эти фракции уменьшаются соответственно с 23,2 до 15,0 и с 31,6 до 22,1%, т. е. примерно в 1,5 раза. В трудновзрываемых породах Саякского месторождения содержание указанных классов сокращается: в туфопесчаниках (С-3), диабазовых порфиритах (С-4) и гранодиоритах (С-6)—в 1,3 раза, в пироксеновых скарнах (С-7)—в 2 раза и в гранатовых скарнах (С-5)—в 1,8 раза. Как видно, эффект взрыва в различных породах в зависимости от свойств применяемого ВВ неодинаков, что находится в соответствии с полученными теоретическими результатами. Кроме того, расчетный гранулометрический состав взорванных пород хорошо согласуется с фактическим при различном сочетании пары порода—ВВ.

Незначительные отклонения в содержании кусков размером более 1,2 м при применении различных типов ВВ обычно создают впечатление невозможности учета влияния детонационных характеристик ВВ в достигнутом качестве дробления

пород. Поэтому влияние свойств ВВ на степень дробления пород при взрывании больших объемов предлагают учитывать их характеристиками, которые колебались бы в незначительных пределах [6, 53, 104]. В качестве таких обычно выбирают работоспособность, полную идеальную работу или удельную энергию взрыва ВВ. Влияние свойств ВВ на конечные результаты взрыва учитывают переводным коэффициентом работоспособности, удельной энергии или полной идеальной работы, т. е. отношением работоспособности и удельной энергии взрыва применяемого ВВ к таковым стандартного ВВ (например, аммонита №6 ЖВ).

В 70-х годах в секторе физико-технических горных проблем ИФЗ им. О. Ю. Шмидта проводились обширные исследования по регулированию действия взрыва при отбойке твердых горных пород путем увеличения объемной концентрации энергии ВВ в скважине [66, 104]. Результаты этих работ показали, что дробление больших объемов породы связано в основном с удельной затратой энергии ВВ. Увеличение запаса энергии в единице длины заряда при этом достигалось за счет повышения плотности заряжания, что привело к возрастанию скорости детонации ВВ, следовательно, среднего давления ПД.

Возвращаясь к анализу данных табл. 15, необходимо отметить, что сходимость расчета с фактической кусковатостью вполне удовлетворительная. Отсюда вытекает важный вывод о том, что для оценки влияния свойств ВВ на гранулометрический состав пород нет надобности в поиске каких-либо других характеристик ВВ. Оно достаточно полно учитывается детонационными характеристиками ВВ, в частности плотностью и скоростью детонации ВВ. Последняя, как показано в теории взрыва, зависит от удельной энергии взрыва [см. (4.22)]. Этому не противоречат и результаты работ [66, 104].

В заключение следует обратить внимание на то, что при ведении первичных взрывов в крепких и весьма крепких породах ($f > 12$) хорошее дробление и проработка подошвы уступа обеспечиваются при применении ВВ с более высокой скоростью детонации. Это объясняется следующими причинами. Для удовлетворительной проработки подошвы уступа, создания более благоприятных условий для последующих стадий развития взрыва должен быть создан необходимый объем взрывной полости. Этот объем, как показано в главе 3, зависит от плотности заряда, скорости детонации ВВ, механических, акустических свойств среды и предопределяет основной механический эффект взрыва. Расширение полости интегрально учитывает все этапы развития взрыва: с увеличением радиуса полости увеличиваются размеры зон дробления, время воздействия волны сжатия на окружающую среду, т. е. длительность действия энергии взрыва на большие объемы пород; с большей

гарантией создается новая свободная поверхность для очередной серии зарядов ВВ. Следовательно, с объемом полости, образуемой при взрыве цилиндрического заряда ВВ, связаны основные элементы разрушающего эффекта взрыва в породе.

Расширение полости, как известно, сопровождается очень сильным переизмельчением породы на контакте заряд ВВ — среда. Такое явление часто рассматривают как ненужную, а порой даже вредную часть работы взрыва. С технологической точки зрения это действительно так. Между тем на современном уровне развития техники взрыва это неотъемлемая часть его работы. Кроме того, без образования полости достаточного объема не будет нормального дробления пород. Во всех взрывах (см. табл. 15), где обеспечивалось хорошее качество дробления, предельный радиус полости примерно составлял $1,3r_0$. В крепких же породах при применении относительно слабых по скорости детонации ВВ не создается необходимый размер полости, вследствие чего не достигаются удовлетворительная проработка подошвы уступа и требуемое качество дробления пород. Образование полости нужного объема особенно важно при взрывании высоких уступов в зажатой среде, так как от него полностью зависит возможность создания свободных поверхностей для последующих серий зарядов. При отсутствии этих поверхностей многорядное КЗВ эквивалентно взрыванию группы зарядов с одной свободной (верхней) поверхностью. Из теории и практики хорошо известно, что в таких случаях нормальное дробление нижней части уступа не обеспечивается.

Таким образом, при ведении взрывов в реальных трещиноватых массивах достигнутая после взрыва кусковатость и проработка подошвы уступа предопределяются природными свойствами пород и детонационными характеристиками ВВ. Эти технологические параметры горных пород могут быть предрасчитаны по уравнениям (4.15) — (4.17).

4.5. Зависимость производительности экскаватора от кусковатости взорванной породы

Исследованиями установлено, что при заданных геометрических размерах развала наибольшее влияние на параметры процесса черпания экскаватора (удельное сопротивление копания, усиление черпания и его продолжительность) оказывают коэффициент разрыхления взорванной горной массы, коэффициент наполнения ковша и характеристики негабаритов. Поэтому для выявления зависимости производительности экскаватора от качества взорванной горной массы можно воспользоваться формулой технической производительности за час чистого времени:

$$Q_{\pi} = \frac{3600}{\left[t_{\pi} + \frac{\rho'(x_1) \cdot E}{100V_{\pi}} \cdot t_{\pi} \right]} E \frac{k_{\pi, \kappa}}{k_{p, \kappa}}, \quad (4.25)$$

где t_{π} — продолжительность цикла экскавации, с; E — геометрическая емкость ковша экскаватора, м³; t_{π} — продолжительность извлечения и откидки одного негабаритного куска, с; $\rho'(x_1)$ — выход негабаритных кусков, %; V_{π} — средний объем негабаритного куска, м³; $k_{\pi, \kappa}$ — коэффициент наполнения ковша; $k_{p, \kappa}$ — коэффициент разрыхления породы в ковше.

Средний объем негабаритного куска и продолжительность его обработки для заданной емкости ковша и степени взрываемости массива устанавливаются экспериментально. Численные значения V_{π} для исследованных пород при емкости ковша экскаватора 4 м³ приведены в табл. 16. При этом измерено более 3 тысяч негабаритных кусков.

Т а б л и ц а 16. Характеристики качества взорванной породы

Степень взрываемости пород	$k_{\pi, \kappa}$	V_{π}	$k_{p, \kappa}$	t_{π} , с		Q_{π} , м ³ /ч	
				1	2	1	2
Легковзрываемые	1,00	1,6	1,48	23,6	22,9	435	420
Средневзрывае- мые	0,90	2,2	1,57	26,9	27,3	337	320
Трудновзрывае- мые	0,80	3,1	1,65	28,9	27,8	265	270
Весьма трудно- взрываемые	0,75	3,6	1,71	30,6	31,2	236	220

П р и м е ч а н и е. 1 — расчетные данные, 2 — фактические.

Хронометражные наблюдения, направленные на установление величины коэффициента разрыхления породы в ковше экскаватора, коэффициента его наполнения и продолжительности цикла экскавации, проводились в течение 150 дневных смен. За это время экскаваторами емкостью 4 м³ было отгружено более 120 тыс. м³ горной массы с различным гранулометрическим составом. В целях устранения дополнительных помех исследования проводились в смене одних и тех же машинистов при работе экскаваторов в забоях высотой не менее 6 м.

Величина коэффициента разрыхления породы в ковше экскаватора зависит от его геометрических размеров и гранулометрического состава экскавируемой массы. Поскольку негабаритные куски не входят в ковш экскаватора, то они не влияют на исследуемую характеристику породы. В процессе

определения коэффициента разрыхления ковша полностью заполнялись раздробленной массой без «шапок» и «выемок», т. е. коэффициент наполнения ковша принимался равным единице. Такая методика несколько сдерживала производительную работу экскаватора, однако способствовала более объективному установлению искомого коэффициента, который определялся путем взвешивания отгруженного транспортного сосуда:

$$k_{p.k} = \frac{nE\rho_0}{Q_{тр}}, \quad (4.26)$$

где n — число ковшей, помещенных в транспортный сосуд; ρ_0 — плотность руды (пустой породы); $Q_{тр}$ — масса руды (пустой породы) в транспортном сосуде.

Гранулометрический состав взорванной горной массы измерялся методом П. Э. Зуркова или фотопланиметрическим методом непосредственно в забое. Математическая обработка полученных данных показывает, что зависимость коэффициента разрыхления породы в ковше экскаватора ЭКГ-4,6 от ее гранулометрического состава в развале по аналогии с [60] может быть выражена уравнением

$$k_{p.k} = 10^{-3} [1623 - 5,16p'(x_1) + 2,52p'(x_2) + 12,20p'(x_3) + 5,84p'(x_4) - 0,30p'(x_5) + 1,18p'(x_6)]. \quad (4.27)$$

Сопоставление экспериментальных и расчетных данных показывает, что формула (4.27) позволяет с достаточной точностью вычислить значение коэффициента разрыхления породы в ковше экскаватора: все фиксированные величины $k_{p.k}$ не выходят за пределы его доверительных интервалов, найденных по (4.21).

Коэффициент наполнения ковша также устанавливался путем взвешивания транспортного сосуда. При этом на заполнение ковша взорванной горной массой не накладывалось ограничений, $k_{p.k}$ считался заданным [см. (4.27)]. $k_{н.к}$ определялся из выражения

$$k_{н.к} = \frac{Q_{тр} k_{p.k}}{nE\rho_0}. \quad (4.28)$$

Результаты хронометражных наблюдений показывают, что коэффициент наполнения ковша снижается с ухудшением качества дробления взорванной породы, следовательно, с увеличением коэффициента ее разрыхления — интегральной характеристики экскавируемой массы. В случае погрузки взорванной горной массы экскаватором емкостью ковша 4 м³ между

указанными коэффициентами соблюдается следующая зависимость:

$$k_{н.к} = 2,2/k_{р.к}^2. \quad (4.29)$$

Расчетные значения $k_{н.к}$, найденные по формуле (4.29), вполне соответствуют их экспериментально установленным величинам. Максимальное отклонение между расчетными и экспериментальными данными не превышает 10%, что следует признать хорошим результатом.

Как видно из выражения (4.28), коэффициент экскавации легко вычисляется по фиксированной величине отгруженной горной массы:

$$k_э = \frac{k_{н.к}}{k_{р.к}} = \frac{Q_{гр}}{\pi E \rho_0}. \quad (4.30)$$

Известно, что продолжительность цикла в основном определяется длительностью черпания горной массы, которая зависит от интенсивности дробления, коэффициента разрыхления пород в развале и параметров забоя. Исследованиями [18, 89] установлено, что при коэффициенте разрыхления в развале не менее 1,3—1,4 и высоте забоя более 6 м рассматриваемый параметр главным образом определяется гранулометрическим составом горной массы. Проведенные хронометражные наблюдения позволили выразить продолжительность цикла через интегральную характеристику экскавируемой горной массы — коэффициент ее разрыхления в ковше в виде следующей эмпирической зависимости:

$$t_{ц} = 6k_{р.к}^{2,3} + 10 \text{ с.} \quad (4.31)$$

Продолжительность извлечения из забоя и откидки одного негабаритного куска приближенно равна $3 t_{ц}$.

Таким образом, используя результаты исследований по кусковатости взорванной горной массы [уравнения (4.15)—(4.17)], а также характеристики экскавируемого материала [выражения (4.26)—(4.31)], по формуле (4.25) достаточно точно можно рассчитать возможную техническую производительность экскаватора типа мехлопаты.

Для сопоставления расчета с фактическими данными предприятий в табл. 16 приведены усредненные результаты хронометражных наблюдений по описанным взрывам.

Как видно, в породах различной категории по взрываемости в зависимости от качества разрыхленной горной массы, характеризуемого величинами $k_{р.к}$, $k_{н.к}$, $p'(x_1)$, производительность экскаватора изменяется почти в 2 раза. Причем в

легковзрываемых породах время цикла экскавации находится на уровне, близком к технически возможному. Наихудшие условия для погрузки создаются в весьма трудновзрываемых породах.

Интересно отметить, что увеличение коэффициента разрыхления в ковше приводит к уменьшению коэффициента наполнения. В результате увеличение $k_{к\phi}$ с 1,57 до 1,65, т. е. всего лишь на 5%, влечет за собой снижение производительности экскаватора на 27%.

Эти данные убедительно доказывают существенную зависимость производительности экскаватора от кусковатости взорванной породы, обусловливаемой природными свойствами массива, параметрами и условиями взрывания. Кроме того, они подтверждают, что взрывные работы, являясь начальным звеном технологии горных работ, в значительной мере определяют результаты последующих процессов. Даже небольшие колебания в качестве дробления пород приводят к заметному изменению технико-экономических показателей погрузочного, следовательно, и транспортного оборудования.

Предлагаемая методика позволяет прогнозировать производительность экскаватора, разрабатывать и внедрять необходимые организационно-технические мероприятия, направленные на обеспечение эффективной работы всего карьерного оборудования в заданных горно-геологических и горно-технических условиях.

5. ПОЛЕЗНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА ЗАРЯДОВ ДРОБЛЕНИЯ

5.1. Методы оценки полезного использования энергии взрыва

Достижение требуемых технологических параметров взорванной горной массы в значительной мере связано с затратами энергии взрыва на дробление и перемещение. Поэтому вкратце рассмотрим известные методы оценки использования энергии ВВ при взрыве.

Работа взрыва проявляется во многих формах. Согласно [4], среди них есть полезные формы — те, из-за которых и производится взрыв, и формы бесполезные, представляющие собой потери. При перемене условий взрыва доля определенной работы может существенно меняться, но полная его работа не подвергается большим изменениям.

При взрыве заряда ВВ в массиве горных пород им проводятся следующие основные формы работы [см. (1.1)]:

- интенсивное дробление и сильная пластическая деформация среды, непосредственно примыкающей к заряду;
- сжатие, пластическая деформация, разрушение среды, не примыкающей непосредственно к заряду, но находящейся вблизи от него;
- разрушение среды от свободной поверхности;
- образование и распространение в массиве упругих волн;
- выброс части массива и образование развала взорванной породы;
- образование и распределение воздушных ударных волн.

Сумму всех работ, произведенных взрывом, называют полной работой. Полная работа составляет часть полной энергии (теплоты взрыва), т. е. $A_{\Sigma} = A_1 + A_2 + \dots + A_n = \eta_{\Sigma} E$, где η_{Σ} — полный коэффициент полезного действия взрыва; E — полная энергия взрыва.

Тепловые потери А. Ф. Беляевым оценены в 20—30% от потенциальной энергии ВВ.

Ф. А. Баум [15] отмечает, что в процессе расширения ПД в ударную волну «перекачивается» значительная доля от об-

щей энергии взрыва. До выхода фронта УВ на свободную поверхность массива баланс энергии будет определяться соотношением $E_{ВВ} = E_r + E_{УВ}$, где E_r — остаточная энергия продуктов детонации к моменту их полного расширения; $E_{УВ}$ — энергия, перешедшая в ударную волну. Отсюда коэффициент перехода энергии ВВ в УВ $\eta_{\gamma} = 1 - E_r/E_{ВВ}$.

Исходя из модели твердой среды как несжимаемой жидкости, получив выражение для E_r и проделав вычисления для случая взрыва типичных ВВ в достаточно широком диапазоне прочностных характеристик скальных пород, Ф. А. Баум оценил значения коэффициента перехода энергии ВВ в ударную волну в пределах 0,4—0,6.

А. Н. Ханукаевым [112] энергия УВ в органическом стекле рассчитывалась на основании экспериментальных данных о параметрах на весьма близких от заряда расстояниях. По его мнению, коэффициент перехода энергии ВВ в ударную волну приближается к 0,75.

В работе [35] на основе экспериментального определения поля температур вблизи заряда подсчитано ориентировочное значение энергии, затраченной на разогрев грунта. Оно равняется примерно 80% от полной энергии взрыва. Более поздние исследования, проведенные в ИФЗ АН СССР, показали, что к моменту окончательного расширения продуктов детонации твердой среде передается 78% полной энергии взрыва [68].

Авторами работы [11] энергия, переданная среде, рассчитывалась как энергия ударной волны. Расчет производился для ряда горных пород (гранит, мрамор, известняк, глинистый алевролит). Показано, что коэффициент перехода энергии ВВ в ударную волну зависит от свойств пород и ВВ и составляет 10—90% от полной энергии взрыва.

В работе [50] на основании анализа поля температур, возникшего после прекращения движения, определялось соотношение между энергией, переданной среде, и энергией, оставшейся в продуктах детонации к моменту прекращения движения границы полости. Энергия, переданная среде, согласно расчету, составляет 86—91% от полной энергии ВВ.

Таким образом, при взрыве химических ВВ в твердой среде ей передается значительная часть потенциальной энергии взрыва.

Картина распределения энергии взрыва по видам проводимых работ весьма разнообразна и зависит от конкретных условий взрыва.

Например, энергия, затраченная на пластические деформации, в конечном счете вызывает нагревание среды, что отмечалось еще в пятидесятых годах А. Ф. Беляевым, М. А. Садов-

ским. Общие потери энергии, приводящие к нагреванию, определялись в работе [68]. Для случая взрыва токового заряда в тиосульфате натрия они оказались равными 63% от потенциальной энергии заряда. Остальная энергия, переданная среде в этом случае (15%), это энергия упругой волны и упругих остаточных деформаций, а также энергия, затраченная на образование новых поверхностей, т. е. на разрушение.

Согласно работе [50], большая часть полной энергии взрыва (33,5—68,4%) расходуется на пластическое течение, на долю ударного сжатия приходится 18,2—55,7% от энергии ВВ (в зависимости от свойств грунта).

Определению затрат энергии ВВ на дробление и перемещение взорванной породы посвящен ряд работ [7, 35, 64, 79, 112].

Н. В. Мельников на основе применения теории Кика, Риттингера, применяемой в обогащении, оценивал использование энергии ВВ при массовых обрушениях и выбросах в 15—20%. «Сейчас полезное использование потенциала ВВ оценивается в пределах 10—15%», — отмечает Н. В. Мельников в новой работе [64].

А. Ф. Беляевым установлены направления, по которым используется тепло при взрыве заряда ВВ, помещенного в твердую среду. Он отмечает, что «часть тепла затрачивается на нагревание и переизмельчение среды. Наибольшая часть тепловой энергии ВВ тратится непроизводительно и с использованными продуктами взрыва выбрасывается в атмосферу. Если полная работа составляет для обычно применяемых ВВ 60—80% теплоты взрыва, то «полезные» формы работы составляют лишь 1—2% от теплоты взрыва, а иногда и меньше» [4].

Согласно Г. И. Покровскому [79], энергия в среде, приведенной в движение взрывом, в значительной части теряется непроизводительно. Часть этой энергии идет на чрезмерно сильное дробление и измельчение породы, другая часть поглощается вследствие вязкости породы и ее нагревания; оставшаяся энергия расходуется для перемещения кусков породы на далекие расстояния. В результате потерь энергии взрыва коэффициент полезного ее использования снижается с 60—90 до 2—8%.

Баланс затрат энергии ударной волны и продуктов взрыва для скважинного заряда средней мощности в крепких породах, представленный А. Н. Ханукаевым, состоит из затрат энергии в зоне пластических деформаций — 5—15%; на трещинообразование (дробление) — 0,5—2,0%; на перемещение взорванной породы — 25—30% и на диссипативные потери — 30—40%.

Таким образом, если полный КПД взрыва, по мнению большинства ученых, составляет около 0,6—0,8, то коэффициент

полезного использования энергии взрыва очень низок и лежит в пределах 0,01—0,15. Отсутствуют методы оценки затрат энергии взрыва на полезные виды работ.

Для решения рассматриваемой задачи затраты энергии на полезные формы работ необходимо представить в таком виде, чтобы входящие параметры можно было легко измерить. Например, вычисление энергии на дробление по видам преодолеваемых при взрыве сопротивлений среды весьма затруднительно, так как последние являются функциями нескольких переменных (см. главу 1.4). Поэтому поиск нужно направить на отыскание интегральной характеристики разрушения массива пород. В таком качестве, в частности, может выступить критическая скорость разрушения твердого тела.

Руководствуясь положениями теории механики деформируемого твердого тела, О. Е. Власов предложил удельную потенциальную энергию заменить равной ей по величине кинетической энергией, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление разрушения [25]. Если разрушение массива горных пород рассмотреть с этой позиции, то работа деформации отбиваемой части уступа будет оцениваться суммой энергий кусков, приобретенных ими за счет волновых процессов. Однако вычислить кинетические энергии частиц сложно, так как скорости по модулю и направлению различны в разных точках массива. Кроме того, они трудноизмеримы.

Вместе с тем общую кинетическую энергию отбиваемой части массива можно определить, если мысленно отбросить вторую стадию взрыва. Тогда не связанные друг с другом куски будут получать некоторое перемещение в сторону свободных поверхностей за счет скоростей, приобретенных ими в первой стадии взрыва. Согласно общим теоремам динамики, такая энергия будет вычисляться по величине скорости, с которой начнет движение центр масс системы, т. е. совокупности образовавшихся кусков пород. Следовательно, искомая характеристика разрушения тесно связана с этим кинематическим параметром движения. Прежде чем перейти к определению критерия разрушения массива, рассмотрим, как можно вычислить общую скорость его центра масс при взрыве цилиндрического заряда ВВ.

5.2. Определение скорости движения центра масс отбиваемой части массива

Согласно принятой схематизации разрушения, в первой стадии взрыва завершается основной процесс дробления массива горных пород. Основываясь на этом, отбиваемую часть

уступа в конце этой стадии можно считать состоящей из раздробленных, различных по объему готовых кусков. Они плотно сложены и лишены сил сцепления между собой. Полость в этой стадии при осесимметричном развитии достигает своего предельного положения.

На второй стадии из-за влияния свободных поверхностей нарушается осесимметричное развитие полости. Заключенные в полости газообразные продукты детонации сообщают раздробленной части уступа движение, как бы выталкивают ее в сторону свободных поверхностей. На этой стадии элементы разрушенного уступа достигают максимальных скоростей, создается запас кинетической энергии, обеспечивающей разлет кусков в поле силы тяжести.

На основании такого представления для решения поставленной задачи ограничимся рассмотрением первых двух стадий развития взрыва.

С точки зрения теории и практики взрыва при этом наибольший интерес представляет скорость центра масс отбиваемой части уступа, так как от ее модуля и направления зависят все технологические параметры взрывааемых пород и другие промежуточные характеристики, предопределяющие конечные результаты взрыва.

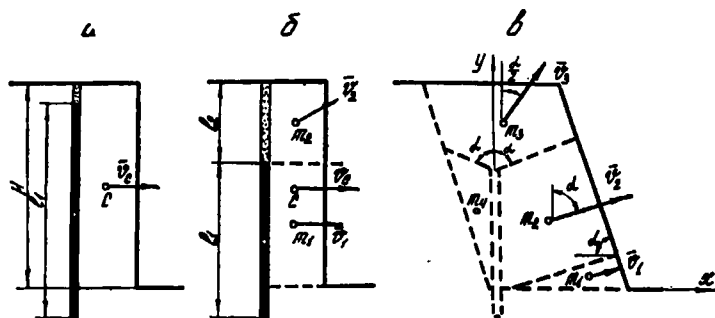


Рис. 25. Направление движения центра масс и частей уступа: при размещении заряда по всей длине скважины (а); при неполном использовании длины скважины (б) и при обычном расположении заряда (в)

Сначала рассмотрим наиболее простой случай — отбойку массива горных пород однорядными скважинами, поскольку полученные при этом результаты легко могут быть распространены и на многорядное короткозамедленное взрывание. Для простоты рассуждений положим, что заряд размещен по всей длине скважины параллельно свободной поверхности (рис. 25, а). Согласно [15, 93], весь процесс расширения продуктов взрыва описывается двумя адиабатами. В главе 3 бы-

ло показано, что предел прочности скальных горных пород в условиях всестороннего взрывного нагружения больше 200 МПа. На основании этого расширение продуктов детонации в начальной стадии можно принять происходящим по закону

$$P_{\pi} V_{\pi}^3 = P_{\pi} V_{\pi}^3 = \text{const}, \quad (5.1)$$

во второй стадии — по закону

$$P_{\pi} V_{\pi}^{\gamma} = P V^{\gamma} = \text{const}, \quad (5.2)$$

где V_{π} , P_{π} — начальный удельный объем и давление ПД; V_{π} , P_{π} — удельный объем и давление ПД при предельном положении полости; V , P — текущий удельный объем и давление ПД; γ — показатель изэнтропы на втором участке, равный 1,25—1,4.

Как известно из теории взрыва, уравнение (5.2) описывает расширение ПД при переходе их к состоянию идеального газа. Значения параметров V_{π} , P_{π} , соответствующие условной точке перехода ПД в идеальный газ, обычно определяются из уравнения энергии. Исходя из физического смысла рассматриваемой задачи и учитывая различные условия протекания стадий, в качестве точки сопряжения уравнений (5.1), (5.2) можно принять точку, значения V_{π} , P_{π} в которой обуславливаются предельным положением границы раздела ПД — среда. Менее корректное сопряжение уравнений (5.1), (5.2) в условной точке, в которой $P_{\pi} = 200$ МПа или где радиус полости достигал значения, равного $2r_0$, принималось рядом авторов [15, 21, 71] и ранее. Так что принятое нами допущение о точке сопряжения уравнений, как показывают результаты вычислений, вполне обоснованно [85].

Приняв отбиваемую часть уступа за механическую систему кусков пород, подготовленных в первой стадии взрыва, и применив теорему о движении центра масс, можно написать

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = SP. \quad (5.3)$$

Здесь M — масса отбиваемой части уступа; v_c — текущая скорость центра масс; r — текущее расстояние границы раздела ПД — среда; S — текущая площадь поверхности раздела ПД — среда.

Как показано в главе 3, высота газовой полости при взрыве цилиндрического заряда в скальных породах равна его высоте. В соответствии с этим и принятой выше схемой

$$S = S_0 \frac{r_{\pi}}{r_0}, \quad (5.4)$$

где S_0 — начальная площадь боковой поверхности заряда; r_0, r_{π} — соответственно радиус заряда и полости.

Из уравнения (5.1) имеем

$$P_{\pi} = P_{\pi} \left(\frac{V_{\pi}}{V_{\pi}} \right)^3 = P_{\pi} \left(\frac{r_0}{r_{\pi}} \right)^6. \quad (5.5)$$

Начальное давление продуктов взрыва $P_{\pi} = \frac{1}{8} \rho_{\text{ВВ}} D^2$.

Из двух законов (5.1), (5.2) на основании принятого допущения текущее давление продуктов взрыва выразится зависимостью

$$P = \frac{1}{8} \rho_{\text{ВВ}} D^2 \left(\frac{r_0}{r_{\pi}} \right)^6 \left(\frac{r_{\pi}}{r} \right)^{2\gamma}. \quad (5.6)$$

Подставив значения S, P в правую часть уравнения (5.3), получим

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = \frac{m D^2}{4} \left(\frac{r_0}{r_{\pi}} \right)^4 \frac{r_{\pi}^{2\gamma-1}}{r^{2\gamma}}, \quad (5.7)$$

где m — масса заряда ВВ; $m = \frac{1}{2} S_0 \rho_{\text{ВВ}} r_0$.

Интегрируя уравнение (5.7) в соответствующих пределах, для скорости центра масс имеем

$$v_c = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{\text{нр}}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)} \left[1 - \left(\frac{r_{\pi}}{r} \right)^{2\gamma-1} \right]}, \quad (5.8)$$

$$\text{при } r \rightarrow \infty v_c = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{\text{нр}}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)}}. \quad (5.9)$$

Соппротивление среды на различные виды деформации в уравнениях (5.8), (5.9) учитывается предельным радиусом полости $r_{\text{нр}}$. За это время преодолевается сила сцепления между частицами пород. Предельный радиус полости рассчитывается теоретически по формуле (3.10) или устанавливается экспериментально.

Выразив массу заряда и отбиваемой части массива через удельный расход ВВ и плотность породы, уравнению (5.9) можно придать более удобный вид:

$$v_c = \frac{D}{2r_{\text{нр}}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}}, \quad (5.10)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; ρ_0 — плотность породы, кг/м³.

Как видно из структуры формулы (5.10), скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна скорости детонации заряда ВВ, обратно пропорциональна квадрату предельного радиуса полости в первой стадии взрыва. Она повышается с увеличением удельного расхода ВВ и снижается с увеличением плотности отбиваемой породы. Кроме того, эта скорость зависит от показателя адиабаты на втором участке. Эти выводы хорошо согласуются с известными результатами практики.

При размещении заряда не по всей длине скважины в зависимости (5.10) следует внести поправку, учитывающую неравномерность распределения энергии ВВ по высоте уступа. В соответствии со структурой формулы (5.8) она может быть оценена соотношением (рис. 25, б)

$$\mu_1 = \sqrt{m_1/M} \text{ или } \mu_1 = \sqrt{h/H}, \quad (5.11)$$

где m_1 — масса насыщенного энергией взрыва участка раздробленной породы; h — высота колонки заряда над подошвой уступа; H — высота уступа.

В этом случае уравнение (5.10) будет выражать скорость центра участка раздробленной породы, более насыщенной энергией взрыва.

При размещении вертикальных скважинных зарядов в уступах с наклонным откосом распределение энергии ВВ по высоте отбиваемого слоя неравномерное. Это вызывает соответствующее перераспределение скоростей. С целью выявления характера этого перераспределения были проведены модельные взрывы на вакуумном устройстве.

Анализ процесса образования развала, проведенный с помощью моделирующего устройства, показывает, что при расположении зарядов параллельно откосу уступа отбиваемая порода движется в направлении, перпендикулярном откосу (рис. 25, а). При расположении зарядов в вертикальных однорядных скважинах, пробуренных в уступах с наклонным откосом, в начале второй стадии взрыва схематично можно выделить четыре характерных участка движущейся породы (рис. 25, в). Первый участок, примыкающий к подошве уступа, имеет минимальные скорость и объем. Второй участок расположен между зарядом и откосом уступа и имеет наибольшую скорость. Направление движения перпендикулярно откосу. Третий участок, верхний раздробленный слой уступа, расположен выше колонки заряда. Вектор скорости центра в начале движения образует с вертикалью угол, примерно равный половине угла откоса. Четвертый участок, занимающий область

между зарядом и плоскостью отрыва, в начале второй стадии практически не получает перемещения. Объемы этих участков нетрудно вычислить.

На основе этих данных и анализа результатов промышленных взрывов для определения скорости центра масс отбиваемой части уступа при широко распространенных на практике вертикальных скважинных зарядах, размещенных в уступах с наклонным откосом, воспользуемся формулой количества движения системы, выраженной через массу системы и скорость ее центра масс, т. е.

$$M\bar{v}_c = \sum m_i \bar{v}_i, \quad (5.12)$$

где m_i — масса i -го участка разрушенной породы; $\bar{v}_i$ — максимальная скорость центра i -го участка движущейся породы.

Проектируя обе части векторного уравнения (5.12) на декартовы оси координат (рис. 25, в) и совместно решая полученные равенства относительно v_c , имеем

$$v_c = \frac{m_2 v_2 + m_3 v_3}{M}. \quad (5.13)$$

При выводе зависимости (5.13) в соответствии с данными модельных экспериментов положено, что $m_1 v_1 = 0$, $m_4 v_4 = 0$, значение косинуса половинного угла при $2m_3 m_2 v_2 v_3$ принято равным единице. Оценки показывают, что внесенная при этом погрешность пренебрежимо мала.

Обозначив v_3/v_2 через Θ , соотношение (5.13) перепишем в виде

$$v_c = v_2 \frac{m_2 + \Theta m_3}{M}. \quad (5.14)$$

Следует напомнить, что скорость центра второго участка вычисляется по формуле

$$v_2 = \mu_1 \frac{D}{2l_1^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}}. \quad (5.15)$$

Как показывают результаты скоростных киносъемок и модельных опытов, значение Θ близко к единице.

Так как в первом рассмотренном случае $m_3 = 0$, $m_2 = M$, то из (5.14) вытекает, что $v_c = v_2$. Следовательно, множитель при v_2 в равенстве (5.14) может служить второй поправкой на условия взрывания. Обозначим его через μ_2 . Из рис. 25, в видно, что суммарная площадь первого и четвертого участков с достаточной точностью может быть найдена из выражения

$$S_1 + S_2 = \frac{1}{2} l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha \quad (l_1 — \text{длина заряда в скважине; } \alpha — \text{угол}$$

откоса уступа). Тогда вторую поправку можно вычислить по зависимости

$$\mu_2 = \frac{HW - 1/2 l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha}{HW}. \quad (5.16)$$

Для модуля скорости центра масс отбиваемой части уступа в наиболее общем случае получим

$$v_c = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2r_{np}} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma - 1)}}. \quad (5.17)$$

Вектор скорости центра масс системы образует с вертикалью угол

$$\beta = \operatorname{arccctg} \frac{m_2 v_2 \cos \alpha + m_3 v_3 \cos \alpha/2}{m_2 v_2 \sin \alpha + m_3 v_3 \sin \alpha/2}. \quad (5.18)$$

При многорядном КЗВ для второго и последующих взрывааемых слоев имеем

$$v_c = \frac{\sqrt{m_2^2 v_2^2 + m_3^2 v_3^2 + 2m_2 v_2 m_3 v_3 \cos \alpha}}{M},$$

$$\beta = \operatorname{arccctg} \frac{m_2 v_2 \cos \alpha + m_3 v_3}{m_2 v_2 \sin \alpha}. \quad (5.19)$$

Анализ уравнений (5.15), (5.17) показывает, что в них комплексно учитывается влияние основных параметров взрыва, свойств среды и применяемого ВВ на главный кинематический параметр взрывааемых пород. Например, в крепких породах скорость отбиваемой части значительно больше, чем в слабых. Поскольку в крепких породах r_{np} заметно меньше, а удельный расход ВВ больше, то из уравнения (5.15) вытекает результат, хорошо согласующийся с экспериментом.

Точность вычислений по формулам (5.15), (5.17) существенно зависит от величины показателя изэнтропии γ . Тонко поставленными экспериментами [110] показано, что разгон оболочек при взрывании внутренних зарядов заканчивается при $\gamma = 1,2$. В соответствии с этим и уравнениями (5.15), (5.17) при таком значении γ достигаются максимальные скорости.

Все приведенное позволяет сопоставить теоретические результаты с экспериментальными значениями скоростей видимых частей уступа, в частности точек уступа на линии наименьшего сопротивления. Поскольку в начале второй стадии взрыва характерные участки отбиваемой части массива совер-

шают поступательное движение, скорость элемента откоса уступа на ЛНС будет представлять собой скорость основного (второго) участка. Скорости точек на ЛНС сравнительно просто устанавливаются по результатам скоростных кино-съемок. Численные значения этих скоростей, по данным [2, 57, 63, 84], а также v_2 и $v_{сг}$, вычисленные по уравнениям (5.15), (5.17), приведены в табл. 17. При расчетах скорость детонации ВВ во всех случаях принималась равной 4000 м/с, относительный предельный радиус полости, вычисленный по уравнению (3.14), — 1,34, а показатель энтропии — 1,2—1,4. В связи с тем, что в опыте № 1 заряды по длине скважины были рассредоточены, значение h/H принималось равным 0,6.

Как видно из сравнения, согласие между расчетными и экспериментально найденными величинами v_2 вполне удовлетворительное. При этом во взрывах № 1, 2 и 4 значения v_2 меньше расчетных. Это может быть объяснено, во-первых, допущенной погрешностью при измерении перемещения контура и определении соответствующего промежутка времени; во-вторых, тем, что в начале второй стадии взрыва показатель энтропии больше, чем 1,4. Во всех остальных опытах зафиксированы максимальные скорости точек на ЛНС при $\gamma=1,2$. Действительно, для гарантированного выявления модулей искомых скоростей обычно их относят к моменту времени 0,4—0,8 с после начала движения всей массы. Это приводит к завышению значений v_2 против расчетных. Поскольку на кадрах кинолент фиксируются контуры движущейся части уступа в заданные интервалы времени, то к упомянутому выше моменту они могли бы быть приращены за счет оседающих кусков пород. Это вызывает, как известно, искажение истинной величины скоростей элементов откоса. С учетом такого замечания можно утверждать, что модули v_2 все больше будут приближаться к расчетным. Массовая проверка справедливости результатов вычислений по (5.15) в промышленных условиях выполнена по ширине отброшенной части развала, так как ее легко измерить. Используя эти данные, далее нетрудно определить скорости центра масс второго участка уступа (см. гл. 6). Как видно из приложения 3, совпадение расчета с фактически данными достаточно близкое.

Таким образом, действительные значения скоростей характерных элементов отбиваемой части массива достаточно обоснованно и точно могут быть вычислены по теоретически выведенным уравнениям (5.15), (5.17). Эти уравнения позволяют при любых параметрах буровзрывных работ заранее определить расчетную скорость центра масс отбиваемой части уступа, следовательно, основные характеристики механического движения взорванных пород.

Т а б л и ц а 17. Результаты промышленных взрывов по данным отдельных работ и расчетные значения скоростей характерных элементов уступа

№ опы-та	Работа	H, м	e, м	α , град.	W, м	l_1 , м	l_2 , м	q, кг/м ³	ρ_0 , кг/м ³	v_a (м/с) по		v_c (м/с) по (5.17)
										кино-съемке	(5.15)	
1	[84]	52	4,0	90	4,0	51,0	2,0	0,136	2500	6,6	6,7—7,4	6,7—7,4
2	[63]	15	6,0	70	11,5	10,0	8,0	0,436	2800	9,6	10,0—11,4	8,9—10,2
3	[11]	20	4,0	65	12,5	18,0	5,0	0,420	2700	15,0	12,7—14,5	9,0—10,4
4	[84]	10	3,4	58	9,6	8,0	5,0	0,365	2600	9,0	9,9—11,2	7,7—8,9
5	[84]	15	3,0	60	11,7	6,0	12,0	0,190	2500	5,5	4,6—5,3	4,3—5,0
6	[84]	20	5,0	70	12,3	14,0	9,0	0,310	2500	12,0	9,7—11,0	8,3—9,5
7	[2]	20	5,0	60	16,5	14,0	10,0	0,210	2600	9,0	7,4—8,5	6,2—7,1
8	[2]	20	5,5	65	15,0	13,5	10,0	0,220	2600	9,5	7,6—8,7	6,6—7,5
9	[2]	20	5,5	65	15,0	13,0	10,0	0,230	2600	10,0	7,8—8,9	6,8—7,7
10	[2]	20	4,5	65	14,0	13,5	9,5	0,240	2600	10,5	8,1—9,3	6,9—7,9
11	[2]	20	6,5	70	14,0	14,0	9,0	0,245	2600	11,0	8,5—9,8	7,4—8,5
12	[2]	20	5,5	70	13,0	14,0	9,0	0,300	2600	12,0	9,3—10,7	8,0—9,3

5.3. Характеристики разрушения массива горных пород

Из предыдущего параграфа и анализа данных промышленных взрывов видно, что скорость разрушения может быть представлена скоростью движения центра масс отбиваемой части уступа, приобретаемой ею в первой стадии взрыва. Эта скорость рассчитывается по уравнению (5.17) при показателе изэнтропии больше, чем 1,4. При изучении динамики движения массива в обычных условиях карьеров кинокамерами явно фиксируются скорости видимых элементов уступа через 30—50 мс от начала перемещения. Вследствие этого они могут содержать в себе и часть скорости, переданной за счет действия газообразных продуктов детонации. С помощью различных датчиков измеряются скорости в волне сжатия. Модули скоростей в обоих случаях при фиксированных геометрических параметрах взрывания зависят от величины заряда и детонационных и энергетических характеристик ВВ. Чем мощнее ВВ, чем значительнее масса заряда, тем больше измеряемые в первой стадии взрыва скорости, и наоборот. Поэтому, как величины непостоянные для данных пород и условий взрывания, они не могут служить объективной характеристикой разрушения массива.

В связи с изложенным в качестве искомой характеристики целесообразно принять критическую скорость разрушения массива пород в реальных условиях производства. Под критической скоростью разрушения понимается минимальное значение скорости центра масс отбиваемой части массива, при достижении которого в преобладающем объеме обеспечивается преодоление сил сцепления между естественными отдельностями. При этом разрушение идет в основном от заряда. Вместе с тем определенные перемещения продуктов дробления относительно их первоначальных положений являются обязательным условием критического разрушения, так как они гарантируют отделение естественных отдельностей друг от друга.

Выдвинутому требованию в условиях карьеров удовлетворяют результаты промышленных взрывов, при которых ширина отброшенной части развала на легко-, средне- и трудно-взрываемых породах соответственно составляет 0,9; 1,0 и 1,1 высоты уступа. Гранулометрический состав взорванных пород, замеренный по поверхности развала, как показывают эксперименты, соответствует условному содержанию естественных отдельностей в массиве (см. гл. 4.2 и прил. 1). Это означает, что при взрывании массивов с минимальным удельным расходом ВВ разрушение на больших расстояниях от заряда осуществляется за счет разваливания их на естественные отдель-

ности, а также же взаимного соударения кусков в процессе движения.

Параметры расположения зарядов и характеристики разрушения массива при типичных промышленных, а также экспериментальных взрывах приведены в табл. 18. Угол откоса уступа на легко- и средневзрываемых породах 63° , на трудновзрываемых — 66° . Расстояние от оси скважин до верхней бровки соответственно составляет 5, 4 и 4 м. В первых двух породах применялся аммонит № 10 ЖВ, а в третьей — аммонит № 6 ЖВ. Заряды на трудновзрываемых породах при однорядном взрывании рассредоточивались воздушными промежутками высотой 1 м (на 10-метровом уступе 0,5 м). При многорядном КЗВ эта величина в скважинах второго и последующих рядов на всех породах составляла 1—2 м. В экспериментальных взрывах уменьшение удельного расхода ВВ достигалось за счет изменения длины (массы) заряда и незаряженной части скважины. Сетка скважин оставалась прежней.

Для определения характеристики разрушения массива по уравнению (5.15) с использованием данных табл. 18 были вычислены модули максимальных скоростей основного участка отбиваемого слоя при однорядном взрывании. Затем по величине v_{2m} были найдены расчетные значения ширины развала. Сопоставление расчетных данных с фактическими (см. прил. 3) по развалу выявило их согласие и, следовательно, подтвердило справедливость полученных значений v_{2m} и v'_{2n} (штрихом обозначена скорость при уменьшенном удельном расходе ВВ $q_{кр}^I$). Далее, по уравнению (5.17) были рассчитаны v_{cm} , v'_{cm} .

Поскольку эти кинематические параметры являются максимальными, для определения их модулей в начале второй стадии взрыва показатель изэнтропии принят равным 1,5. Тогда значения скоростей центров масс отбиваемой части уступа при уменьшенном удельном расходе ВВ и при $\gamma=1,5$, отвечающие выдвинутому требованию, и будут искомыми характеристиками разрушения массива.

Критические скорости разрушения, вычисленные по уравнению (5.17) с использованием экспериментально установленных значений удельных расходов ВВ $q_{кр}$, приведены в табл. 18. Как видно из этих данных, $v_{кр}^I$ в легко-, средне- и трудновзрываемых породах составляет 3,6—3,8; 4,3—4,8 и 5,0—5,5 м/с, а $v_{кр}^{II}$ — 4,0—4,6; 5,0—6,0 и 6,4—7,6 м/с. Масштаб взрыва при однорядном взрывании (или для первого ряда) практически не оказывает влияния на критерий разрушения. При многорядном КЗВ с увеличением высоты уступа наблюдается некоторый рост критической скорости разрушения для второго и последующих слоев. Для разных пород эта характеристика существенно различна.

Т а б л и ц а 18. Характеристики разрушения при нормальном и уменьшенном удельном расходе ВВ

H, м	W, м	a, м	a _p , м	l ₁ ^I , м	l ₂ ^I , м	При обычном взрывании				При критическом разрушении						
						q _I , кг/м²	q _{II} , кг/м²	v _{2m} , м/с	v _{с.т.} , м/с	q _{кр} ^I , кг/м²	q _{кр} ^{II} , кг/м²	v _{2m} ^I , м/с	v _{с.т.} ^I , м/с	v _{с.кр.} ^I , м/с	v _{с.кр.} ^{II} , м/с	v _{с.кр.} ^{III} , м/с
Легковзрываемые породы																
10	10,0	9,0	8,0	5,0	6,5	0,245	0,333	6,50	6,05	0,18	0,22	4,45	4,30	3,6	4,0	3,4
12	11,0	9,5	8,5	6,0	7,5	0,207	0,268	6,15	5,80	0,16	0,20	4,55	4,40	3,7	4,1	3,8
15	12,5	10,0	9,0	8,0	8,5	0,192	0,266	6,40	5,80	0,14	0,19	4,85	4,55	3,8	4,4	4,2
17	13,5	10,5	9,5	9,5	9,5	0,172	0,247	6,15	5,80	0,13	0,18	4,75	4,35	3,6	4,2	4,5
20	15,0	11,0	10,0	12,0	10,0	0,158	0,236	6,25	5,65	0,12	0,18	5,00	4,60	3,8	4,6	5,0
Средневзрываемые породы																
10	9,0	7,0	6,5	5,5	6,5	0,381	0,515	9,3	8,5	0,25	0,34	5,45	5,20	4,3	5,0	4,0
12	10,0	7,5	7,0	6,5	7,5	0,310	0,445	8,7	7,9	0,22	0,31	5,75	5,45	4,5	5,3	4,3
15	11,5	8,0	7,5	8,5	8,5	0,268	0,410	8,7	7,8	0,19	0,29	6,10	5,75	4,8	5,9	4,8
17	12,5	8,5	8,0	10,5	9,0	0,238	0,372	8,6	7,8	0,18	0,27	6,20	5,75	4,8	5,9	5,2
20	14,0	9,0	8,5	13,5	9,5	0,215	0,354	8,6	7,3	0,16	0,25	6,20	5,75	4,8	6,0	5,5
Трудновзрываемые породы																
10	8,5	5,0	5,0	6,0	6,0	0,542	0,920	12,0	10,8	0,35	0,58	6,65	6,4	5,3	6,8	4,5
12	8,5	5,5	5,0	6,5	7,0	0,415	0,787	11,0	9,9	0,32	0,52	6,25	6,0	5,0	6,4	5,0
15	10,7	6,0	5,5	9,0	8,0	0,374	0,737	10,8	9,5	0,27	0,48	6,85	6,4	5,3	7,0	5,3
17	11,7	6,5	6,0	11,0	8,5	0,340	0,665	10,8	9,2	0,25	0,44	7,00	6,5	5,4	7,2	5,7
20	13,0	7,5	6,5	14,0	9,0	0,287	0,574	10,5	9,2	0,21	0,40	7,20	6,6	5,5	7,6	6,0

Примечание. Величины с индексом I — для первого, II — для второго и последующих рядов скважин.

Соответствие найденных значений критической скорости разрушения массива действительным проверялось двумя способами. Первый способ заключается в моделировании образования развала на вакуумном устройстве ИФЗ АН СССР [2]. При этом экспериментально устанавливалась величина максимальной скорости второго участка, при которой ширина отброшенной части развала на легковзрываемых породах приближалась к высоте уступа. На 10-метровом уступе эта скорость в переводе на натуру составляла 4,0 м/с (см. гл. 6,2). С учетом поправки μ_2 критическая скорость разрушения при однорядном взрывании равняется 3,7 м/с, что подтверждает расчетную величину $v_{кр}^I$.

Второй вариант проверки состоит в следующем. На первой стадии взрыва, как было отмечено, совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов детонации преодолеваются силы сцепления между отдельными частицами взрываемой среды, происходит и завершается основной процесс дробления породы. Массив вследствие приобретения «общей» скорости разрушения вспучивается. Далее вступает в силу вторая стадия взрыва.

В соответствии с условием задачи для экспериментального определения $v_{кр}$ достаточно ограничиться рассмотрением движения раздробленной породы в первую стадию, мысленно отбросив вторую стадию взрыва. При этом следует иметь в виду, что до погашения приобретенной скорости среда в пространстве займет несколько больший объем. Как показывают кинокадры скоростной съемки (см. гл. 6.2, 6.3), за время, необходимое для полного истечения сообщенной энергии, откос уступа занимает почти вертикальное положение, несколько вспучиваясь вверх. Площадь поперечного сечения отбиваемого слоя увеличивается примерно в 1,2—1,3 раза. Раздробленная масса затем обрушивается и занимает определенное конечное положение на рабочей площадке. При этом, как правило, активно перемещается порода из верхней призмы обрушения и частей, прилегающих к откосу уступа. Аналогичная картина наблюдается в реальных условиях взрывного разрушения массива при небольших зарядах рыхления. Это также подтверждает данные модельных взрывов, проведенных на вакуумном устройстве (см. гл. 6.2).

Таким образом, принятая схематизация действия взрыва позволяет применять методы моделирования и использовать готовую раздробленную породу для воспроизведения состояния массива в первой стадии взрыва, что дает возможность экспериментально определить критическую скорость разрушения. Последняя вычисляется как скорость, сообщенная центру масс отбиваемого слоя для приведения его в положение, соот-

ветствующее моменту завершения рассматриваемой стадии взрыва.

Такие опыты проводились в лабораторных условиях. В качестве материала применялась раздробленная руда Коунрадского рудника плотностью $2,75 \text{ кг/м}^3$, размером кусков 2—3, 3—4, 4—5, 7—8 и $10 \cdot 10^{-3}$ м. До начала экспериментов определялся угол естественного откоса, который в механике грунтов принимается за угол внутреннего трения. Для всех фракций он составляет 40° . Масштаб моделирования 1 : 100.

Необходимый объем раздробленной руды помещался в специально изготовленный ящик с боковыми стенками из оргстекла. Длина ящика принималась равной максимально возможной ширине развала, а его ширина — 3—4 расстояниям между скважинами при наибольшей высоте уступа 0,3 м. Этому объему руды придавалась форма, соответствующая моделируемому состоянию уступа. Руда в таком положении удерживалась съемной передней стенкой. Для того чтобы отразить действительное состояние среды в первую стадию взрыва, площадь поперечного сечения модели увеличивалась на величину коэффициента разрыхления. В соответствии с данными киносъемок высота модели в районе верхней бровки увеличивалась в 1,10, а ширина отбываемого слоя — в 1,1—1,2 раза. Затем передняя стенка убиралась. Вследствие этого раздробленная порода под действием силы тяжести получала перемещение и занимала конечное положение в сосуде. При моделировании регистрировались положения отбываемой части скоростной кинокамерой СКС-1. Кинокадры одного опыта в различные моменты времени приведены на рис. 26.

Моделировались рассмотренные выше экспериментальные взрывы, проведенные на Коунрадском карьере. Ширина отброшенной части развала в экспериментах, моделирующих различные породы по взрываемости, соответственно составляла 0,9, 1,0 и 1,1 высоты уступа.

Для определения скорости центра масс уступа необходимо знать его начальное и конечное положение и угол бросания. Рассматривая отбываемую часть массива как однородную, для координат центра тяжести до взрыва имеем

$$x_c = b/2, \quad y_c = H/2, \quad (5.20)$$

где b — расстояние от оси скважин до верхней бровки уступа.

Координаты центра масс после взрыва также могут быть вычислены аналитически. При этом на основании полученных результатов (см. рис. 26) поперечный разрез развала разбивался на три фигуры простой геометрической формы (рис. 27).

Ширина необрушенной части слоя во всех случаях равнялась расстоянию от оси скважин до верхней бровки уступа.

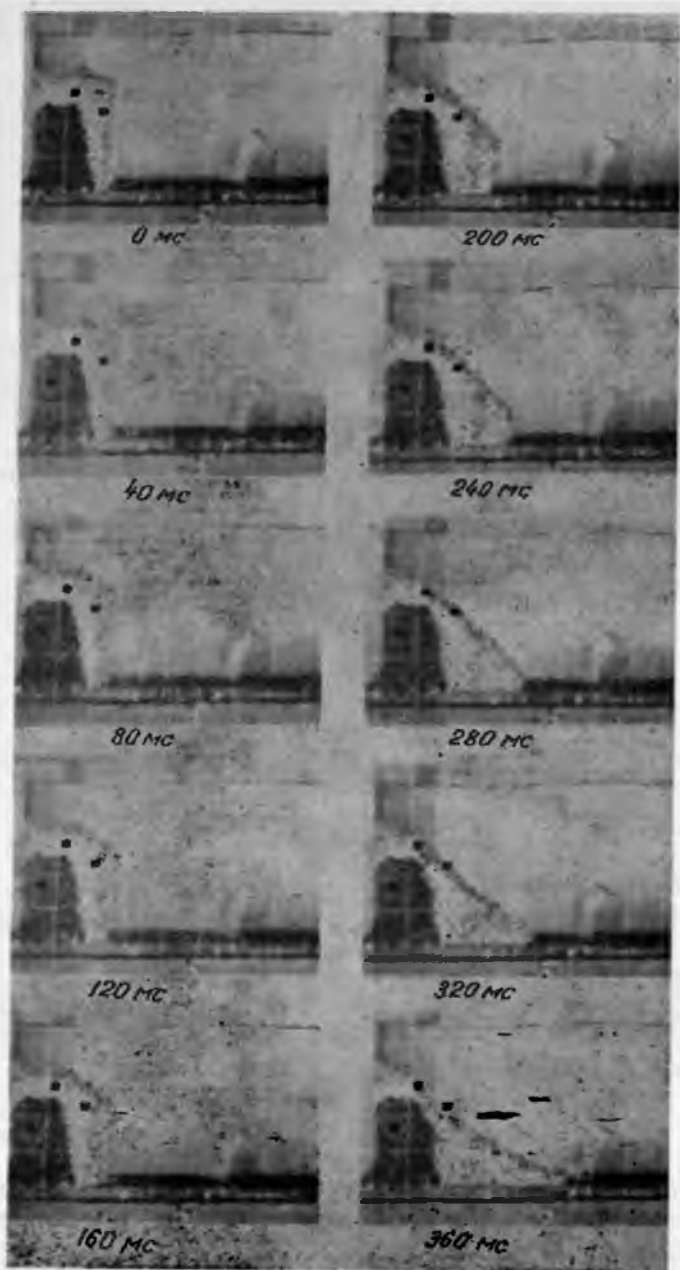


Рис. 26. Кинокадры опыта по моделированию второй стадии взрыва

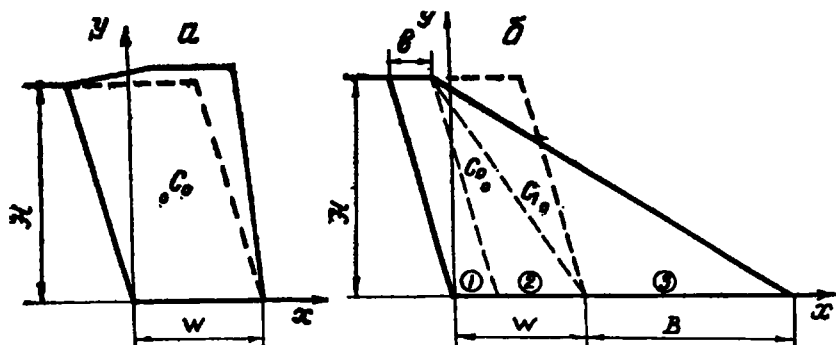


Рис. 27. Положение разрушенного массива во второй стадии (а) и после взрыва (б)

Вес единицы площади первых двух фигур 1 и 2 принимался на 20% больше веса породы в отброшенной части 3, что отражает действительное состояние развала. С учетом этих замечаний координаты центра тяжести развала

$$x_{c1} = \frac{1,2bx_1 + 1,2 \frac{W-b}{2}x_2 + \frac{B}{2}x_3}{1,2b + 1,2 \frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}}; \quad (5.21)$$

$$y_{c1} = \frac{1,2b \frac{H}{2} + 1,2 \frac{W-b}{2} \frac{H}{2} + \frac{B}{2} \frac{H}{2}}{1,2b + 1,2 \frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}}.$$

Абсциссы центров тяжести упомянутых фигур $x_1 = -\frac{H \operatorname{ctg} \alpha - b}{2}$; $x_2 = \frac{-H \operatorname{ctg} \alpha + W}{3}$; $x_3 = \frac{-(H \operatorname{ctg} \alpha - b) + 2W + B}{3}$. Пред-

полагая, что центр масс системы кусков в конечное положение придет под действием энергии взрыва только в первой стадии, и применяя теорему о движении центра масс в проекциях на декартовы оси координат, получаем

$$M\ddot{x}_c = \sum F_x^e, \quad M\ddot{y}_c = \sum F_y^e, \quad (5.22)$$

где M — масса системы; $\ddot{x}_c$, $\ddot{y}_c$ — проекция ускорения центра масс системы на оси координат; $\sum F_x^e$, $\sum F_y^e$ — суммы проекций всех внешних сил на те же оси.

Силы, появляющиеся при взрыве ВВ, являются внутренними, поэтому механическая система совершает движение под

действием только силы тяжести, направленной вертикально вниз. Сопротивлением воздуха можно пренебречь, так как, во-первых, модуль искомой скорости незначителен; во-вторых, в момент движения пород, отбиваемых от массива, прорвавшиеся из скважин и трещин поверхностей уступа продукты детонации раздвигают окружающий уступ воздух и тем самым как бы уравнивают силы его сопротивления.

Интегрируя уравнения (5.22), находим текущие проекции скорости центра системы v_{cx} и v_{cy} :

$$v_{cx} = v_{xp} \sin \beta; \quad v_{cy} = v_{xp} \cos \beta - gt. \quad (5.23)$$

Интегрируя (5.23) еще раз, получим уравнения движения центра уступа:

$$x_c = v_{xp} t \sin \beta + x_0, \quad y_c = v_{xp} t \cos \beta - \frac{gt^2}{2} + y_0. \quad (5.24)$$

Здесь время t отсчитывается от начала движения уступа.

Совместно решая уравнения (5.24), найдем выражение для определения скорости v_{xp} :

$$v_{xp} = \frac{x_{c_1} - x_{c_0}}{\sin \beta} \sqrt{\frac{g}{2[(x_{c_1} - x_{c_0}) \operatorname{ctg} \beta - (y_{c_1} - y_{c_0})]}}. \quad (5.25)$$

Угол бросания определяется по формуле (5.18). Для описанных условий экспериментов он на всех породах равен 50° . Следует заметить, что близкое значение угла бросания основной части уступа зафиксировано и на кинокадрах взрывов. Величины критических скоростей при однорядном взрывании v_{xp}^{Ia} , вычисленные по уравнению (5.25) с использованием результатов модельных опытов, в переводе на натуру приведены в табл. 18. Как видно из сопоставления, согласие между v_{xp}^I и v_{xp}^{Ia} вполне удовлетворительное. Некоторое расхождение на высоких уступах при взрывании легковзрываемых пород является следствием того, что материал модели имел большую плотность, чем массив.

Итоговые показатели натуральных экспериментов и модельных опытов подтверждают объективность результатов, полученных по уравнению (5.17) при минимально возможном расходе ВВ. Отсюда следует, что критерий разрушения массива горных пород — критическая скорость его разрушения для различных горно-технологических условий — может быть рассчитан по упомянутой зависимости при показателе энтропии, равном 1,5 и величине удельного расхода ВВ, равной наименьшему значению.

5.4. Затраты энергии взрыва на разрушение массива пород и перемещение раздробленной массы

После установления характеристик разрушения массива можно перейти к определению затрат энергии взрыва на дробление и перемещение разрушенной породы. При величине скорости центра масс, превышающей ее критическое значение, энергия взрыва ВВ расходуется как на дробление, так и на сообщение разрушенной массе кинетической энергии. А общая энергия движения дробленых продуктов будет представлять собой полезную часть работы взрыва [87]. Таким образом,

$$E_{\text{пол}} = E_{\text{др}} + E_{\text{пер}}, \quad (5.26)$$

где $E_{\text{пол}}$ — полезно используемая энергия взрыва; $E_{\text{др}}$ — энергия, затрачиваемая на дробление; $E_{\text{пер}}$ — энергия, затрачиваемая на «чистое» движение.

Полезно используемая энергия взрыва в первом приближении может быть вычислена по величине максимальной скорости центра масс отбиваемой части массива, которая определяется из уравнения (5.17) при $\gamma = 1,2$, т. е.

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{см}}^2. \quad (5.27)$$

Максимальная скорость состоит из суммы критической и некоторой «добавочной» скоростей, т. е.

$$v_{\text{см}} = v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}. \quad (5.28)$$

Предполагается, что эти скорости имеют одинаковые направления, а критическая скорость разрушения массива есть результирующая всех скоростей, возникающих в первой и в начале второй стадии взрыва. Кроме того, все рассматриваемые кинематические параметры являются суммарными характеристиками разрушения и движения пород.

С использованием соотношения (5.28) в наиболее общем случае для полезной работы взрыва ВВ можно написать

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 + M v_{\text{кр}} v_{\text{доб}} + \frac{1}{2} M v_{\text{доб}}^2. \quad (5.29)$$

В целях сокращения записи индекс «с» при v опущен.

Из уравнения (5.29) следует, что при $v_{\text{доб}} = 0$, что соответствует «чистому» разрушению, $E_{\text{пол}} = E_{\text{кр}}$.

Появление $v_{\text{доб}}$ несколько затрудняет расшифровку правой части уравнения (5.29). Однако это можно устранить, если

учесть, что второй член уравнения имеет отношение к обеим составляющим полезной работы взрыва. При незначительной величине $v_{\text{доб}}$ он содержит меньшую долю энергии перемещения, а при $v_{\text{кр}} = v_{\text{доб}}$, очевидно, в одинаковой мере представляет энергию дробления и энергию перемещения. Если бы массив был выброшен без разрушения ($v_{\text{кр}} = 0$), то имело бы место $E_{\text{пол}} = E_{\text{пер}}$. Рассмотренные предельные случаи показывают, что разбиение второго члена правой части уравнения (5.29) на две составляющие может быть произведено пропорционально модулям скоростей, характеризующих соответствующие формы полезной работы. Таким образом, на основе проведенного анализа

$$E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \frac{v_{\text{кр}} + 3v_{\text{доб}}}{v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}, \quad (5.30)$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M v_{\text{доб}}^2 \frac{3v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}{v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}}}. \quad (5.31)$$

Доказательством правомерности уравнений (5.30), (5.31) могут служить многочисленные данные промышленных взрывов [87]. С увеличением разности между общей и критической скоростями степень дробления улучшается с одновременным ростом работы по разбросу взорванной породы. Причем увеличение потенциальной энергии взрыва, следовательно общей скорости движения, приводит к хорошим результатам дробления до определенного предела. При превышении этого предела увеличивается часть энергии, затрачиваемая лишь на перемещение. Авторами [14, 22, 54, 71, 77] экспериментально установлено, что каждая среда характеризуется определенным пределом энергоемкости своего качественного разрушения, при достижении которого дальнейшего улучшения качества дробления уже не наблюдается, а происходит лишь выброс разрушенной среды на большое расстояние. Эти факты находят отражение в (5.30), (5.31).

В связи с тем что на практике отмечается существенное превышение значения $v_{\text{кр}}$, рассмотрим, как влияет изменение максимальной скорости центра масс отбиваемой части уступа на использование энергии взрыва. С этой целью уравнения (5.30), (5.31) преобразуем к виду

$$E_{\text{пол}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 (1 + \xi)^2, \quad E_{\text{др}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \frac{1 + 3\xi}{1 + \xi}, \quad (5.32)$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \xi^2 \frac{3 + \xi}{1 + \xi}.$$

Введено обозначение $v_{\text{доб}}/v_{\text{кр}} = \xi$.

При фиксированных условиях взрывания M и $v_{кр}$ — константы среды. Следовательно, затраты энергии всецело зависят от величины ξ . Значения безразмерной энергии ВВ, расходуемой на полезную работу, на дробление и перемещение, полученные путем деления выражений (5.32) на величину критической энергии разрушения, приведены в табл. 19. Относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы ВВ характеризуется числами

$$\bar{\eta}(\xi)_{др} = \frac{1+3\xi}{(1+\xi)^3}; \quad \bar{\eta}(\xi)_{пер} = \xi^2 \frac{3+\xi}{(1+\xi)^3}. \quad (5.33)$$

Графически безразмерные величины $\bar{E}(\xi)_{пол}$, $\bar{E}(\xi)_{др}$, $\bar{E}(\xi)_{пер}$ показаны на рис. 28, а. Из рисунка видно, что на одних и тех же породах при постоянстве прочих параметров взрывания увеличение наибольшей скорости движения центра

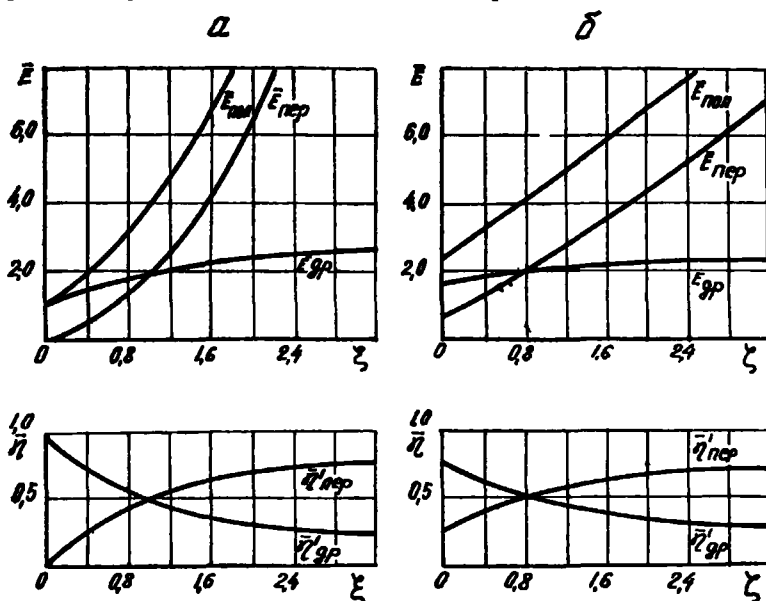


Рис. 28. Изменение использования безразмерной энергии ВВ на дробление и перемещение в зависимости от ξ (а) и ζ (б)

тяжести отбиваемого слоя приводит к росту как энергии дробления, так и энергии перемещения. Однако прирост затрат энергии на движение более интенсивный, чем на дробление. Равенство между полезными формами энергии достигается при $\xi=1$, т. е. при удвоенной величине критической скорости разрушения. При общей скорости движения, равной утроен-

Т а б л и ц а 19. Значения безразмерных характеристик разрушения и перемещения пород в зависимости от ξ и c

Виды энергии и ее использование	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,2
$\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$	1,00	1,44	1,96	2,56	3,24	4,84	5,76	6,76	7,84	9,00	10,23	11,57	12,96	14,40	17,60
$\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	1,33	1,57	1,76	1,89	2,09	2,17	2,23	2,29	2,34	2,38	2,41	2,45	2,48	2,53
$\bar{E}(\xi)_{\text{пер}}$	0,00	0,11	0,39	0,80	1,35	2,75	3,59	4,53	5,55	6,66	7,85	9,16	10,51	11,92	15,07
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{др}}$	1,00	0,94	0,80	0,68	0,59	0,43	0,36	0,33	0,28	0,26	0,23	0,21	0,91	0,17	0,14
$\bar{\eta}(\xi)_{\text{пер}}$	0,00	0,06	0,20	0,32	0,41	0,57	0,64	0,67	0,72	0,74	0,77	0,79	0,81	0,83	0,86
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пол}}$	2,25	2,70	3,15	3,60	4,05	4,95	5,40	5,85	6,30	6,75	7,20	7,65	8,10	8,55	9,45
$\bar{E}(\zeta)_{\text{др}}$	1,68	1,80	1,90	1,95	2,00	2,10	2,14	2,18	2,20	2,23	2,28	2,28	2,30	2,32	2,35
$\bar{E}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,57	0,90	1,25	1,65	2,00	2,85	3,26	3,67	4,10	4,52	4,92	5,37	5,80	6,23	7,10
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{др}}$	0,75	0,67	0,60	0,54	0,50	0,43	0,40	0,37	0,35	0,33	0,32	0,30	0,28	0,27	0,25
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{пер}}$	0,25	0,33	0,40	0,46	0,50	0,57	0,60	0,63	0,65	0,67	0,	0,70	0,72	0,73	0,75

ной критической ($\xi=2$), доля энергии, расходуемой на дробление, в 2,8 раза меньше таковой, идущей на перемещение. Относительное распределение энергий внутри полезной части работы (нижний график) показывает, что с увеличением числа ξ относительная энергия дробления асимптотически приближается к минимальному значению, а относительная энергия перемещения — к максимальному. Для улучшения качества дробления взрывааемых массивов пород увеличение скорости центра масс оправдано до $2 v_{кр}$ ($\xi=1$), так как дальнейший прирост энергии на разрушение будет незначительный.

Проанализируем теперь характер изменения затрат энергии от удельного расхода ВВ. Согласно уравнению (5.17), общая скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна корню квадратному из фактического удельного расхода ВВ:

$$v_{кр}(1+\xi) = C_1 \sqrt{q_{кр}(1+\xi)}, \quad (5.34)$$

где C_1 — некоторая постоянная для заданных конкретных условий, т. е. множитель при удельном расходе q в уравнении (5.17), равный $C_1 = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2l_{пр}} \sqrt{\frac{2}{\rho_0(2\gamma-1)}}$.

По аналогии с максимальной скоростью общий удельный расход ВВ выражен зависимостью

$$q = q_{кр} + q_{доб} = q_{кр}(1+\xi). \quad (5.34a)$$

Здесь $q_{кр}$ — критический расход ВВ, при котором взрывааемый массив обладает критической скоростью разрушения; $q_{доб}$ — добавочный расход, равный разности между общим и критическим удельными расходами ВВ; отношение $q_{доб}/q_{кр}$ обозначено через ξ .

Как показано выше, величина $q_{кр}$ постоянна для фиксированных условий взрывания и служит характеристикой разрушения массива горных пород. Она связана с $v_{кр}$ зависимостью

$$v_{кр} = C_2 \sqrt{q_{кр}}. \quad (5.35)$$

За счет изменения параметров расположения заряда и показателя изэнтропии постоянная C_2 отличается от C_1 на величину C_3 . При этом C_2 в среднем в 1,5 раза меньше C_1 , т. е. $C_1/C_2 = C_3 = 1,5$.

Из решения уравнений (5.34) и (5.35) вытекает следующая связь между величинами ξ и ζ :

$$1+\xi = C_3 \sqrt{1+\zeta} \quad \text{или} \quad \xi = C_3 \sqrt{1+\zeta} - 1. \quad (5.36)$$

Подставив значения $v_{кр}$ и ξ из (5.34) и (5.36) в соотношение (5.32), получим уравнения энергии, выраженные через критический удельный расход ВВ и ζ :

$$E_{пол} = C_4 C_3^2 q_{кр} (1 + \zeta); \quad E_{др} = C_4 q_{кр} \frac{3C_3 \sqrt{1 + \zeta} - 2}{C_3 \sqrt{1 + \zeta}}; \quad (5.37)$$

$$E_{пер} = C_4 q_{кр} \frac{C_3(1 + \zeta) \sqrt{1 + \zeta} - 3C_3 \sqrt{1 + \xi} + 2}{C_3 \sqrt{1 + \zeta}}.$$

Произведение $0,5 MC_2^2$ заменено постоянной C_4 .

Первое из уравнений (5.37) указывает на прямо пропорциональную зависимость полезной энергии взрыва от общего удельного расхода ВВ, что подтверждается практикой ведения взрывных работ. Для анализа двух других соотношений из (5.37) вычислены значения безразмерной общей энергии, энергии дробления и перемещения. Они получены путем деления зависимостей (5.37) на величину критической энергии разрушения, выраженную через минимальный удельный расход ВВ, т. е.

$$\begin{aligned} \bar{E}(\zeta)_{пол} &= C_3^2(1 + \zeta), \quad \bar{E}(\zeta)_{др} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}}, \\ \bar{E}(\zeta)_{пер} &= \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3(1 + \zeta)^{1/2}}. \end{aligned} \quad (5.38)$$

Значения безразмерных энергий при $C = 1,5$ и величин

$$\bar{\gamma}(\zeta)_{др} = \frac{3C_3(1 + \zeta)^{1/2} - 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}}, \quad \bar{\gamma}(\zeta)_{пер} = \frac{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2} - 3C_3(1 + \zeta)^{1/2} + 2}{C_3^3(1 + \zeta)^{3/2}}, \quad (5.39)$$

характеризующих относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы взрыва, приведены в табл. 19.

Уравнения (5.37) и данные табл. 19 показывают, что при отсутствии добавочного удельного расхода ВВ ($\zeta = 0$) энергия дробления равна своему нижнему предельному значению. Она в три раза больше энергии, идущей на перемещение. С увеличением общего удельного расхода ВВ, характеризуемого величиной ζ , растут значения энергии (см. рис. 28, б). Как видно из рис. 28, б, кривая роста энергии движения имеет явно выраженный крутой наклон к оси ζ . Так, при увеличении удельного расхода ВВ до трехкратного критического значения энергия взрыва, затрачиваемая на дробление, в два раза

меньше энергии, идущей на движение взорванной породы. Равенство между видами энергии обеспечивается при $\zeta=0,8$, т. е. удельном расходе, составляющем 1,8 значения критического. При превышении этого предела удельный вес затрат на перемещение все больше отклоняется от соответствующих затрат на дробление. С точки зрения рационального использования энергии взрыва увеличение удельного расхода ВВ целесообразно только до двукратной величины его критического значения.

На рис. 28, б показаны также графики изменения относительного КПД взрыва на дробление и перемещение, из которых видно, что с увеличением ζ уменьшается первый из них и увеличивается КПД взрыва на движение.

Для конкретного анализа рассмотрим результаты промышленных взрывов. С этой целью по уравнениям (5.32)—(5.38) с использованием данных табл. 18 были рассчитаны критическая энергия разрушения массива, затраты энергии ВВ на дробление и перемещение, а также коэффициенты полезного использования энергии взрыва.

Расчеты выполнялись для первого и последующих отбиваемых слоев раздельно. При определении энергетических характеристик разрушения для второго и последующих рядов при многорядном КЗВ исходили из следующих соображений. В главе 4 показано, что при порядном взрывании наличие раздробленного слоя породы, образованного взрывом зарядов предыдущего ряда, препятствует направленному перемещению отбиваемой массы в сторону ЛНС, вследствие чего происходит переориентация направления движения породы очередного ряда. Из анализа временных характеристик развития взрыва видно, что начальные условия движения отбиваемого слоя изменяются по завершении первой стадии взрыва. Это означает, что работа взрыва по основному дроблению отбиваемой части массива успевает завершиться полностью, а сопутствующее разрушение вследствие перемещения кусков пород будет продолжаться. Кроме того, при многорядном КЗВ имеет место некоторая потеря скорости движения центра последующих слоев за счет изменения ее модуля и направления в конце второй стадии.

Часть энергии, полученная за счет потерянной скорости, несомненно, будет использована на дополнительное дробление пород. В связи с изложенным расчет затрат энергии ВВ на дробление и перемещение пород при многорядном КЗВ можно вести по величине скорости, которую приобрел бы центр отбиваемого слоя при отсутствии раздробленной массы предыдущей взрывной заходки. Характеристики разрушения и движения рассчитываются по уравнению (5.17) соответственно при $\gamma=1,5$ и 1,2.

Результаты вычислений приведены в табл. 20. Если использование энергии взрыва на дробление улучшается с увеличением высоты уступа, то КПД взрыва на перемещение пород или остается без изменения, или даже уменьшается. Общий КПД взрыва растет с увеличением сопротивляемости пород разрушению. Этот показатель практически не зависит от способа взрывания. При многорядном КЗВ удельные затраты энергии на дробление 1 м³ породы в 1,5—1,7 раза больше, чем при однорядном взрывании. Небезынтересно заметить, что в таком же соотношении повышается удельный расход ВВ при сопоставляемых способах взрывания. Такое совпадение энергетических затрат подтверждает пригодность предлагаемой методики для определения полезно используемой части энергии взрыва при многорядном КЗВ. Кроме того, из этих данных вытекает, что основным фактором улучшения качества дробления при рассматриваемом методе взрывания является повышение удельного расхода ВВ.

Обращает на себя внимание и следующий факт: затраты энергии на дробление в легковзрываемых породах в 2—3 раза больше ее затрат на перемещение. На средне- и трудновзрываемых породах это соотношение уменьшается до единицы, так как в трудновзрываемых породах в целях достижения более качественного дробления часто увеличивают удельный расход ВВ. Однако в условиях рассмотренных типичных взрывов § и ζ не превышают предельных значений.

Экспериментами, проведенными в лабораторных условиях при взрывании образцов горных пород, установлено, что отношение энергии ВВ, затраченной на дробление, к потенциальной энергии ВВ остается постоянным [28]. Оно колеблется от 4,8 до 6,0%, а КПД взрыва на движение — от 1,85 до 2,95%. Как видно из сопоставления, изменение КПД взрыва лежит в упомянутых выше пределах.

Из анализа затрат энергии следует, что коэффициент полезного использования энергии взрыва не зависит от удельного расхода ВВ. Он полностью определяется свойствами взрывающей среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. На самом деле,

$$\eta_{\text{пол}} = \frac{C_4 q}{V U q} = f(C_4). \quad (5.40)$$

Здесь V — объем отбиваемой породы; U — удельная энергия взрыва ВВ.

Предельные значения КПД взрыва на дробление могут быть установлены исходя из рассмотрения уже полученных результатов. Так как разрушение массива под совокупным влиянием волновых процессов и газообразных продуктов дето-

Т а б л и ц а 20. Энергетические характеристики разрушения и перемещения раздробленной породы

$\bar{V}_{ст},$ м/с	ϵ	ζ	$E_{кн},$ МДж	$E_{пол},$ МДж	$E_{др},$ МДж	$E_{пер},$ МДж	$\eta_{пол}, \%$	$\eta_{др}, \%$	$\eta_{пер}, \%$
<i>Легковзрываемые породы</i>									
6,05	0,68	0,35	14,6	43,7	28,0	15,7	4,5	2,9	1,6
7,05	0,76	0,51	15,2	47,0	28,3	18,7	4,5	2,9	1,6
5,80	0,57	0,29	22,7	55,7	39,1	16,6	4,9	3,4	1,5
6,60	0,61	0,34	21,7	56,2	39,2	18,0	4,9	3,4	1,5
5,80	0,53	0,37	33,8	87,0	62,5	21,5	5,5	3,9	1,6
6,82	0,55	0,40	34,8	83,2	59,5	23,7	5,3	3,8	1,5
5,80	0,61	0,32	42,3	109	74,5	35,0	5,9	4,0	1,9
6,95	0,66	0,38	39,6	108	71,2	37,3	5,9	3,9	2,0
5,65	0,49	0,32	63,0	140	104	35,5	6,1	4,6	1,5
6,90	0,50	0,31	61,5	138	103	35,0	6,1	4,5	1,6
<i>Средневзрываемые породы</i>									
8,50	0,98	0,53	16,3	63,4	32,4	31,0	6,0	3,0	3,0
9,90	0,98	0,51	15,8	62,0	31,3	30,7	6,0	3,0	3,0
7,90	0,76	0,41	25,5	78,7	47,5	31,2	6,4	3,8	2,6
9,45	0,78	0,43	21,6	78,5	46,0	32,5	6,4	3,8	2,6
7,80	0,63	0,41	44,4	118	78,5	39,2	7,2	4,8	2,4
9,65	0,64	0,42	41,0	117	78,4	39,6	7,2	4,8	2,4
7,80	0,63	0,32	58,0	154	102	51,5	8,2	5,4	2,8
9,75	0,65	0,38	55,5	154	101	53,0	8,2	5,4	2,8
7,00	0,52	0,24	81,0	187	136	51,0	7,9	5,7	2,2
9,35	0,56	0,42	77,0	187	132	54,5	7,9	5,6	2,3
<i>Трудновзрываемые породы</i>									
10,8	1,04	0,55	16,8	70,0	31,1	35,9	7,0	3,4	3,6
14,0	1,03	0,53	16,3	69,5	33,0	36,5	6,9	3,3	3,6
9,9	0,98	0,30	22,1	87,0	41,0	43,0	7,6	3,8	3,8
13,6	1,12	0,51	18,6	81,0	38,3	45,7	7,4	3,4	4,0
9,5	0,80	0,38	38,3	123	72,3	51,2	7,8	4,6	3,2
13,3	0,90	0,53	34,3	123	63,8	56,7	7,8	4,3	3,5
9,2	0,71	0,35	53,5	155	98,0	57,0	8,1	5,1	3,0
12,9	0,79	0,51	48,7	155	91,5	64,5	8,1	4,8	3,3
9,2	0,68	0,37	83,5	234	151	83,0	9,5	6,1	3,4
13,0	0,71	0,41	79,5	234	145	89,0	9,5	5,9	3,6

Примечание. В числителе приведены данные для первого, а в знаменателе — для второго и последующих рядов.

нации в основном завершается за время образования максимального объема полости, то работу взрыва по осуществлению этого расширения в соответствии с [4, 68] можно принять за энергию дробления. Следует подчеркнуть, что эта энергия включает в себя часть энергии, идущей на переизмельчение породы вокруг полости, и тратится на дробление больших объемов только при наличии свободной поверхности, обеспечивающей массовое перемещение разрушенного массива в ее сторону. Поскольку работа по образованию полости до предельного объема

$$A_{др} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 P_c (\bar{r}_{пр}^2 - 1), \quad (5.41)$$

а потенциальная энергия взрыва ВВ

$$E_{пот} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 \rho_{ВВ} U, \quad (5.42)$$

то коэффициент полезного действия взрыва на дробление определяется соотношением

$$\eta_{др} = \frac{P_c (\bar{r}_{пр}^2 - 1)}{\rho_{ВВ} U}. \quad (5.43)$$

Как видно, КПД взрыва на дробление не зависит от удельного расхода ВВ. Что касается влияния плотности заряда на $\eta_{др}$, то оно носит более сложный характер, так как $\rho_{ВВ}$ входит и в состав предельного радиуса полости. Таким образом, подтверждается вывод, полученный на основе анализа выражения (5.40).

Наибольшее значение коэффициента полезного использования энергии взрыва в исследованных породах при применении аммонита № 6 ЖВ, вычисленное по формуле (5.43), колеблется от 9,7 (ороговикованный песчаник) до 12,3% (вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные, диорит-порфириды Акжала). Сопоставление их с данными табл. 20 показывает, что энергия дробления, рассчитанная по уравнению (5.41), не полностью переходит в полезную работу взрыва. Оставшаяся часть энергии тратится на переизмельчение породы вокруг заряда и является резервом для повышения КПД взрыва.

Итак, проведенный анализ подтверждает правомерность результатов, полученных по уравнениям (5.32) — (5.40).

6. ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ ПОРОД ИЗ РАЗЛИЧНЫХ ЧАСТЕЙ УСТУПА В РАЗВАЛЕ

Проблема уменьшения уровня потерь и разубоживания руды при разработке сложных месторождений (или участков) остро выдвигает задачу о четком разграничении контуров рудных прослоек и пустых пород в их раздробленном состоянии. Заблаговременное знание указанных границ позволяет применять рациональные методы выемки полезного ископаемого. Задача может быть решена успешно на основе установления закономерностей размещения пород (руд) из различных частей уступа в развале в зависимости от различного сочетания влияющих факторов. Изучение вопроса в производственных условиях ограничивается рядом трудностей технического и организационного характера и практически неосуществимо. Поэтому возникает необходимость в использовании метода моделирования рассматриваемых процессов в менее крепких породах, чему способствует принятая в главе 1 схематизация действия взрыва.

6.1. Моделирование формирования развала на вакуумном устройстве

Весьма удобным и наглядным при изучении закономерностей движения отдельных элементов уступа и формирования развала является способ моделирования на вакуумном устройстве ИФЗ им. О. Ю. Шмидта, который широко применяется при исследовании движения различных элементов объема при взрывах на выброс [68, 96].

При исследовании динамики движения массива метод в горной науке применен нами впервые [2]. В соответствии с характером решаемой задачи при этом достаточно ограничиться рассмотрением последних двух стадий развития взрыва. Тогда в качестве начальных параметров источника будут фигурировать предельный радиус цилиндрической полости $r_{пр}$

показатель адиабаты γ_1 , давление газа в полости P [или энергия продуктов взрыва на единицу длины заряда $E_0 = PV_0/(\gamma_1 - 1)$, где V_0 — объем единицы длины полости]. Раздробленную породу можно характеризовать плотностью ρ , коэффициентом внутреннего трения k_1 и величиной сцепления σ . К определяющим параметрам также следует отнести ускорение силы тяжести g и атмосферное давление над свободной поверхностью P_0 . За характерный геометрический размер уступа целесообразно принять величину наименьшего соприкосновения W_1 [2, 68].

Из перечисленных основных параметров на основании теории подобия и размерностей [98] можно составить независимые безразмерные комбинации:

$$\frac{E_0}{\rho g W_1^3}, \frac{E_0}{P_0 W_1^2}, \frac{E_0}{\sigma W_1^2}, \frac{W_1}{r_0}, k_1, \gamma_1, \quad (6.1)$$

величины которых для соблюдения условий подобия должны быть одинаковыми в модели и натуре. С этой целью при проведении исследований применено вакуумирование атмосферы, чтобы соответствующим образом уменьшить P_0 . Величина энергии E_0 устанавливается в соответствии с глубиной заложения W_1 . Высота модельного уступа в лабораторных опытах принята равной 0,1 м. Линейный масштаб моделирования при высоте уступа в натуре 10—20 м составит 100—200.

В соответствии с моделированием по методу эквивалентных материалов [52] масштаб моделирования связан с механическими характеристиками эквивалентного и натурального материала зависимостью

$$N = \frac{\rho_m \sigma_m}{\rho_n \sigma_n}, \quad (6.2)$$

где индексом «н» отмечены параметры в натуральных условиях; «м» — в модели.

Чтобы обеспечить соблюдение подобия по безразмерному параметру, содержащему величину σ , модель откоса изготовлялась из слабосвязанного материала. В частности, в качестве модельного грунта применялась смесь кварцевого песка с 0,15% глицерина. Испытания на приборе простого сдвига показали, что у модельного грунта такого состава величина сцепления $\sigma_m = 120$ Па и коэффициент внутреннего трения $k_1 = \tan \varphi = 0,84$ [68]. В результате достигается наиболее типичное для разрушенной породы значение внутреннего угла трения $\varphi = 40^\circ$. В пересчете на натуру по формуле (6.2) $\sigma_n = (2 \div 4) \cdot 10^4$ Па.

Таким образом, принятый метод моделирования позволяет проводить исследование процесса образования развала в таких условиях, при которых безразмерные параметры, определяющие этот процесс, совпадают с натурными. В соответствии с результатами [68] основной параметр для моделирования — величина безразмерной энергии — вычислялся по формуле

$$E^0 = \frac{E_{\pi}}{(\rho_{\pi} g W_{\pi} + P_{\text{он}}) W_{\pi}^2} = \frac{E_{\text{м}}}{(\rho_{\text{м}} g W_{\text{м}} + P_{\text{ом}}) W_{\text{м}}^2}. \quad (6.3)$$

Лабораторные эксперименты проводились в условиях вакуумной камеры цилиндрической формы длиной 0,5 м, диаметром 0,5 м с прозрачными торцовыми стенками из оргстекла. Схема установки приведена в [96]. Камера заполнялась модельным грунтом. В массиве модели размещался ряд цилиндров из тонкой эластичной резины со сжатым воздухом, имитировавших скважинные заряды. Цилиндрические объемы имели радиус $r_{\text{пр}}$, высоту l_1 , рабочее давление P и размещались в массиве модели с соблюдением в принятом масштабе остальных геометрических параметров расположения заряда. Затем модели придавалась форма уступа, подобная натуре. В целях обеспечения наглядности за движением слой песка у стенки окрашивался в разные цвета. Давление внутри камеры поддерживалось на требуемом уровне в соответствии с (6.3). После откачки воздуха из камеры цилиндрические оболочки разрушались от нагрева электрическим током нихромовой спирали, которая плотно соприкасалась с оболочкой. Освобождаемый таким образом объем воздуха выталкивал грунт в сторону свободных поверхностей, и на модели имитировалась вторая стадия взрыва. Дальнейший процесс образования развала аналогичен натурному.

Точность измерения геометрических размеров цилиндрических объемов, уступа и развала пород составляла 2—5%, а давления в рабочем объеме и камере — 1—2%.

Процесс взрыва регистрировался кинокамерой АКС-4 со скоростью съемки 100 кадров в секунду.

Для отработки некоторых деталей методики лабораторные исследования были начаты с моделирования конкретного промышленного взрыва, проведенного в легковзрываемых породах Коунрадского карьера. Высота уступа 20 м, линия сопротивления по подошве уступа 15 м (линия наименьшего сопротивления 12 м), расстояние между скважинами 11 м, масса заряда 640 кг, длина заряда 13 м, длина забойки 10 м. В качестве ВВ применялся граммонит 79/21. Ширина отброшенной части развала породы 30 м, скорость движения откоса уступа на линии наименьшего сопротивления через 0,4 с равнялась

10 м/с, средневзвешенный диаметр куска взорванной породы 0,2 м. После этого были промоделированы другие взрывы и проведены опыты с изменением глубин заложения и массы заряда.

Выбор в качестве моделируемой среды легковзрываемых пород объясняется тем, что при ведении взрывных работ с соблюдением рациональных параметров расположения заряда в них всегда достигается хорошее качество дробления. Следовательно, такие породы более строго будут отвечать требованиям принятого метода моделирования. Угол естественного откоса взорванной породы 40° , т. е. коэффициенты внутреннего трения песка и взорванной породы совпадают. Это позволяет считать, что такие среды в процессе образования развала будут вести себя практически одинаково.

Параметры модельных опытов и некоторых натуральных взрывов приведены в табл. 21. В ней также указаны величины максимальных скоростей и параметры развала. В модельных исследованиях каждый опыт повторялся два-три раза и в таблице приведены усредненные результаты.

Таблица 21. Результаты модельных и натуральных взрывов

W , м	W_1 , м	l_1 , м	l_2 , м	P , мм рт. ст.	E°	B , м	v_m , м/с	B°	v°_m	t_0	h°	W°	T , с
---------	-----------	-----------	-----------	---------------------	-----------	---------	----------------	-----------	-------------	-------	-----------	-----------	---------

Модельные опыты

0,075	0,064	0,052	0,055	142	0,66	0,087	0,31	1,68	0,31	0,62	1,93	1,24	0,25
0,083	0,072	0,065	0,055	150	0,54	0,100	0,40	1,94	0,35	0,57	2,14	1,40	0,26
0,075	0,062	0,063	0,050	150	0,84	0,145	0,45	2,68	0,46	0,95	3,70	1,15	0,26
0,075	0,062	0,062	0,050	155	0,82	0,159	0,54	2,80	0,55	0,96	4,32	1,12	0,27
0,075	0,062	0,062	0,050	182	1,07	0,220	0,75	3,90	0,76	1,10	5,07	1,09	0,27
0,080	0,071	0,061	0,060	240	0,96	0,250	1,10	3,80	1,04	1,30	9,40	1,08	0,27

Натурные взрывы

16,0	13,4	12,0	12,0	—	0,64	22	8,0	2,04	0,61	0,58	2,50	1,25	—
16,5	13,5	14,0	10,0	—	0,66	28	9,0	2,52	0,68	0,57	3,54	1,22	—
15,0	12,0	13,5	10,0	—	0,89	28	9,5	2,48	0,75	0,57	3,58	1,06	—
15,0	12,0	13,0	10,0	—	0,88	30	10,0	2,65	0,80	0,63	3,90	1,08	—
14,0	11,0	13,5	9,5	—	1,12	32	10,5	2,72	0,85	0,60	3,90	0,93	—
14,0	10,8	14,0	9,0	—	1,15	36	11,0	3,08	0,91	0,67	4,86	0,92	—
13,0	10,0	14,0	9,0	—	1,30	42	12,0	3,70	1,02	0,71	5,60	0,88	—

Процесс формирования развала показан на рис. 29, 30. На рис. 29 приведены кинокадры опытного взрыва при нормальных условиях. Обработка покадровой съемки движения различных частей взрывающегося уступа показала, что при низком

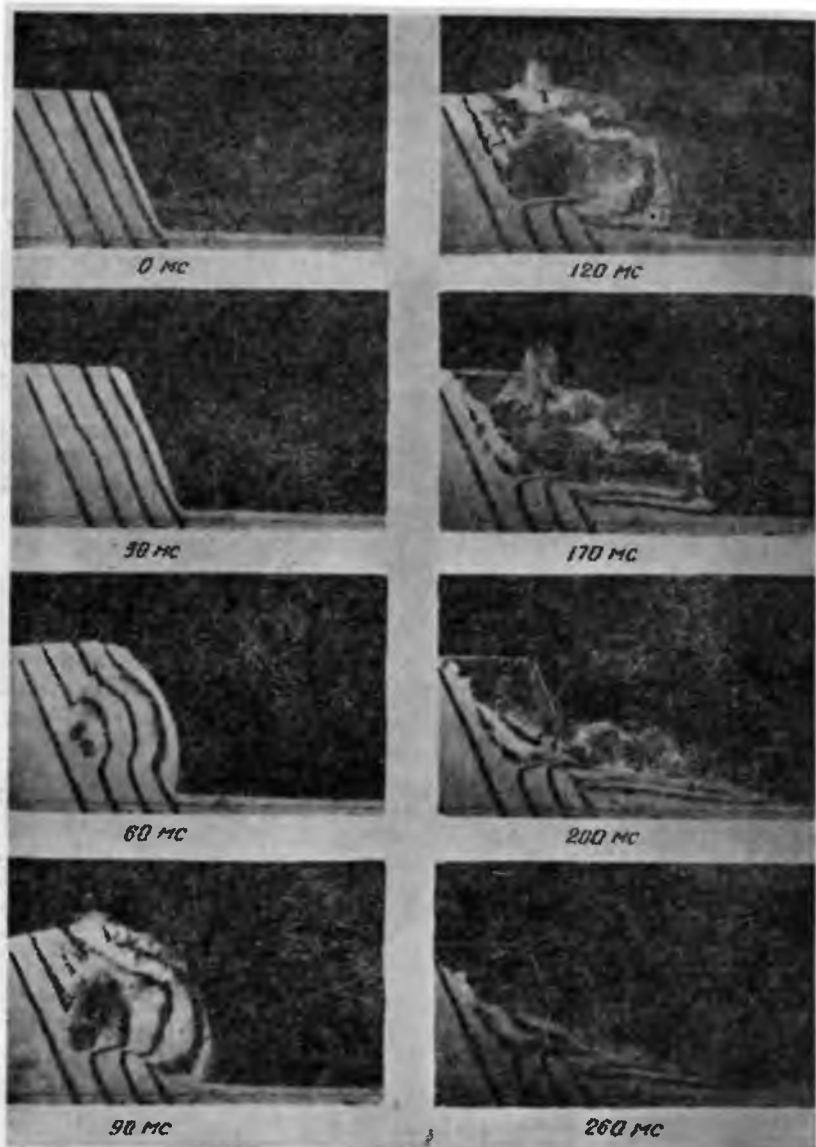


Рис. 29. Кинокадры образования развала на вакуумном устройстве

расположении источника взрыва, как и в условиях натуральных взрывов, движение уступа начинается с нижней части. При зарядах, длина которых превышает длину забойки (незаряженной части скважины), движение начинается со средней,

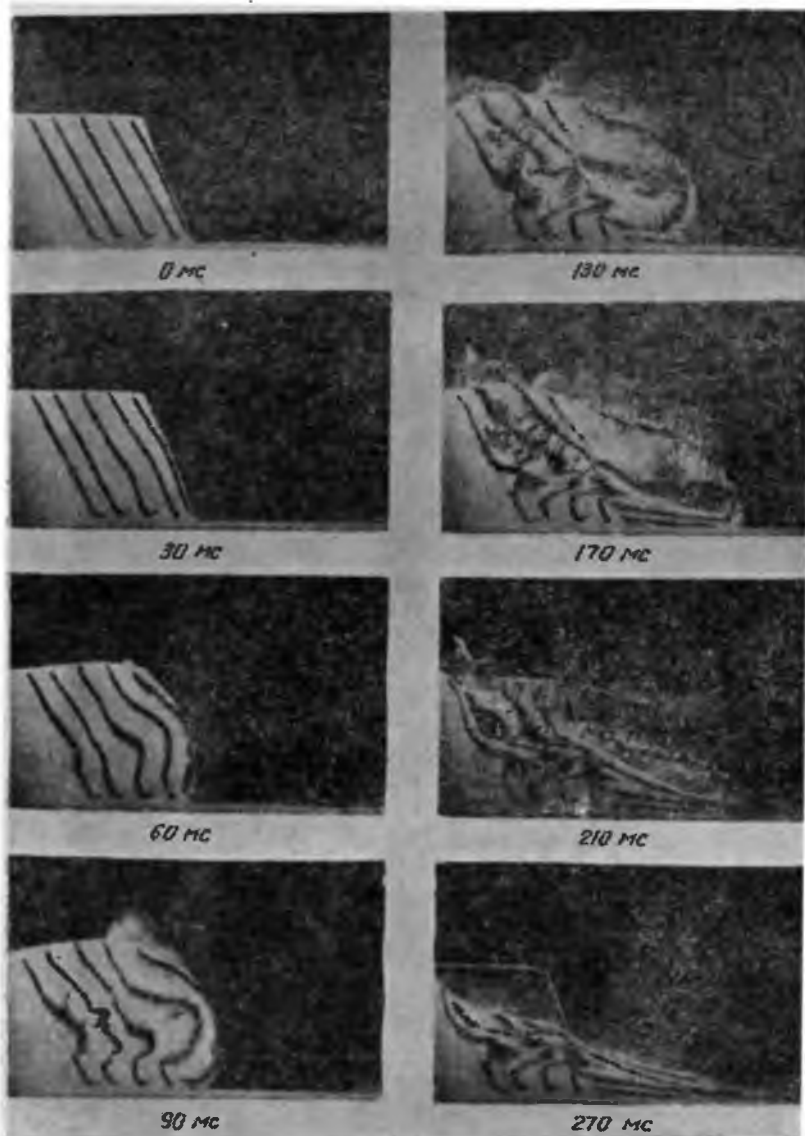


Рис. 30. Формирование развала при двухрядном расположении скважин

а иногда с верхней части уступа. В случае, когда энергия источника сравнительно слаба, откос уступа в направлении ЛНС достигает максимального значения скорости через 0,03—0,04 с от начала движения. В течение этого промежутка времени

разуплотнение грунта происходит равномерно по всему поперечному разрезу. В конце второй стадии вспученная порода просто обрушается и скатывается по откосу, образованному породой из нижней части уступа. При этом чем больше скорость откоса на ЛНС, тем больше ширина отброшенной части развала пород (табл. 21).

Увеличение энергии взрыва при сохранении ЛНС приводит к тому, что максимальные скорости контура уступа достигаются в более поздние моменты времени (0,06—0,09 с) и их величина значительно больше, чем в предыдущем случае. В результате этого грунт в разрезе занимает большую площадь и дольше находится во взвешенном состоянии. Следует также отметить, что движение грунта во всех опытах начинается с внутреннего слоя.

Максимальные скорости элементов уступа и время их достижения приведены в табл. 22.

Т а б л и ц а 22. Максимальные скорости отдельных элементов уступа и время их достижения

Откос уступа		Верхняя площадка		Внутренний слой	
v_m , м/с	t_m , с	v_m , м/с	t_m , с	v_m , м/с	t_m , с
0,31	0,04	0,47	0,04	0,31	0,03
0,40	0,04	0,50	0,05	0,34	0,03
0,44	0,06	0,40	0,04	0,28	0,03
0,54	0,06	0,60	0,06	0,34	0,04
0,75	0,07	0,60	0,04	0,60	0,05
1,10	0,09	0,78	0,03	0,78	0,07

Здесь и далее рассматривался внутренний окрашенный слой, размещенный в массиве параллельно откосу уступа на расстоянии $(3,0—3,5) \cdot 10^{-2}$ м от него. Данные табл. 22 показывают, что наибольшего значения скорости раньше других достигает внутренний слой. Скорости слоя и контура уступа в начальный период движения практически одинаковы. Этот факт представляется интересным и свидетельствует о том, что в начале второй стадии взрыва массив уступа движется отдельными укрупненными участками по определенным направлениям. Однако из-за различия условий движения скорость внутреннего слоя в дальнейшем становится меньше скорости откоса.

Сопоставление процессов развития модельных и натурных взрывов показывает, что в начале движения контур купола

модельных опытов отстает от контура купола натуральных экспериментов, а в конце этой стадии имеет место обратная картина. Конечная форма развала в опытах и натуре довольно идентична. Различие в профилях объясняется влиянием коэффициента разрыхления породы, который на уступе равняется 1,4—1,5, а в модели — 1,2.

Кинокадры, полученные в натуральных условиях, не дают полной информации о скорости, приобретаемой породой за счет волны сжатия. Однако на них хорошо прослеживается движение контура уступа через 0,05—0,10 с. Скорости, замеренные через 0,4—0,6 с от начала движения, очевидно, близки к максимальным. Характерно, что увеличение скоростей в этот период времени незначительное. В модельных опытах приращение скоростей существенное, и они достигают максимальных значений в более поздние сроки (0,8—1,1 с). Из сопоставления следует, что время существования второй стадии в модельных опытах заметно затягивается. В результате при сравнительно меньших значениях начальных скоростей развал грунта по форме и размерам в пересчете совпадает с натурным. Интересно отметить, что общее время образования развала в обоих случаях практически одинаково: в натуре — примерно 4 с, в модели — 3,6—3,9 с (в пересчете на натуру).

Таким образом, весь процесс образования развала взорванной породы обуславливается энергией газообразных продуктов взрыва, ее кинематическим отображением — вектором максимальной скорости отбиваемой части уступа. Геометрические параметры расположения заряда в массиве предопределяют начальные условия движения среды. Например, при двухрядном взрывании скорость центра масс второго отбиваемого слоя вследствие влияния породы первого ряда изменяет свое направление. Это приводит к выбросу указанного слоя с большим углом бросания к горизонту. Процесс формирования развала при двухрядном взрывании, показанный на рис. 30, наглядно иллюстрирует это положение.

В целом сравнение результатов модельных опытов и натуральных взрывов по кинематическим параметрам движения и конечной картине развала пород показывает, что метод моделирования на вакуумном устройстве может быть успешно применен для изучения процесса формирования развала пород при взрывании реальных массивов. Эти исследования также подтвердили, что действенным и эффективным средством при установлении закономерностей размещения пород из различных частей уступа в развале является моделирование изучаемого процесса в средах уменьшенной прочности. В конечном счете методы моделирования способствуют прогнозированию структуры развала при различных условиях взрывания.

6.2. Моделирование образования развала в полигонных условиях

Метод моделирования образования развала пород на метровом уступе, разработанный нами, основан на современных представлениях о действии взрыва в горных породах и описанной схематизации процесса. При этом в соответствии с характером решаемой задачи первая стадия развития взрыва исключается из рассмотрения. Это означает, что опыты могут быть проведены в менее прочных породах при условии соблюдения подобия кинематических характеристик движения, кусковатости пород и в конечном счете формы развала при различных масштабах взрыва. Модельные взрывы проводились в мягких суглинках и пестроцветных глинах с коэффициентом крепости по шкале М. М. Протодяконова 1,2—2,0 плотностью 1,9—2,0 кг/м³. Выбор в качестве модели таких естественных сред объясняется тем, что при взрывании модельных уступов соблюдаются указанные требования. Кроме того, обеспечиваются проходка шпуров любого диаметра и быстрая разборка взорванной породы, вследствие чего резко снижается трудоемкость экспериментов, сокращаются сроки их проведения и достигается относительно высокая точность измерений. Далее при принятом линейном масштабе модели путем подбора диаметра заряда при соблюдении подобия других геометрических параметров расположения его в массиве добивались идентичности формы развала в натуре и модели.

С целью отработки отдельных деталей методики в первой серии опытов моделировались конкретные взрывы, проведенные в средневзрываемых породах. Взрывы проводились при однорядном и многорядном расположении скважин на уступе. Параметры взрывов следующие: высота уступа — 15 м; линия сопротивления по подошве уступа — 12 м; расстояние между скважинами — 7,5 м; расстояние между рядами скважин — 7,5 м; длина заряда в скважинах первого ряда — 8,5 м; второго и последних рядов — 9,5 м; тип ВВ — аммонит № 6 ЖВ; масса заряда в скважинах первого ряда — 360 кг; второго и следующих рядов — 400 кг; ширина отброшенной части — 20 м; количество рядов — 1—4.

При соблюдении в принятом линейном масштабе (1 : 15) геометрических размеров расположения зарядов условию подобия на метровом уступе соответствовали взрывы зарядов диаметром $(2,1\text{--}2,2) \cdot 10^{-2}$ м, массой 150—170 г. Конструкция и способ взрывания зарядов сохранялись одинаковыми. Замедление осуществлялось с помощью петель ДШ и КЗДШ-58, интервал замедления выбирался, исходя из масштаба времени $N_t = \sqrt{N}_0$. В дальнейшем были промоделированы и другие

взрывы. Опыты проводились также с изменениями параметров расположения зарядов и схем взрывания.

Для определения мест расположения отдельных включений руды в развале реперы закреплялись в откосе и на верхней площадке уступа. Внутренние реперы — деревянные цилиндры диаметром $2 \cdot 10^{-2}$ м, длиной $2 \cdot 10^{-2}$ м закладывались также в дополнительные шпур, пробуренные в массиве на фиксированных расстояниях от основных. Места расположения цилиндров находились с помощью забойника с делениями путем измерения глубин их заложения. В один шпур закладывалось по 12—16 реперов. Число взрывов в каждой серии составляло 3—4. После взрыва разрыхленная порода осторожно разбира-

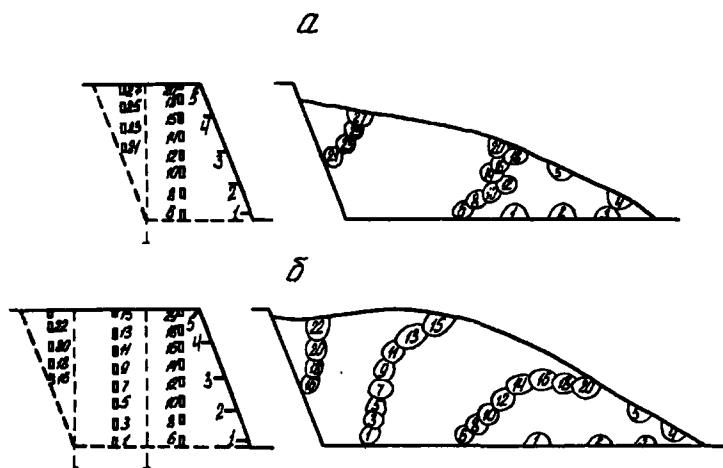


Рис. 31. Расположение реперов в массиве до и после взрыва при однорядном взрывании (а) и при двухрядном КЗВ (б)

лась и определялись положения пронумерованных цилиндров в развале. Схемы расположения реперов до и после взрыва при одной серии однорядных взрывов приведены на рис. 31, а. Всего при однорядном расположении скважин было проведено пять серий опытов. Обработка данных показывает, что области расположения точек в развале в каждой серии были вполне устойчивыми; наблюдалась определенная закономерность в расположении реперов в развале; разброс точек от среднего статического значения лежит в пределах допустимой точности. Расстояние между крайними положениями одноименных точек в разных опытах в пересчете на натуру не превышало 2 м.

Для обобщения полученных данных отбиваемый слой условно разбит на 16 равных частей плоскостями, проведенными параллельно откосу уступа и горизонту. Как видно из

рис. 32, а, нижний слой (1, 5, 9, 13), уменьшаясь по высоте, в развале вытягивается в сторону откоса уступа. Второй горизонтальный слой (2, 6, 10, 14), располагаясь несколько ниже уровня колонки заряда, заметно растягивается в направлении свободной поверхности за счет частей 2, 6 и в развале ложится на первый слой. Часть 2 находится в нижней части развала. Часть 14 получает слабое перемещение. Третий слой (3, 7,

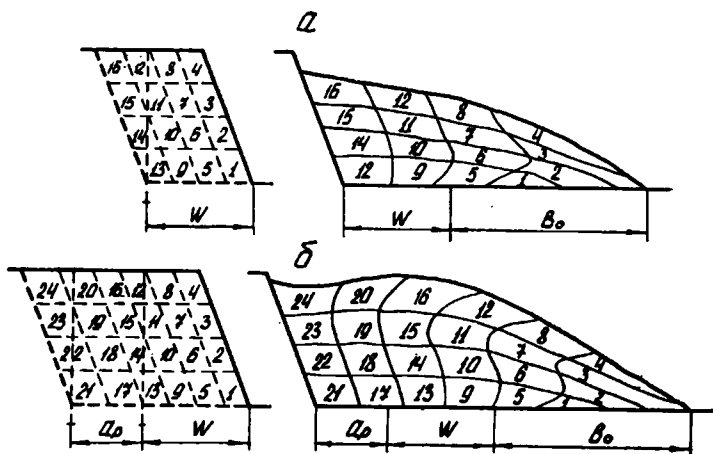


Рис. 32. Схема размещения частей уступа в развале при однорядном взрывании (а) и при двухрядном КЗВ (б)

11, 15) за счет частей 3 и 7 сильно вытягивается. Последние размещаются в отброшенной части развала. Порода из области (4, 8, 12, 16) покрывает развал слоем переменной толщины. Части 4 и 8 при этом получают существенные перемещения. Основное перемешивание пород происходит за счет первого наклонного (1—4) и верхнего горизонтального слоев. В третьем и четвертом наклонных слоях практически сохраняется естественное взаиморасположение элементов в массиве.

Для выявления закономерностей размещения пород из различных частей уступа в развале при двухрядном КЗВ было проведено три серии опытов. Расположение реперов показано на рис. 31, б, а размещение частей массива после взрыва — на рис. 32, б. Эти схемы показывают, что в относительном расположении горизонтальных слоев по сравнению с однорядным взрыванием особых изменений не происходит. В то же время два верхних слоя заметно уплотняются и «утолщаются». Что касается наклонных слоев пород, то здесь изменения существенные. Прежде всего все линии, разграничивающие указанные

слои в верхней половине развала, получают обратный наклон к горизонту (см. рис. 32, а, б). Части 3, 4 при этом значительно уменьшаются по длине (за счет уплотнения), а 8 получает дополнительное смещение в сторону движения. Элементы 12, 16 за счет действия зарядов второго ряда перемещаются вправо и одновременно поднимаются по высоте. Порода из района второй взрывной заходки получает заметное перемещение в сторону первой, причем наибольшей деформации подвергается верхняя половина уступа. Эта масса совместно с породой из первой заходки (12, 16) заполняет выемку, образовавшуюся под действием зарядов скважин первого ряда. В результате развал взорванной породы при взрыве двух рядов скважин получается по высоте больше, чем при однорядном взрывании. Однако ширина отброшенной части развала в обоих случаях одинакова.

Вид модельного уступа при трехрядном КЗВ до и после взрыва приведен на рис. 33. Анализ данных трех серий опытов показывает, что порода из района третьего ряда несколько выталкивает породу второго отбиваемого слоя вверх и в сторону движения. Все это приводит к еще большему приращению высоты развала. Вместе с тем порода из этого ряда подвергается меньшему перемещению, чем в предыдущем случае, и оно осуществляется за счет верхней половины уступа. Взрыв зарядов третьего ряда не оказывает влияния на распределение пород в отброшенной части развала. Размещение элементов уступа 1—16 в развале такое же, как при двухрядном КЗВ.

При четырехрядном расположении скважин было проведено 12 модельных взрывов. Схема размещения частей массива в развале при взрывании на свободную поверхность показана на рис. 34, а. Из рисунка видно, что при многорядном КЗВ взрыв зарядов четвертого ряда не влияет на распределение элементов 1—24; их взаимное размещение в развале остается таким же, как при трехрядном взрывании. Перемещение породы из четвертого отбиваемого слоя меньше, чем в предыдущем случае. Основное движение здесь совершается за счет верхнего горизонтального слоя (36, 40), лежащего над колонкой заряда ВВ. Под действием взрыва зарядов этого ряда происходит некоторое смещение вправо и вверх элементов 27, 31, 28, 32 третьей взрывной заходки. Размещение различных частей массива в развале упорядоченное.

Дальнейшее увеличение числа рядов скважин не оказывает влияния на процесс формирования развала: его можно получить путем простого присоединения разрыхленного слоя пород действием зарядов очередного ряда. Естественно, при этом будет иметь место некоторое вытеснение горной массы из предыдущей взрывной заходки.

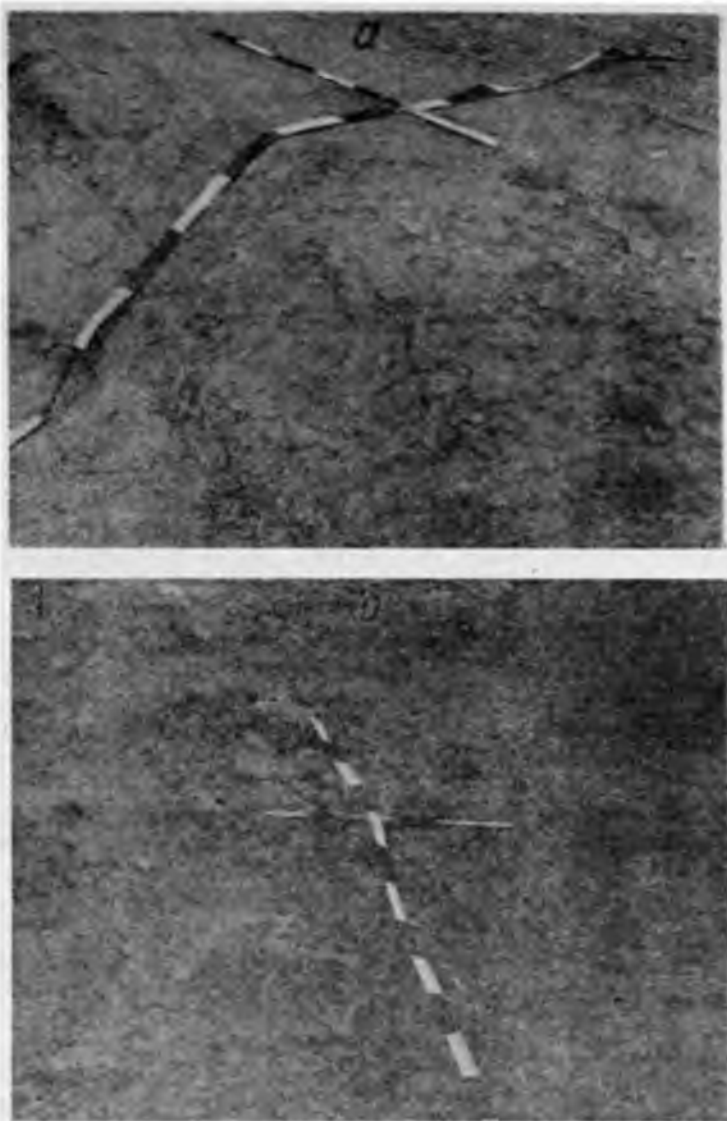


Рис. 33. Модельный уступ с расположением скважин в три ряда до (а) и после (б) взрыва

Наличие раздробленного слоя, образованного взрывом скважин предыдущей серии, способствует изменению начальных условий движения, вследствие чего происходит переориентация направления движения. Подпорная стенка из неубранной

горной массы играет роль разрыхленной, легко поддающейся уплотнению неподвижной преграды. Она препятствует свободному перемещению породы в сторону откоса уступа, в результате ширина развала получается несколько иной, чем при подобранном забое. Форма развала в этом случае зависит от размеров подпорной стенки. Анализ данных промышленных взрывов показывает, что при ширине подпорной стенки, превышающей две величины ЛСПП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала практически отсутствует.

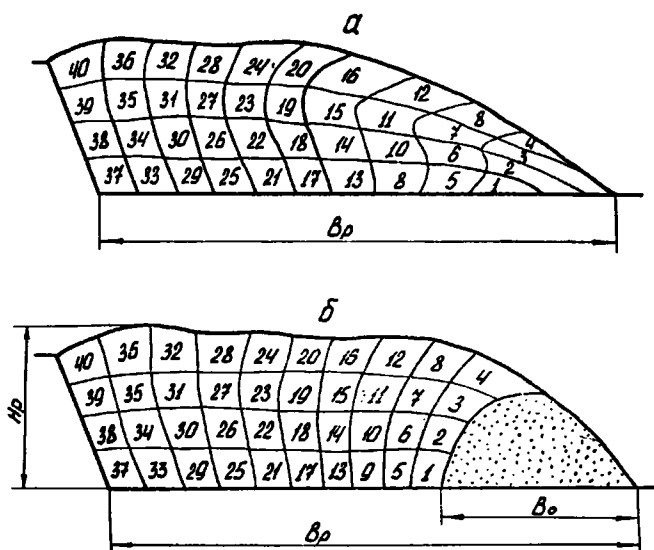


Рис. 34. Схема размещения частей уступа в развале при многорядном КЗВ на свободную поверхность (а) и с подпорной стенкой (б)

Схема размещения пород из различных частей уступа в развале при четырехрядном КЗВ с подпорной стенкой приведена на рис. 34, б. Сопоставление рис. 34, а, б показывает, что при взрывании с подпорной стенкой первый наклонный слой (1—4) размещается в развале так же, как элементы 12, 11, 14, 13 при взрывании на свободную поверхность. Последующие слои примыкают к указанному со все больше возрастающим наклоном линий, разграничивающих их в массиве. Таким образом, наличие подпорной стенки шириной, равной ЛСПП, создает для первого слоя начальные условия движения, эквивалентные слою 13—16 при взрывании на свободную поверхность. Наклон линии между подпорной стенкой и слоем 1—4 более плавный и меньше, чем наклон линии между слоями 9—12 и

13—16. Перемешивание пород в развале происходит лишь за счет движения элементов верхнего горизонтального слоя массива.

Таким образом, исследования, проведенные в полигонных условиях на метровом уступе и на модели, показали, что при многорядном КЗВ перемещение пород из различных частей уступа убывает как по ширине развала от откоса к границе взрываемого блока, так и по высоте от верхней площадки к подошве уступа. Причем наибольшее перемещение горной массы наблюдается в отброшенной части развала. По степени перемешиваемости пород на втором месте находится верхний горизонтальный слой отбываемой части массива. В зоне непосредственного действия зарядов ВВ перемешивание дробленых продуктов при многорядном КЗВ наименьшее.

Положения отдельных элементов массива в развале определяются вектором скорости центра масс отбываемого слоя уступа, который, в свою очередь, обуславливается природными свойствами среды, детонационными и энергетическими характеристиками ВВ, параметрами расположения заряда в массиве и условиями взрывания. Размещение отдельных элементов уступа в развале при выбранном способе взрывания подчиняется определенной закономерности.

Для прогнозирования одного из наиболее важных технологических параметров раздробленной горной массы — границ между отдельными включениями руд и пустых пород после взрыва — достаточно знать геометрические размеры (конфигурацию, ширину и высоту) развала. Так как по этим данным нетрудно построить профиль развала, согласно установленным закономерностям размещения отдельных элементов уступа в развале, полученный профиль при заданном способе взрывания следует разбивать на соответствующие части. Далее путем нанесения указанных границ в определенном масштабе на разрез уступа до и после взрыва можно указать места расположения различных включений руды (породы) в развале.

6.3. Аналитическое определение геометрических размеров развала

Результаты проведенных исследований на модели и на метровом уступе в полигонных условиях, а также промышленных взрывов показывают, что форма и размеры развала пород предопределяются основной кинематической характеристикой движения массива — максимальной скоростью центра масс отбываемой части уступа. В главе 5.2 теоретически доказано, что при размещении вертикальных скважинных зарядов в уступах с наклонным откосом основную долю этой скорости состав-

ляет скорость насыщенного энергией ВВ второго участка, т. е. эпицентральной части уступа. Максимальная скорость эпицентрального участка в начале второй стадии взрыва совпадает со скоростью переднего контура, в частности элемента откоса уступа, расположенного на ЛНС. При изучении процесса перемещения взорванной породы с помощью скоростных киносъемок обычно фиксируется траектория движения этой точки. По данным [16, 57, 85], скорости элемента откоса, расположенного вблизи ЛНС, в зависимости от конкретных условий взрывания составляют 5—15 м/с. Упомянутая скорость с достаточной точностью может быть вычислена по уравнению (5.15), поэтому ее можно считать известной.

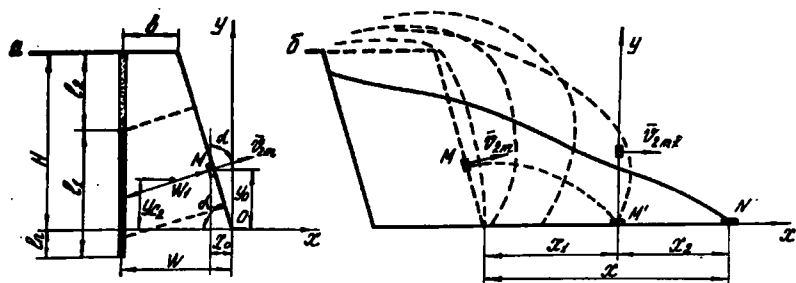


Рис. 35. Схема к определению ширины отброшенной части развала пород

Определим теперь по заданной скорости характерного элемента M откоса уступа ширину отброшенной части развала пород. Практика ведения взрывных работ, кинограммы разрушения массивов и результаты проведенных модельных опытов на вакуумном устройстве показывают, что в наиболее общем случае движение уступа всегда начинается с элемента, расположенного на пересечении ЛНС с линией откоса. Ведение наблюдений за движением этой точки более доступно, чем нельзя сказать о центрах масс характерных участков уступа. В связи с этим аналитическое решение задачи о ширине и форме развала целесообразно начать с изучения перемещения упомянутого участка. Для этого прежде всего вычислим координаты элемента M относительно нижней бровки уступа (рис. 35):

$$y_0 = W_1 \cos \alpha + (l_1/2 - l_n);$$

$$x_0 = -y_0 \operatorname{ctg} \alpha, \quad (6.6)$$

в свою очередь,

$$W_1 = (H + l_n - l_1/2) \cos \alpha + b \sin \alpha, \quad (6.7)$$

где W_1 — ЛНС; H — высота уступа; l_n — длина перебура; l_1 —

длина заряда; α — угол откоса уступа; b — расстояние от оси скважины до верхней бровки уступа.

При рассредоточенных зарядах ЛНС проводится из центра масс системы зарядов, ордината которого относительно дна скважины определяется по формуле

$$y_c = \frac{\sum y_k Q_k}{\sum Q_k}. \quad (6.8)$$

Здесь y_k — ордината центра массы каждого заряда; Q_k — масса каждого заряда. В этом случае в формулах (6.6) и (6.7) вместо $l_1/2$ подставляется y_c .

Пусть элементу M массы m действием энергии взрыва ВВ сообщается скорость $\bar{v}_{2m}$. Вектор этой скорости перпендикулярен откосу уступа. Элемент M и весь внешний контур уступа совершает движение в безвоздушном пространстве. Это объясняется тем, что в момент начала перемещения пород прорвавшиеся из скважин и трещин поверхностей уступа продукты взрыва раздвигают окружающий уступ воздух и тем самым как бы уравнивают силы его сопротивления. При отсутствии сил сопротивления решение дифференциальных уравнений, составленных для элемента M откоса уступа, приводит к следующим выражениям для текущих проекций скорости v_x и v_y :

$$v_x = v_{2m} \sin \alpha; \quad v_y = v_{2m} \cos \alpha - gt \quad (6.9)$$

и ее текущих координат x_1 и y_1 :

$$x_1 = v_{2m} t \sin \alpha - x_0; \quad y_1 = v_{2m} t \cos \alpha - \frac{gt^2}{2} + y_0. \quad (6.10)$$

Здесь α — угол между вектором скорости и вертикалью, равный углу откоса (см. рис. 35, б). Время t отсчитывается от начала движения рассматриваемого элемента. Полагая $y_1 = 0$, $t = \tau_1$, получаем выражение для определения продолжительности полета элемента M :

$$\tau_1 = \frac{1}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0}). \quad (6.11)$$

Взяв положительный корень уравнения, так как отрицательный не имеет смысла.

Подставив значение τ_1 в первую формулу (6.10), получим искомую зависимость для дальности полета элемента M как функцию v_{2m} :

$$x_1 = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0}) - x_0. \quad (6.12)$$

Анализ данных скоростных киносъемок промышленных и модельных взрывов показывает, что падением элемента M на горизонт процесс образования развала не заканчивается. Так, при низком расположении зарядов в скважинах элемент M под действием энергии взрыва выбрасывается на конечную горизонтальную дальность. В это же время породы верхней части, несколько вспучиваясь, достигают наибольших размеров, после чего, не имея подпора снизу, обрушаются, скатываются по развалу, образованному объемом из нижней части уступа. Далее куски различных размеров выталкивают друг друга до тех пор, пока не примут положения равновесия в развале. При этом чем больше начальная скорость элемента и высота уступа, тем больше места занимает на горизонте (по ширине) взорванная порода.

При правильном расположении зарядов в скважинах (и при $l_1 \gg l_2$) вследствие влияния соседних частиц элемент M достигает предельного горизонтального положения несколько позже. К этому моменту значительная часть находящейся во взвешенном состоянии раздробленной породы начинает оседать, а некоторая ее часть продолжает движение. Скорость переднего контура в этом движении по модулю равна начальной скорости откоса уступа [63]. Затем доля оседающей части все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале. Динамика этого процесса очень сложна, так как она зависит от свойств пород, относительных скоростей движущихся слоев, а также от их размеров. Очевидно, что чем больше длина заряда и начальная скорость движения второго участка, тем дальше от нижней бровки уступа находится нижняя кромка развала пород.

Исходя из описанной качественной картины процесса формирования развала, можно перейти теперь к его количественной оценке, т. е. к определению дальности перемещения центра тяжести системы кусков N' , расположенных на нижней кромке развала.

На основании проведенных исследований и данных промышленных взрывов в качестве исходных предпосылок приняты следующие допущения:

— под действием энергии взрыва и силы тяжести элемент M через время τ_1 занимает свое предельное положение M' (см. рис. 35);

— в этот момент центр тяжести системы кусков N находится над точкой M' на высоте $1,5 y_c$, (y_c — ордината центра эпицентральной части уступа) и имеет скорость, равную по модулю и направлению горизонтальной составляющей начальной скорости движения элемента M ;

— центр тяжести системы кусков N движется в безвоздушном пространстве и на его движение, как и в случае полета M , не оказывают влияния другие куски раздробленной породы;

— при своем движении под действием силы тяжести N упадет на нижнюю кромку развала и займет положение N' .

Для определения текущих координат x_2 и y_2 центра тяжести системы кусков N совместим начало новой системы осей x' и y' с точкой M' . Напишем дифференциальные уравнения движения, решение которых приводит к выражениям:

$$x_2 = v_{2m} t \sin \alpha; \quad y_2 = -gt^2/2 + 1,5y_{c.} \quad (6.13)$$

Здесь время t отсчитывается от момента падения M на горизонт. По аналогии с (6.12) горизонтальная дальность полета центра тяжести системы кусков N устанавливается по формуле

$$x_2 = \frac{v_{2m}}{g} \sin \alpha \sqrt{3gy_{c.}} \quad (6.14)$$

Дальность перемещения N' от нижней бровки уступа — ширина отброшенной части развала взорванной породы — вычисляется как сумма x_1 и x_2 , т. е.

$$B_0 = \frac{v_{2m} \sin \alpha}{g} (v_{2m} \cos \alpha + \sqrt{v_{2m}^2 \cos^2 \alpha + 2gy_0} + \sqrt{3gy_{c.}}) - x_0. \quad (6.15)$$

Таким образом, получено выражение для определения основного геометрического размера развала взорванной горной массы — ширины отброшенной его части. Она, как это происходит в реальном процессе развалообразования, поставлена в зависимость от начальных условий движения второго участка и элемента уступа на ЛНС.

Совместный анализ уравнений (5.15), (6.15) показывает, что в последнем выражении учитывается комплексное влияние всех основных параметров расположения заряда в массиве, свойств среды, применяемого ВВ и т. д. Например, сгущение сетки скважин обычно приводит к увеличению удельного расхода ВВ. Вследствие этого увеличивается скорость второго участка, следовательно, ширина развала пород. Поднятие колонки заряда в скважине также способствует достижению большей ширины развала. При прочих равных условиях плотные породы энергией взрыва отбрасываются на меньшее расстояние, чем менее плотные породы.

Для проверки правомерности этих выводов сравним результаты вычислений по уравнению (6.15) с фактическими значениями ширины отброшенной части развала [2, 57, 63, 84].

Исходные данные взрывов и максимальные величины скоростей основного участка отбиваемого слоя массива приведены в табл. 17 (гл. 5.2).

Как видно из табл. 23, отклонение расчетных результатов от фактических у различных авторов незначительное. Хотя истинный процесс образования развала по части перемещения отдельных кусков отличается от предполагаемого, принятые допущения привели к хорошим результатам. Это доказывает обоснованность разработанной методики определения отброшенной части развала.

Таблица 23. Ширина отброшенной части развала

№ опыта	x_0 , м	y_0 , м	y_c , м	Ширина развала, м	
				расчетная	фактическая
1	0,00	16,00	16,00	30,0	31,0
2	-2,00	5,10	3,50	29,2	28,0
3	-4,80	10,20	7,50	53,0	55,0
4	-3,25	5,40	2,50	27,5	25,0
5	-2,90	5,00	1,50	12,5	13,0
10	-3,35	8,00	5,25	30,3	32,0
11	-3,10	8,45	5,50	33,2	36,0

Сопоставление расчетных величин ширины отброшенной части развала с фактическими данными промышленных взрывов, проведенных на карьерах Казахстана, приведено в приложении 3. Сравнение показывает, что отклонение расчета от данных практики не превышает 10%. Такое близкое совпадение подтверждает правомерность предпосылок, положенных в основу для вывода уравнения (6.15), и возможность использования последнего для расчета ширины развала при различном сочетании определяющих факторов.

По известной ширине отброшенной части нетрудно вычислить полную ширину развала. Она находится:

при однорядном взрывании по формуле

$$B_p = B_0 + W, \quad (6.16)$$

при многорядном взрывании по выражению

$$B_p = B_0 + W + (n-1)a_p, \quad (6.17)$$

где n — число рядов скважин; a_p — расстояние между рядами.

Из опыта известно, что высота и конфигурация развала в основном предопределяются шириной его отброшенной части. Так, например, при однорядном взрывании и уменьшенной ширине отброшенной части развал в разрезе имеет трапецевидную, а при увеличенной ширине — треугольную форму. При многорядном КЗВ на свободную поверхность высота развала растет от ряда к ряду, достигая своего максимума при четырехрядном взрывании. При многорядном КЗВ на подпорную стенку первый отбиваемый слой по конфигурации приближается ко второй взрывной заходке при взрывании на свободную поверхность (см. рис. 34). Исходя из анализа результатов многочисленных промышленных, а также модельных взрывов на метровом уступе, для определения высоты развала можно предложить следующие формулы:

при однорядном взрывании, когда развал имеет трапецевидную форму:

$$H_0 = \frac{HW(2k_p - k_y)}{W + B_0}, \quad (6.18)$$

где H_0 — высота развала в месте пересечения его контура с линией откоса; k_p — коэффициент разрыхления; H_1 — высота развала у линии отрыва; при $B_0 \leq H$ $k_y = 1$, а при $B_p = (1,3—1,8) H$ $k_y = 0,8—0,9$; при $B_0 > 1,8 H$ развал имеет треугольную форму и его высота

$$H_1 = \frac{2HWk_p}{W + B_0}; \quad (6.19)$$

для второго и последующих рядов в зависимости от их числа и условий взрывания

$$H_p = (1,0—1,25) H. \quad (6.20)$$

Таким образом, регулирование геометрических размеров развала достигается за счет изменения главного кинематического параметра движения отбиваемого слоя — вектора скорости центра масс. Эта характеристика, как известно, предопределяется конкретным сочетанием природных свойств взрывае-мого массива, детонационных и энергетических характеристик ВВ, параметров расположения заряда в уступе и условий взрыва-ния. Изменив один или несколько из определяющих факто-ров, можно получить развал требуемой конфигурации. Следова-тельно, используя результаты исследований, можно активно управлять размещением различных включений руды (или ро-ды) в развале при разработке сложных месторождений.

6.4. Влияние технологии взрывных работ на параметры развала пород

В производственных условиях процесс образования развала при массовых взрывах изучался с помощью аппаратуры, включающей в себя скоростную киносъемочную камеру СКС-1М, пульт синхронизации и дистанционного управления кинокамерой и взрывом.

При съемках камера помещалась в бронированный колпак для защиты ее от кусков породы и устанавливалась под наиболее выгодным углом по отношению к взрываемому блоку. В качестве отметчика времени использовалась неоновая лампа МН-7, которая при питании переменным током с частотой 50 Гц дает 100 вспышек в секунду. Свет этой лампы попадает на пленку и засвечивает ее вдоль края вне кадров съемки. Съемки производились при солнечном освещении на 16-миллиметровую кинопленку.

Синхронность действий камеры и взрыва, регистрация отметки начала детонации заряда и плавная регулировка скорости камеры достигались при помощи пульта дистанционного управления. В результате скоростной съемки процесса развития взрыва во взрываемом массиве получены кинокадры уступа в фиксированные моменты времени. При обработке кинолент по перемещению характерных точек контура уступа в заданные интервалы времени строились их траектории. Затем путем графического интегрирования определялись мгновенные скорости точек в соответствующие моменты времени. Истинные перемещения точек контура находились с помощью масштабного предмета, установленного на уступе и заснятого на пленке.

Кадровые кадры одного трехрядного массового взрыва, проведенного в средневзрываемых породах, показаны на рис. 36. Данные взрыва и некоторые его результаты приведены в табл. 17 (опыт 4). Скорость съемки — 620 кадров в секунду. На участке, который зафиксирован на киноленте, ЛНС была завышена, а центр колонки заряда первого ряда был много выше подошвы уступа. В результате движение основного участка в начале второй стадии направлено под большим углом к горизонту. Перемещение контура уступа в явной форме наблюдается через 80—90 мс после инициирования зарядов. Скорости откоса уступа четко фиксируются (с гарантией) через 120—140 мс и достигают значений, близких к максимуму по истечении 400—600 мс. В табл. 17 значение скорости точки на ЛНС соответствует промежутку времени 600 мс от начала детонации заряда. Приращение скорости в указанном интервале времени незначительное.

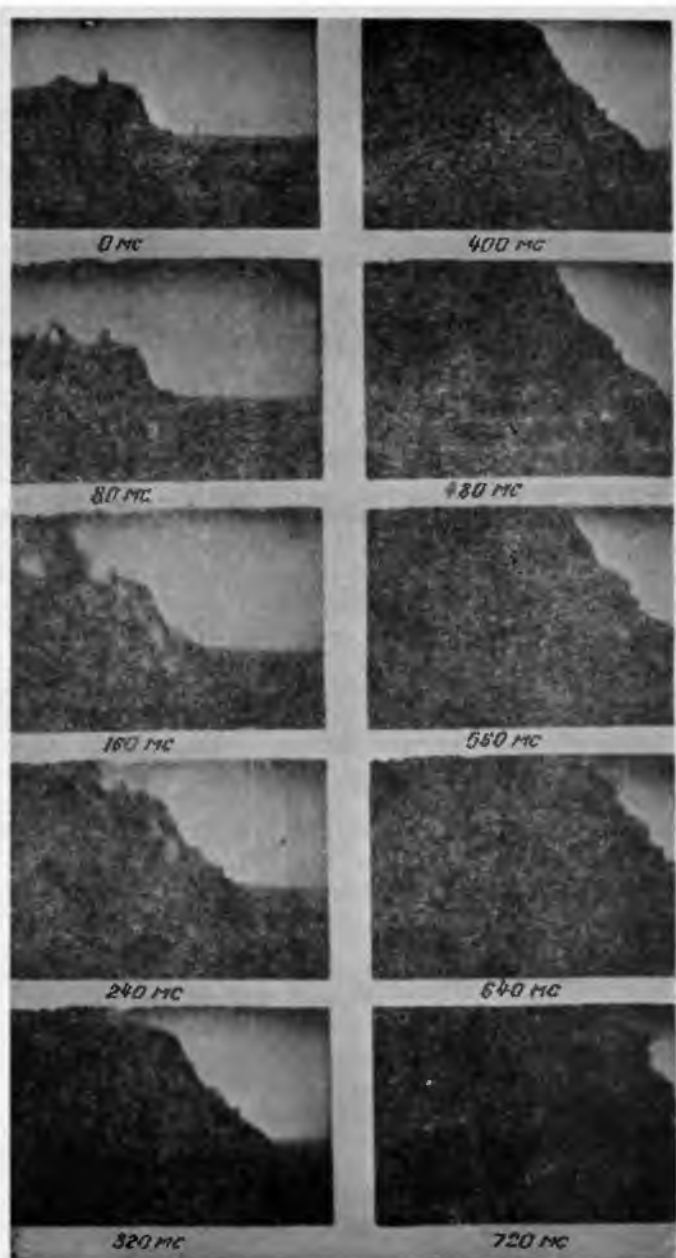


Рис. 36. Развитие второй стадии взрыва при трехрядном КЗВ в средне-взрываемых породах

Кинокадры четырехрядного взрыва, проведенного в трудно-взрываемых породах, были получены при скорости съемки 1600 кадров в секунду. На киноленте хорошо зафиксировано развитие детонации по детонирующему шнуру, а также процесса вылета ПД из скважин. Вылет ПД из скважин в зависимости от длины и материала забойки наблюдается через 10—70 мс от момента инициирования заряда ВВ в скважине. Движение породы из верхней части уступа замечено спустя 70—90 мс.

Анализ этих и других промышленных взрывов показывает, что разрушенная часть уступа в зависимости от физико-механических свойств среды, структурных особенностей массива, характеристик применяемого ВВ и параметров расположения скважинных зарядов получает механическое движение через $0,03 \div 0,10$ с от начала инициирования. При этом движение уступа во всех случаях начинается с элемента, расположенного вблизи ЛНС.

В последующие моменты времени в движение вовлекаются более удаленные точки контура и внутренней части уступа. По истечении определенного времени (обычно $0,4 \div 0,8$ с) вся эта раздробленная масса достигает максимальных скоростей и затем совершает инерциальное движение в поле силы тяжести. При этом раньше всех скатываются и занимают устойчивое положение в развале частицы, находящиеся в области нижней бровки уступа. В дальнейшем аналогичное положение приобретают элементы, расположенные выше. Количество оседающей породы все увеличивается, верхние слои осевшей породы скатываются по нижним, еще находящимся в движении. Процесс продолжается до полного успокоения пород в развале.

В производственных условиях анализу подвергались такие вопросы, как выявление влияния числа рядов скважин, схемы замедления и размеров подпорной стенки на ширину отброшенной части развала пород.

Экспериментальные взрывы, по которым устанавливалось влияние количества рядов скважин на ширину развала, проводились на породах различной категории взрываемости. Результаты некоторых из них приведены в табл. 24. Высота уступа составляла 11—22 м. Количество рядов скважин колебалось от 2 до 8, в основном 3—4, число скважин в ряду — 12—60. Интервал замедления 20—35 мс осуществлялся при помощи КЗДШ-58, схема замедления порядная. Для сравнения приведена ширина отброшенной части развала при однорядном взрывании, при тех же параметрах расположения зарядов. Из данных табл. 24 следует, что при прочих равных условиях и оптимальном расстоянии между рядами ширина отброшен-

Т а б л и ц а 24. Результаты некоторых взрывов при многорядном КЗВ

Класс по- род по взрывае- мости	Кол-во ря- дов сква- жин	Высота уступа, м	Глубина скважин, м	РМС, м	РМР, м	ЛСПП, м	Масса заря- да, кг	Длина за- бойки, м	Ширина отброшенной части (м) при взры- вании	
									многоряд- ном	одноряд- ном
II	8	20,0	23	8,5	8,5	15,0	500	13,0	20	19
I	3	20,0	23	9,5	10,0	13,0	600	11,0	30	29
II	2	17,0	20	9,5	9,5	11,5	365	11,0	20	18
III	2	11,5	14	6,0	5,5	10,0	245	7,5	13	11
III	2	13,0	18	6,5	6,0	10,0	250/36*	9/6,5	22	20
II	3	18,0	21	8,0	8,0	13,0	460/40	9/6,5	34	36
III	4	20,0	23	7,5	7,5	14,0	520/80	11/7,0	37	37
III	3	19,5	23	8,0	8,0	15,0	580/80	13/8,0	30	29
I	4	22,0	24	10,0	10,0	16,5	520/160	15/8,0	32	30
III	3	11,2	13	6,5	5,2	11,0	310	7,5	17	18
II	3	17,0	19	9,0	9,0	12,5	270/180	14/8,0	24	22
II	3	11,8	13	7,1	5,4	10,0	247	8,5	15	16
II	3	16,2	19	9,5	9,0	10,7	492	8,5	30	32
III	3	19,2	22	8,3	6,7	12,9	360/160	15/7,5	30	28
III	4	19,8	23	8,5	6,7	14,5	490/100	12,5/8,0	30	29
II	4	18,5	21	9,5	8,5	12,0	360/100	13/8,0	24	26

* Здесь и далее первые цифры относятся к основному заряду, вторые — к дополнительному.

ной части развала при многорядном КЗВ не отличается от таковой при однорядном взрывании.

Экспериментально установлено, что при расстоянии между рядами скважин (a_p), равном или больше его оптимального значения ($a_{опт}$), действие зарядов в скважинах второго и последующих рядов не оказывает влияния на ширину отброшенной части развала. Увеличение ее вследствие влияния зарядов второго ряда наблюдается лишь при $a_p < a_{опт}$. В таких случаях ширина отброшенной части развала определяется из выражения [83]:

$$B_{ор} = B_0 (a_{опт}/a_p)^{1/2}. \quad (6.21)$$

Если расстояние между скважинами в первом ряду больше или равно ЛСПП, то схема соединения рядов скважин не влияет на ширину отброшенной части развала. При $a < W$, а также в случае, когда инициируемые ряды зарядов образуют с линией откоса уступа прямой или косой угол, ширина развала несколько уменьшается. Это обстоятельство можно учесть введением соответствующей поправки в формулу (6.15), т. е.

$$B_{ок} = B_0 [2a/(a+W)]^{1/2}. \quad (6.22)$$

Для выявления закономерностей изменения формы развала в зависимости от размеров подпорной стенки были проанализированы результаты более 50 взрывов, некоторые из них приведены в табл. 25. Взрывы проводились на уступах высотой 12—20 м на всех видах пород. Ширина подпорной стенки по низу изменялась от половины до двух ЛСПП. При ширине подпорной стенки, превышающей две ЛСПП или примерно полторы высоты уступа, отброшенная часть развала практически отсутствовала, если не считать осыпавшуюся мелочь породы. При взрывании на необработанную горную массу суммарная ширина подпорной стенки и отброшенной части развала (расстояние от нижней бровки стенки до основания развала) получается равной ширине таковой при взрывании на подобранный забой. Высота развала в районе откоса уступа повышается с увеличением ширины подпорной стенки и достигает предельного значения при величине стенки 1,5—1,7 H . Характерный разрез развала приведен на рис. 37. Анализ данных табл. 25 подтверждает вывод о том, что с увеличением ширины подпорной стенки изменяется направление движения породы первой взрывной заходки. Вектор скорости центра инерции этого слоя все больше отклоняется от горизонта и в пределе приближается к направлению скорости второго слоя при подобранном забое.

Таблица 25. Данные и результаты взрывов при наличии подпорной стенки

Класс пород по взрываемости	Кол-во рядов	Высота уступа, м	Глубина скважины, м	РМС, м	РМР, м	ЛСПП, м	Масса заряда, кг	Длина забойки, м	Ширина, м	
									подпорной стенки	отброшенной части развала
III	4	20,0	24,0	7,5	7,5	14,0	620/80	10/9,0	5,0	26,0
II	3	20,0	23,0	10,0	7,5	15,3	600/80	10/8,5	10,5	20,0
III	4	20,0	24,0	7,5	7,0	13,0	570/80	10/7,5	15,0	20,0
I	5	20,5	24,0	10,0	10,0	14,0	600/80	9,0/7,5	20,0	15,0
I	4	19,5	23,0	10,0	10,0	14,3	520/100	9,0/7,5	30,0	2,0
III	3	15,5	17,5	6,5	6,5	10,5	350/80	9,0/7,0	10,0	15,0
II	4	21,0	24,0	9,3	8,5	15,2	640/80	10,0/8,5	30,0	1,5
II	4	15,0	17,5	8,0	7,5	11,8	300/80	9,0/7,0	15,0	4,0
III	3	12,2	14,5	5,2	5,0	10,0	240/40	7,5/6,5	16,0	2,0
I	3	14,0	15,6	10,0	9,5	10,2	360	9,0/8,0	20,0	—
II	5	16,5	18,0	9,5	9,0	10,0	360/40	9,0/8,0	10,0	5,0
II	4	16,4	18,7	9,0	8,5	12,5	360/80	9,5/7,5	20,0	2,0
II	5	14,0	16,0	8,0	7,5	11,0	320/40	8,5/7,5	25,0	—
II	3	14,0	16,5	8,0	7,5	12,0	360/40	9/7,5	15,0	4,0
II	3	14,0	16,0	8,0	7,5	12,0	360/40	9/7,5	25,0	1,0
II	3	16,0	18,0	8,5	8,0	12,10	400/40	9/7,5	28,0	—

Влияние подпорной стенки из неубранной горной массы от предыдущего взрыва на ширину отброшенной части развала можно учесть величиной расчетной ЛСПП, которая прини-

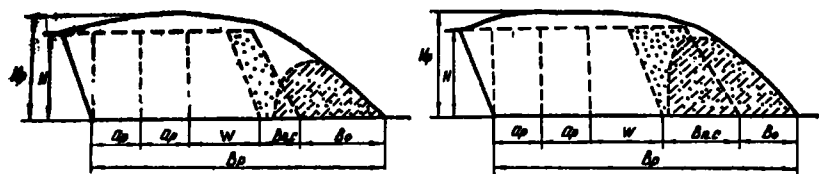


Рис. 37. Профиль развала при многорядном КЗВ с подпорной стенкой различной ширины

мается равной сумме действительной ЛСПП и ширины подпорной стенки $B_{п.с.}$, деленной на k_p . Коэффициент разрыхления на всех породах можно принять равным 1,2. По величине новой ЛСПП

$$W_p = W + B_{п.с.}/k_p \quad (6.23)$$

производится перерасчет начальных условий движения нового слоя и, следовательно, максимальной величины скорости эпицентральной части уступа [см. (5.15)]. Далее по уравнению (6.15) определяется ширина отброшенной части развала.

Многолетнее применение формул (6.15) — (6.22) в практике Коунрадского, Актауского, Каражальского, Акжальского и Саякского карьеров показывает, что они дают хорошие результаты при различных условиях ведения взрывных работ; отклонение расчёта от фактически зафиксированной ширины развала не превышает 10% (см. прил. 3).

6.5. Показатель сложности строения и отработки разнородных забоев

Анализ горно-геологической документации Коунрадского, Акжальского, Саякского, Тургайского, Каражальского месторождений показывает, что для них характерны визуально неразличимые границы рудных тел с пустыми породами, между отдельными сортами руд, неравномерное оруденение и весьма разнообразные конфигурация и размеры рудных тел. По своему геологическому строению все они относятся к сложноструктурным месторождениям. Для теоретического анализа возможных расположений рудных тел (включений) в развале их следует относить к той или иной категории сложности по основным признакам элементов залегания. Вместе с тем забои уступов с определенной степенью точности вписываются в

наиболее общую схему Б. П. Боголюбова и Ф. Г. Грачева (рис. 38). В связи с этим приведем основные типы забоев согласно [20]:

— забой *а* (I тип) имеет наиболее простую структуру и состоит по высоте из двух слоев различных сортов руд или из одного слоя руды и из одного слоя породы;

— забой *б, в, г* (II тип) представлены горизонтальными или наклонными пластообразными рудными телами, между которыми имеются прослойки пустых пород;

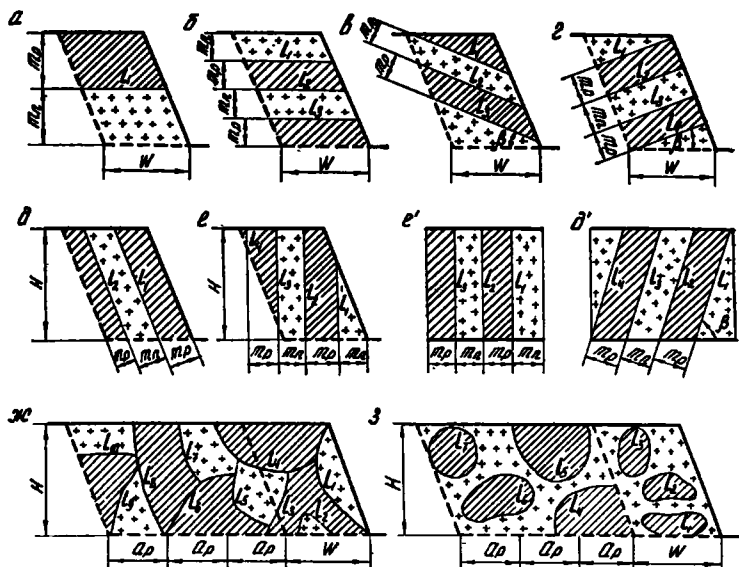


Рис. 38. Основные типы забоев по Б. П. Боголюбову и Ф. Г. Грачеву

— забой *д, е* (III тип) состоит из крутопадающих пластообразных рудных тел, разделенных пустыми породами; на схемах *е'*, *д'* дан вид забоя со стороны откоса уступа;

— забой *ж, з* (IV тип) представлены рудными телами неправильной формы, неравномерно размещенными в массиве вмещающих пород (гнезда, трубки, штокверки и т. д.).

Основные требования, предъявляемые к буровзрывным работам в условиях разработки сложноструктурных месторождений, сводятся к следующему:

а) обеспечение наименьшего перемешивания в процессе взрывного дробления различных сортов руды между собой и с пустыми породами;

б) придание рудному телу (включениям) формы, удобной для обособленной выемки с наименьшими потерями;

в) качественное и равномерное дробление пород, которое оказывает решающее влияние не только на производительность, надежность и экономичность работы выемочно-погрузочного и транспортного оборудования, но и предопределяет объем и качество сложной селекции.

Достижение хорошего качества дробления способствует расширению области применения различных приемов экскаваторной селекции.

Идеальным вариантом, отвечающим этим требованиям, являлось бы разделение пород по видам в процессе взрывания. В этом случае можно было бы вести валовую выемку и погрузку пород. Однако области применения этого варианта сильно ограничены. Это связано с тем, что, во-первых, границы между различными видами пород визуальнo неразличимы, и они должны быть установлены точно; во-вторых, он применим для забоя d и мощность отбиваемого слоя должна соответствовать техническим возможностям имеющейся на руднике буровой техники; в-третьих, в пределах карьерного поля выдержанное направление рудных тел практически не встречается. В случае раздельного взрывания забоя b сильно ухудшаются технико-экономические показатели предприятия. Раздельное взрывание в случае забоев a , g , $ж$, $з$ практически не осуществимо.

Поэтому на современном уровне развития горной техники разработку сложноструктурных забоев в большинстве случаев целесообразно вести при валовом взрывании всего блока с дальнейшей селективной выемкой и погрузкой полезного ископаемого. Области применения соответствующей технологии должны быть установлены на основе количественных характеристик сложных забоев.

По мнению ряда ученых [12, 20, 58, 117], при взрывании уступов сложноструктурных месторождений происходит интенсивное перемешивание между полезным ископаемым и пустыми породами. Также считается, что чем больше отклонение контакта между полезным ископаемым и пустыми породами по отношению к горизонту, тем труднее его добыча с малыми количественными и качественными потерями. Однако количественные оценки, отражающие степень перемешанности отдельных видов пород в результате действия взрыва, а также сложность их раздельной выемки, в литературе не приводятся.

Б. П. Боголюбов, П. Э. Зурков, Ф. Г. Грачев, Б. П. Юматов в качестве основного фактора, определяющего выход несмешанных разновидностей, принимали ширину развала пород. Действительно, для забоев типа I, II длина контакта руды с породой в развале прослеживается по всей его длине и косвенно это может служить мерой перемешанности руды с породой. Вместе с тем для забоев других типов ширина раз-

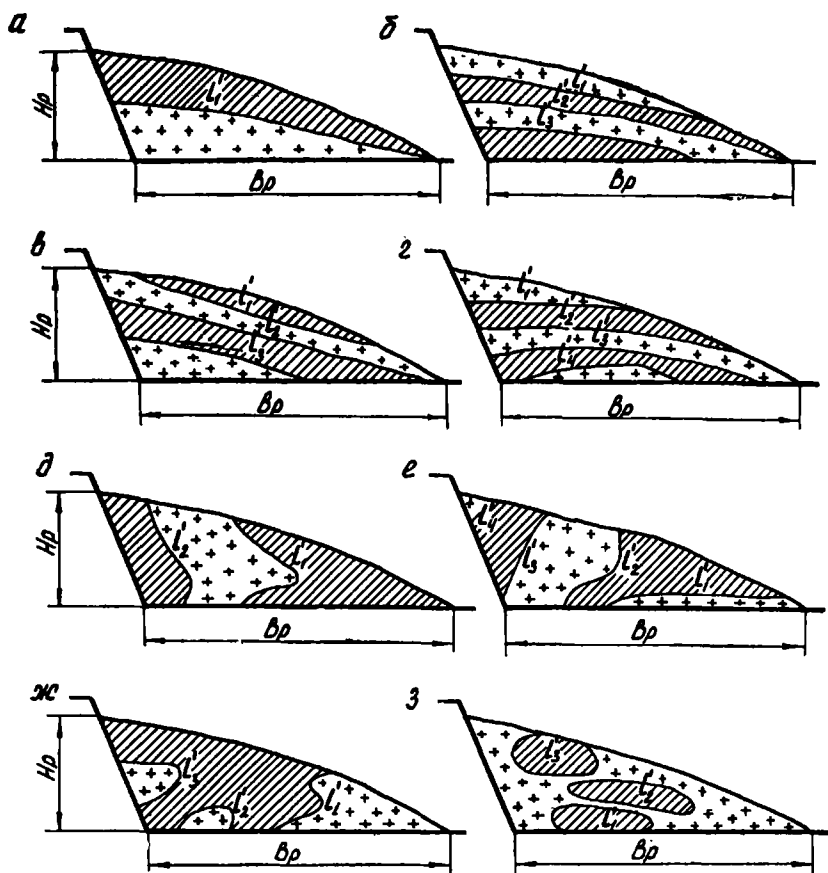


Рис. 39. Расположение отдельных видов пород в развале при однорядном взрывании

вала не может служить объективной характеристикой изменения формы рудного тела после взрыва.

Для оценки искажения формы и размеров рудного тела после взрыва Е. Г. Баранов и И. А. Тангаев предложили ввести так называемый коэффициент искажения, который равен отношению приращения площади контакта после взрыва к площади его до взрыва [72]. Однако коэффициент искажения не учитывает всего разнообразия элементов залегания рудных тел в развале и условий их селективной выемки.

Анализ работы карьеров показывает, что в качестве характеристики сложности структуры развала и отработки разно-

родных забоев должен служить обобщенный параметр, комплексно учитывающий:

— направление контакта между полезным ископаемым и пустыми породами в развале;

— число прослоек полезного ископаемого или пустых пород;

— относительную мощность рудного или породного включения;

— рабочие параметры экскаватора.

Для учета влияния этих элементов на искомый параметр необходимо располагать достаточно надежной информацией о структуре развала. С этой целью рассмотрены ожидаемые положения рудных тел после взрыва для основных типов сложных блоков при широко распространенных способах взрывания. Параметры взрывания принимались типовыми.

На рис. 39 приведены схемы расположения отдельных слоев (включений) руды и породы в развале при однорядном взрывании 15-метровых уступов. Коэффициент разрыхления для всех забоев 1,52. Геометрические параметры [площадь (см^2), длина (см)] залегания разнородных участков в масштабе 1 : 500 таковы:

— блок а: $S_1=S_2=3,45$, $l_1=2,3$, $S'_1=5,3$, $S'_2=5,2$, $l'_1=7,3$;

— блок б: $S_1=S_4=1,725$, $l_1=l_2=2,3$, $S'_1=2,7$, $S'_2=S'_3=S'_4=2,6$, $l'_1=6,0$, $l'_2=7,3$, $l'_3=5,0$;

— блок в: $m_1=0,85$, $m_2=m_3=0,7$, $m_4=0,9$, $S_1=1,15$, $S_2=2,05$, $S_3=2,1$, $S_4=1,6$, $l_1=2,8$, $l_2=l_3=3,0$, $S'_1=1,8$, $S'_2=3,3$, $S'_3=3,4$, $S'_4=2,1$, $l'_1=6,0$, $l'_2=7,5$, $l'_3=4,5$;

— блок г: $m_1=0,9$, $m_2=m_3=m_4=0,8$, $m_5=0,7$, $S_1=1,0$, $S_2=S_3=1,75$, $S_4=1,7$, $S_5=0,7$, $l_1=l_3=2,2$, $l_4=2,0$, $S'_1=1,7$, $S'_2=2,7$, $S'_3=2,6$, $S'_4=2,5$, $S'_5=1,0$, $l'_1=4,2$, $l'_2=6,0$, $l'_3=6,5$, $l'_4=3,8$;

— блок д: $m_1=m_2=0,8$, $m_3=0,55$, $S_1=S_2=2,6$, $S_3=1,7$, $l_1=l_2=3,25$, $S'_1=4,0$, $S'_2=3,9$, $S'_3=2,6$, $l'_1=3,7$, $l'_2=2,6$;

— блок е: $m_1=m_4=0,8$, $m_5=0,25$, $S_1=0,8$, $S_2=2,3$, $S_3=2,4$, $S_4=1,3$, $S_5=0,1$, $l_1=2,0$, $l_2=3,0$, $l_3=2,5$, $l_4=0,6$, $S'_1=1,2$, $S'_2=3,45$, $S'_3=3,65$, $S'_4=2,0$, $S'_5=0,2$, $l'_1=4,3$, $l'_2=2,5$, $l'_3=2,2$, $l'_4=0,8$;

— блок ж: $S_1=1,6$, $S_2=4,3$, $S_3=0,3$, $S_4=0,7$, $l_1=3,6$, $l_2=l_3=1,8$, $S'_1=2,5$, $S'_2=6,55$, $S'_3=0,4$, $S'_4=1,0$, $l'_1=2,5$, $l'_2=2,0$, $l'_3=2,5$;

— блок з: $S_1=0,8$, $S_2=0,8$, $S_3=0,9$, $l_1=3,0$, $l_2=3,7$, $l_3=3,4$, $S'_1=S'_2=1,2$, $S'_3=1,4$, $l'_1=3,5$, $l'_2=6,0$, $l'_3=4,6$.

Анализ схем расположения рудных и породных масс после взрыва при многорядном КЗВ на свободную поверхность показывает, что, начиная со второго ряда скважин, разнородные тела в развале повторяют свое естественное взаиморасположение. В случае падения пластов в сторону откоса уступа (в) наблюдается пережим второго слоя сверху в районе первой ленты. В тылу развала взаимное размещение приближается к таковому в массиве. При падении слоев в тыл уступа (г) они образуют в развале антиклинальную систему. Начиная с участка второго ряда скважин, общее направление пластов в развале почти совпадает с их первоначальной ориентацией. В условиях забоя д контуры руды с породой сильно деформируются в районе скважин первого ряда. При дальнейшем возрастании числа рядов изменение формы слоев наблюдается только в верхней ($1/4—1/6$) части развала.

При вертикальном расположении рудных (породных) пластов (е) последние в развале как бы постепенно поднимаются от горизонтального до крутопадающего положения. Углы падения слоев увеличиваются с возрастанием числа рядов скважин. Наибольшая деформация в слое наблюдается в его верхней ($1/4—1/6$) части с закономерностью, аналогичной для забоя д. При неравномерном размещении рудных тел в массиве (ж, з) в процессе воздействия взрыва сильно изменяют свою конфигурацию тела, расположенные у откоса и в верхней части уступа (район действия зарядов скважин первого ряда). В глубине забоя особых изменений в форме рудных включений не происходит.

При многорядном КЗВ с подпорной стенкой во всех забоях наблюдается максимальное приближение тел к их естественному состоянию. Это особенно ярко выражено для забоев а, б. При наклонном залегании (в) заметно деформируются лишь верхних два пласта. В забоях д и е слои изменяют угол наклона к горизонту. При произвольном расположении рудных включений в массиве (ж, з) после взрыва изменяется форма тел, размещенных в районе действия скважин первого ряда, а в остальной части развала они сохраняют свою первоначальную конфигурацию.

Из анализа взаимного размещения полезного ископаемого и пустых пород в развале, а также возможности их отдельной экскавации видно, что в качестве показателя сложности строения и отработки разнородных рудных забоев могут быть рассмотрены следующие характеристики [86]:

1. Показатель степени перемешиваемости разных видов пород на контакте, обусловливаемый действием взрыва:

$$\Phi_1 = t' \frac{\sum l'_i}{\sum S_{pi}}, \quad t' = k_p \cdot t \frac{\sum l_i}{\sum l'_i}, \quad (6.24)$$

где t' — мощность породного слоя в развале, попадающего в руду, или рудного слоя, попадающего в породу в процессе взрывания; l'_i — длина i -го контакта рудных тел с вмещающими породами в данном разрезе развала; S'_{pj} — площадь j -го рудного тела в данном разрезе развала; k_p — коэффициент разрыхления; t — мощность граничного слоя в массиве, обеспечивающего предотвращение механического перемешивания разнородных пород при взрыве, на основании данных главы 6.1 для обычных условий взрывания $t \approx 0,15$ м; l_i — длина i -го контакта в разрезе массива.

2. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшем экскаватора. Он определяется параметрами рудных тел в развале и размерами экскаватора согласно выражению

$$\Phi_2 = \frac{1}{2} b_{\kappa} \frac{\sum l_i \sin \beta_i}{\sum S'_{pj}} = \frac{1}{2} b_{\kappa} \frac{\sum h'_i}{\sum S'_{pj}}. \quad (6.25)$$

Здесь b_{κ} — ширина ковша экскаватора, обычно $b_{\kappa} = 1,07 \sqrt[3]{E}$; β_i — угол наклона элементарного контакта в развале; h_i — разность ординат вершин треугольника, большая сторона которого направлена по контуру, а основание равно ширине ковша экскаватора.

На участках, где $\alpha = \beta$, $\beta = 0$, $\Phi_2 = 0$ (α — угол устойчивого откоса забоя).

3. Показатель потерь и перемешиваемости на контакте, обусловливаемый самообрушением разных видов пород из верхней части и технической невозможностью экскаваторной селекции отдельных участков. Указанные объемы находятся из разрезов развала, а показатель вычисляется по зависимости

$$\Phi_3 = \frac{\sum (S'_{pk} + S'_{пк})}{\sum S'_{pj}}, \quad (6.26)$$

где S'_{pk} ($S'_{пк}$) — площадь k -го участка руд (пород) в развале, попадающего в породу (руду).

Нетрудно заметить, что второй показатель включает в себя первый и для всех рассмотренных случаев $\Phi_2 > \Phi_1$ (табл. 26). Следовательно, роль механического перемешивания разнородных пород под действием взрыва в формировании потерь и разубоживания не так уж велика, как это считалось до настоящего времени. Перемешивание отмечается в «облицовочных» слоях, мощность которых в обычных условиях не превышает 2,0—2,5 м. Поэтому сложность обработки разнородных

Т а б л и ц а 26. Структурно-технологические характеристики сложных забоев ($n \cdot 10^{-2}$)

Показатели	Забой							
	а	б	в	г	д	е	ж	з
<i>Вариант I</i>								
$P_1 + \Pi_1$	2,8	7,0	6,9	7,8	3,8	5,5	4,2	10,0
$P_2 + \Pi_2$	5,8	13,0	20,0	11,0	3,9	5,6	4,3	10,9
P_3	2,3	3,5	4,6	6,8	2,0	7,5	2,8	12,3
Π_3	—	2,3	6,5	4,6	2,0	3,8	2,1	—
Φ_I	8,1	18,8	31,1	22,4	7,9	16,9	9,2	23,2
<i>Вариант II</i>								
$P_1 + \Pi_1$	1,6	4,4	4,8	5,6	4,6	6,2	3,5	6,5
$P_2 + \Pi_2$	2,3	6,2	21,7	14,5	8,6	12,2	6,8	15,5
P_3	1,0	1,5	4,8	4,0	5,2	8,3	4,5	6,5
Π_3	—	1,0	4,0	4,6	4,0	5,5	3,8	4,9
Φ_{II}	3,3	8,7	30,5	23,1	17,8	26,0	15,1	26,9
<i>Вариант III</i>								
$P_1 + \Pi_1$	1,3	3,5	4,2	4,8	3,7	4,4	2,6	4,3
$P_2 + \Pi_2$	1,5	4,3	23,0	18,0	8,5	10,5	6,9	14,7
P_3	—	1,0	3,4	4,3	4,0	4,5	3,9	4,6
Π_3	—	1,0	4,2	5,5	4,0	4,5	3,3	3,5
Φ_{III}	1,5	6,3	30,6	27,8	16,5	19,4	14,1	22,3

забоев (для основной массы) достаточно полно может быть оценена суммой двух показателей:

$$\Phi = \Phi_2 + \Phi_3. \quad (6.27)$$

В соответствии с (6.25) и (6.26) критерий сложности строения и обработки разнородных забоев представляет собой относительную суммарную площадь рудных тел, попадающих в породу, и пустой породы, попадающей в руду.

Поскольку $\Phi_2 = P_2 + \Pi_2$ (P_2 — относительный объем разубоживающей породы; Π_2 — относительный объем теряемой руды), оптимальное соотношение между ними устанавливается на основе технико-экономического расчета. По вычисленным Π_1 и P_1 коэффициенты потерь и разубоживания определяются согласно выражениям

$$\begin{aligned} \Pi &= (\Pi_2 + \Pi_3) \cdot 100\%; \\ P &= \frac{(P_2 + P_3) \cdot 100}{1 + (P_2 + P_3) - (\Pi_2 + \Pi_3)} \%. \end{aligned} \quad (6.28)$$

При расчете значений Φ (табл. 26) рассмотрено три варианта: I — однорядное взрывание, II — четырехрядное КЗВ на свободную поверхность, III — четырехрядное КЗВ с подпорной стенкой. При многорядном КЗВ 15-метровых уступов предусмотрена их послойная отработка, так как в противном случае теряется смысл селективной выемки.

При однорядном взрывании Φ достигает наибольшего значения в забое *в*. Это объясняется более крутым расположением рудных пластов в развале. Улучшение этого показателя в забое *г* является следствием пологого залегания слоев после взрыва. Наименьшее значение Φ в случае *ж* — результат приближения траектории ковша экскаватора к направлению контакта руды с породой. При втором варианте эти показатели улучшаются в забоях *а*, *б* и ухудшаются в забоях *д*, *е* за счет изменения геометрии размещения разнородных пород в развале, следовательно, условий их экскавации. В третьем варианте (по сравнению со вторым) рассматриваемые показатели улучшаются в забоях *а*, *б* и *е*, что вполне объяснимо.

Из данных табл. 26 следует, что критерий сложности строения и отработки разнородных забоев является объективной количественной характеристикой степени полноты и чистоты отделения полезного ископаемого при разработке сложно-структурных месторождений. Действительно, чем меньше Φ , тем легче отработка забоев и меньше количественные и качественные потери руды. Этот вывод хорошо согласуется с практикой работы предприятий. Таким образом, предлагаемый показатель позволяет прогнозировать уровень потерь и разубоживания руды и на этой основе предложить наивыгоднейшие схемы отработки сложных блоков.

7. ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ВЗОРВАННЫХ ПОРОД И МЕТОДЫ УПРАВЛЕНИЯ ИМИ

7.1. Определение структурно-технологических характеристик сложных забоев

Для определения количественных характеристик сложных забоев промышленные взрывы проводились в забоях, где разные виды пород различались по цвету.

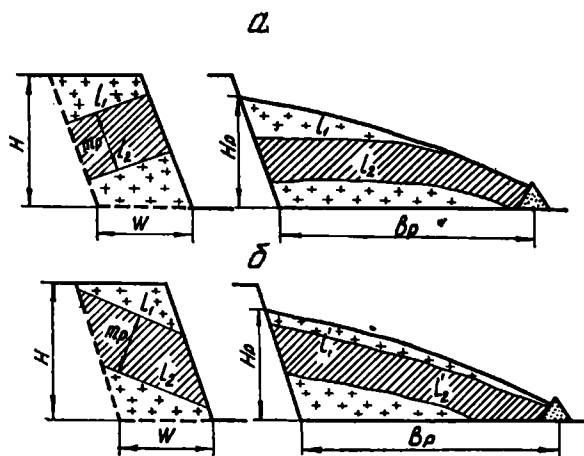


Рис. 40. Расположение наклонного слоя руды в уступе до (а) и после (б) взрыва при однорядном взрывании

На рис. 40 приведены разрезы двух забоев до и после взрыва, подготовленных на горизонте 605 м северо-восточной части Коунрадского карьера, где пласт из зеленоватых вторичных кварцитов мощностью 6,5 м, с углом падения 20—25° вмещался во вторичных кварцитах по эффузивным порфирам светлосерого цвета. Границы пород были видны хорошо и четко фиксировались маркшейдерской службой рудника. Характеристики блока и взрыва: породы средневзрываемые, высота

уступа 15 м, угол откоса 75° , диаметр скважины 0,25 м, сопротивление на подошве уступа 10 м, расстояние между скважинами 8,5 м, перебур 2,5 м, вид ВВ — аммонит № 6 ЖВ, масса заряда в скважине 300 кг, заряд рассредоточен воздушными промежутками высотой 2 и 1 м, длина незаряженной части 7,5 м. Количество скважин 20, 24. Способ взрывания однорядный, мгновенный. Взрывы проведены без уборки железнодорожного пути с устройством защитного вала высотой 1,8 м. Ширина отброшенной части развала 19 м, выход негабарита 1,5% (после экскавации).

Верхний разрез соответствует блоку типа *в*, нижний — типа *г*. По каждому забою было выполнено по пять поперечных разрезов. Наложение их на план показало, что отклонение контактных линий от расчетных по нормали не превышает 0,6 м. Сопоставление рис. 39 и 40 указывает на идентичность расположения различных разновидностей пород в развале, что подтверждает пригодность разработанного метода для определения мест размещения пород при наклонном залегании полезного ископаемого.

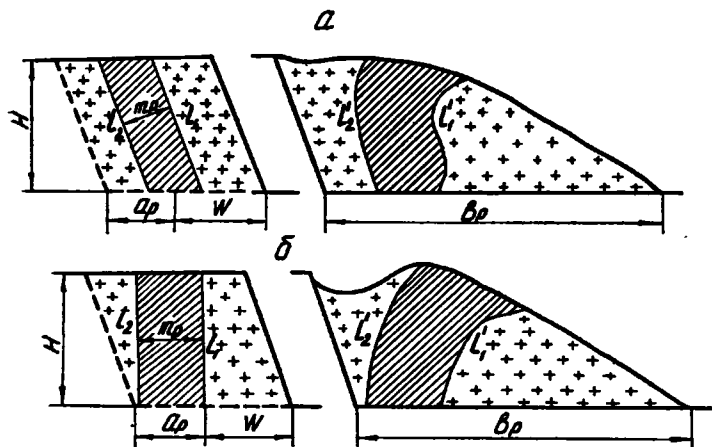


Рис. 41. Расположение крутопадающего слоя руды в уступе до (а) и после (б) взрыва при двухрядном КЗВ

Вторая серия промышленной проверки метода осуществлялась при крутом и вертикальном залегании пластов. Взрывы проводились на горизонте 640 м северной части. Рудную залежь с углом падения 70 и 90° имитировал слой вторичных кварцитов из эффузивных порфиров красновато-бурого цвета. Разрезы уступов до и после взрыва представлены на рис. 41. Данные рис. 41, *а* соответствуют забою типа *д*, рис. 41, *б* — за-

бою типа *e*. Мощность слоя в первом случае 6,6 м, во втором — 8,4 м. Высота уступа 18 м, отгрузка породы проводилась экскаватором марки ЭКГ-8. Характеристики блока и взрыва: породы средневзрываемые, угол уступа 70°, линия сопротивления по подошве уступа 12,5 м, расстояние между скважинами 9 м, между рядами 8,5 м, перебур 2,5 м, вид ВВ — аммонит № 6 ЖВ, зерногранулит — 79/21, масса скважинного заряда 420 кг. Заряды в обоих рядах рассредоточены воздушными промежутками высотой в первом ряду 1,5 м, во втором — 2,5 м, длина незаряженной части — соответственно 9,5 и 8 м. Расположение скважин на уступе двухрядное, количество скважин 52, 36. Способ взрывания короткозамедленный, схема соединения зарядов порядная, время замедления 35 мс. Взрывы проведены без уборки железнодорожного пути и защитного вала. Ширина отброшенной части развала 24 м. Выход негабаритных фракций 0,8%. Взорванная порода отгружалась за два прохода экскаватора.

На разрезе второй ленты хорошо были видны границы между разноцветными породами. Действительные контуры тел от расчетных в основной массе развала отклонялись не более чем на 0,7 м. Анализ этих взрывов показывает, что взаимного перемешивания между разными сортами пород не происходит, а перемещение верхнего пласта в сторону действия взрыва значительно меньше, чем при расположении его в районе действия первого ряда скважин. Характер размещения пород после взрыва, а также его сопоставление с типичными забоями подтверждают возможность расчетного определения положения полезного ископаемого в развале при его крутом и вертикальном залеганиях.

Влияние числа рядов скважин и подпорной стенки на распределение пород в развале при крутом и вертикальном залегании пластов проверялось в условиях Акжальского карьера. Взрывы проводились на 10-метровых уступах (гор. 595—575 м), сложенных из массивных светло-серых известняков. В этот массив вклинивались два слоя бугристых известняков бурого цвета мощностью 3, 4 и 5 м с углом падения 65°. Взрывы проводились практически в одинаковых условиях с подпорной стенкой и без нее. Разрезы забоев показаны на рис. 42. Характеристики блока и взрыва: породы средневзрываемые, угол откоса 65°, линия сопротивления по подошве уступа 9 м, число рядов 4, расположение скважин шахматное, расстояние между скважинами 7,5 м, между рядами 5 м, вид ВВ — граммонит 79/21, масса скважинного заряда 220 кг, конструкция заряда в первом ряду сплошная, длина незаряженной части 7,5 м (во втором случае 7 м), в остальных рядах заряды рассредоточены воздушными промежутками дли-

ной 1,5 м, длина незаряженной части 6 м, ширина подпорной стенки по низу 8 м, количество скважин 72 и 80. Схема соединения зарядов порядная, время замедления 20 мс. Ширина отброшенной части развала 15 м, выход негабарита 0,7%. По каждому взрыву было выполнено по семь разрезов. Отклонение действительного контакта пород от расчетного не превышало 0,5 м.

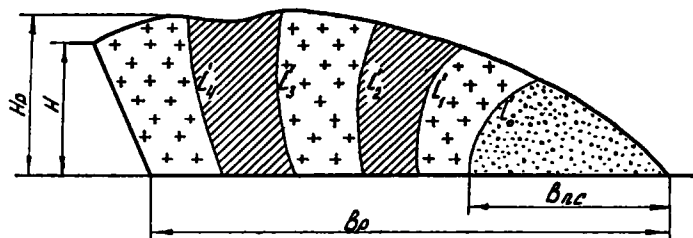


Рис. 42. Расположение крутопадающих рудных тел в развале при много-рядном КЗВ с подпорной стенкой

При вертикальном залегании рудных тел в целях ускорения опытов их контуры имитировались внутренними реперами (полуметровые куски телефонных столбов), расположенными в скважинах, пробуренных на блоке между основными. Характеристики блока и взрыва приняты такими же, как в предыдущем случае. Фактическое отклонение контактов от расчетных в верхней части развала достигало 1 м.

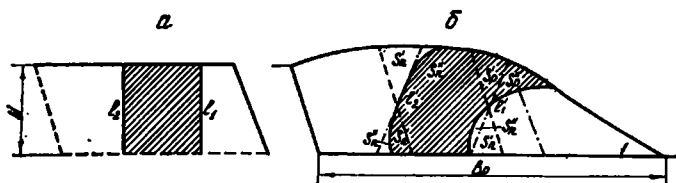


Рис. 43. Расположение рудного тела в уступе (а) и развале (б) с указанием теряемых и примешиваемых площадей при четырехрядном КЗВ

Последующие испытания проводились в рудных забоях. Ввиду невозможности непосредственного измерения контуров рудных тел в развале соответствие между расчетными и действительными параметрами оценивалось по величине фактических потерь и разубоживания. Последние, как известно, устанавливают на основе данных геолого-маркшейдерской службы с учетом информации, поступающей с обоганительной фабрики.

На рис. 43 приведены характерный разрез сложного блока до и после взрыва и очередность обработки взорванной массы.

Породы средневзрываеемые, высота уступа 15 м, число рядов 4, скважин 60. Параметры буровзрывных работ типовые. Линии забоя по старой и новой схеме отгрузки показаны соответственно пунктирной и штрихпунктирной линиями. Выбор указанного направления по старой технологии объясняется незнанием действительных положений контактных поверхностей после взрыва. В результате при экскавации первой (породной) ленты значительная часть руды (S'_p) отгружалась в отвалы. Вместе с тем при экскавации рудной ленты увеличивался объем примешиваемой породы ($S'_{1п}$, $S'_{2п}$).

Для устранения отмеченных недостатков при новой технологии первая (породная) лента отгружалась, как показано на рисунке, до совмещения линии забоя с пунктирной линией (по верху), затем экскавировалась рудная масса. Попадающая в эту ленту порода складировалась в штабеля. Характеристики забоя в масштабе 1 : 500 : $l_1=l_2=3$, $S_{ор}=7,3$, $l'_1=3,9$, $S'_{ор}=10,4$. По старой схеме отгрузки $S'_p=2,25$, $S'_n=0,75$, $S''_n=1,25$, $S''_p=0,65$; по новой схеме $S'_p=1,0$, $S'_n=0,5$, $S''_n=0,3$, $S''_p=0,3$. Коэффициенты потерь и разубоживания $\Pi'=28\%$, $\Pi''=12,5\%$, $P''=8,1\%$. Фактические данные рудника $\Pi_\phi=9\%$, $P_\phi=10\%$.

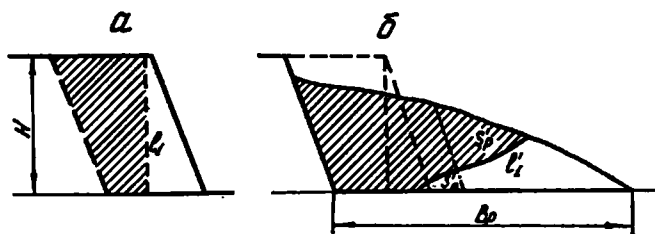


Рис. 44. Расположение рудного тела в уступе (а) и развале (б) с указанием теряемых и примешиваемых площадей при однорядном взрывании

Разрез блока до и после взрыва при однорядном расположении скважин показан на рис. 44. Породы средневзрываеемые, количество скважин 14, параметры их расположения типовые. Исходя из предположения о незначительном перемещении верхней части рудного тела под действием взрыва, первая лента взорванной массы отгружалась как порода, а вторая — как руда. При новой схеме выемки первую ленту экскавировали селективно. Руда складировалась в штабеля с последующей отправкой ее на фабрику. Характеристики забоя: $l_1=3,0$, $S_{ор}=5,0$, $l'_1=3,3$, $S'_{ор}=7,5$, $S'_p=1,5$, $S'_n=0,3$. Коэффициенты потерь и разубоживания $\Pi'=20\%$, $P'=4,8\%$, $\Pi''=4,0\%$.

$P''=4,8\%$. По данным маркшейдерского замера и фабрики, $\Pi_{\Phi}=3,0\%$, $P_{\Phi}=6,0\%$.

Третья серия опытов проводилась в условиях, характерных для Акжальского и Саякского месторождений. Породы трудновзрываемые. Рудное тело мощностью 6,8 м залегает наклонно, $\beta=25^\circ$, $H=12$ м, $W=9$ м, $a=7$ м, $Q=300$ кг, $l_2=7$ м, $B_0=22$ м. Взорвано 15 скважин. Разрез блока до и после взрыва такой же, как на рис. 40 (нижний), за исключением численных характеристик.

До проведения опытов вся взорванная масса в таких забоях отгружалась на фабрику. Было предложено нижнюю часть забоя (породу) экскавировать раздельно. Это значительно улучшило качество отгружаемой руды. Характеристики блока в масштабе 1 : 400 таковы: $l_1=l_2=3,0$, $S_{op}=5,1$, $l'_1=6,5$, $l'_2=4,5$, $S'_{op}=8,0$, $S''_{п}=1,2$, $S''_{п}=1,1$. Коэффициенты потерь и разубоживания: $\Pi'=0$, $P'=17,5\%$, $\Pi''=0$, $P''=11,7\%$. Фактический коэффициент разубоживания $P_{\Phi}=9,5\%$.

На рис. 45 приведены разрезы сложных блоков при отработке их подступами. Показаны схемы выемки взорванной массы и контуры рудных тел в развале. Они соответствуют уступам высотой 10 и 15 м. Породы средне- и трудновзрываемые. Параметры буровзрывных работ типовые. Число рядов 4, скважин — соответственно 68 и 56.

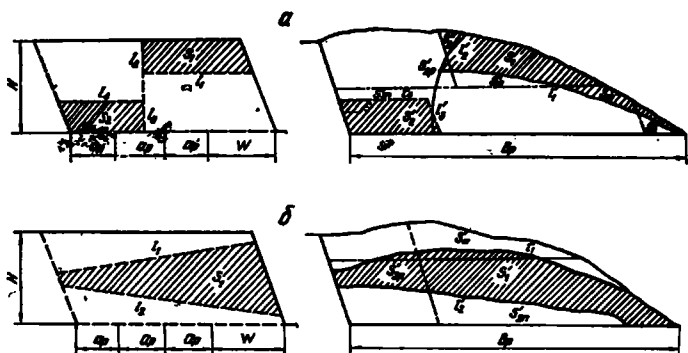


Рис. 45. Расположение рудных тел (а) и клиновидного рудного тела (б) в уступе и развале с указанием порядка экскавации

Характеристики забоя (рис. 45, а): $H=10$, $l_1=3,8$, $l_2=1,0$, $S_1=3,65$, $l_3=1,0$, $l_4=2,8$, $S_2=2,65$, $l'_1=7,5$, $l'_2=1,7$, $S'_1=6,0$, $l'_3=1,1$, $l'_4=3,2$, $S'_2=3,4$. При старой технологии теряемые и примешиваемые площади составляли: $S'_{1p}=1,5$, $S'_{2p}=0,1$, $S'_{пн}=1,5$, $S'_{2п}=0,3$, $S'_{3п}=1,3$. Предложено обрабатывать уступ

одним забоем с селективной выемкой по высоте. В результате была улучшена общая организация работы по добыче. Потери при этом образовались за счет примешивания породы на контакте. Они обуславливались процессом непосредственного черпания ковшем экскаватора и обрушения верхней части забоя. Потери вычислялись по формуле (6.28). Таким образом, потери и разубоживание соответственно составляли: $\Pi' = 12,3\%$, $P' = 27,0\%$, $\Pi'' = 2,2\%$, $P'' = 12,3\%$, $\Pi_\phi = 3,0\%$, $P_\phi = 12,0\%$.

На рис. 45,б забой характеризуется данными: $H = 15$, $l_1 = 6,7$, $l_2 = 7,4$, $S_1 = 9,2$, $l'_1 = 11,0$, $l'_2 = 10,3$, $S'_1 = 13,5$. Одну треть взорванной массы по высоте забоя отгружали в отвалы. Оставшуюся часть, за исключением последней ленты, экскавировали как руду. Количественные и качественные потери определялись геометрическими размерами $S'_{1a} = 1,4$, $S'_{2p} = 2,0$, $S'_{2p} = 2,4$, $S'_{2n} = 3,8$. Предложено весь забой отработать двумя подступами с использованием известных приемов селективной выемки. Потери при этом возникают в результате черпания ковшем экскаватора и технической невозможности экскавации отдельных участков блока. Согласно (6.28), $\Pi_3 = 0,02$, $P_3 = 0,08$. Коэффициенты потерь и разубоживания по старой и новой технологии, а также по данным маркшейдерской службы соответственно составляли: $\Pi' = 22,0\%$, $P' = 28,0\%$, $\Pi'' = 2,0\%$, $P'' = 7,5\%$, $\Pi_\phi = 3,0\%$, $P_\phi = 10,0\%$.

Как видно из рассмотренных примеров, согласие расчета с фактическими данными по потерям и разубоживанию вполне удовлетворительное. Это подтверждает соответствие предполагаемого положения рудных тел в развале действительному и обосновывает пригодность структурно-технологических характеристик сложных забоев в качестве количественной меры полноты и чистоты отделения рудных тел от вмещающих пород.

7.2. Метод расчета технологических параметров взорванной горной массы

Разработанные аналитические и экспериментальные методы позволяют перейти к прогнозированию технологических параметров взорванной горной массы, включающему:

- аналитический расчет гранулометрического состава взорванной горной массы;
- графоаналитическое определение мест размещения пород из различных частей массива в развале;
- аналитический расчет структурно-технологических характеристик сложных забоев.

Для прогнозирования гранулометрического состава взор-

ванной горной массы по формулам (4.7) вычисляются объемы пород первых трех классов крупности (0—0,6 м) в зоне прямого трещинообразования. Для каждого взрываемого слоя они определяются по выражению (4.12), учитывающему наличие этих классов в массиве и долю разрушения за счет отраженной волны и вспучивающего действия взрыва. Объемы последующих классов (более 0,60 м) вычисляются по формуле (4.14). На основе этих объемов по зависимостям (4.15)—(4.17) определяется гранулометрический состав взорванной породы.

Для прогнозирования структуры развала горной массы по выражению (6.15) находится ширина его отброшенной части. При этом максимальная скорость элемента уступа на ЛНС вычисляется по формуле (5.17). Влияние технологии взрывных работ на ширину развала учитывается в соответствии с (6.21)—(6.22). Высота развала в характерных точках определяется по зависимостям (6.18)—(6.20).

По вычисленным (или измеренным) B_p , H_0 , H_p строится развал взорванной массы. В соответствии с закономерностями размещения отдельных элементов уступа в развале (рис. 31—34) графически находятся их положения после взрыва при заданном способе взрывания. Путем нанесения границ между отдельными включениями руд и пустых пород в принятом масштабе на разрез уступа до и после взрыва устанавливаются места их расположения в развале.

Структурно-технологические характеристики — показатели сложности строения и отработки разнородных забоев — определяются по формуле (6.27). При этом показатель потерь и примешиваемости на контакте, обусловливаемый процессом непосредственного черпания ковшем экскаватора, вычисляется по (6.25), а показатель потерь и примешиваемости на контакте, обусловливаемый самообрушением разных видов пород из верхней части и технической невозможностью экскаваторной селекции отдельных участков, — по (6.26). Коэффициенты потерь и разубоживания руды рассчитываются по формуле (6.28).

Теперь покажем на примере, как осуществляется прогнозирование технологических параметров взорванной горной массы.

Задача. Взрываемый блок высотой $H=15$ м сложен вторичными кварцитами из крепких эффузивных порфиров (К-2) и сильно окварцованными гранодиорит-порфирами (К-4). Характеристики пород: $\rho_0 = 2,77$ кг/м³, $c = 5,2$ (4,82) км/с, $\sigma_{сж} = 133$ (92), $\sigma_p = 15,2$ (9,8) МПа, $\nu = 0,3$, $d_e = 0,5$ м (см. табл. 1 и 3). Цифры в скобках относятся к породам К-4. Условное содержание естественных отдельностей в массиве (см. прил. 1): $p(x_1) = 0,300$, $p(x_2) = 0,192$, $p(x_3) =$

$=0,145$, $q(x_4)=0,148$, $q(x_5)=0,131$, $q(x_6)=0,064$, $q(x_7)=0,020$. Кроме того, сложный блок представлен чередующимися наклонными слоями пустых пород и руд (рис. 46). Пара-

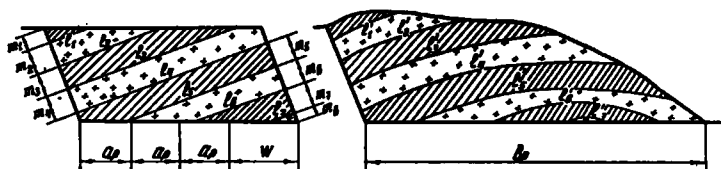


Рис. 46. К расчету структурно-технологических характеристик сложных забоев

метры буровзрываемых работ типовые: $W=11,5$ м, $a=a_p=8$ м, $h_I=6,5$ м, $h_{II}=8,0$ м, $q_p=0,38$ кг/м³, $q_{pi}=0,27$ кг/м³.

Нужно рассчитать технологические параметры взорванной горной массы при четырехрядном КЗВ на свободную поверхность ($d_0=0,25$ м).

Решение. Применяя в качестве ВВ граммонит 79/21 с $\rho_{ВВ}=930$ кг/м³, $D=4,1$ км/с и ожидая равномерного распределения этих пород в массиве, по формулам (3.10), (4.1) и (4.2) для усредненных условий получаем $r_{np}=1,38$, $r_2=1,95$ м, $r_1=4,05$ м.

Согласно (4.8), $V_{0.ц}=2/3 \cdot 5,05^3 \cdot 0,5=22,2$ м³. В соответствии с (4.7) для первого ряда скважин (слоя взрывааемой массы) $V(x_1)=3,14 \cdot 1,95^2 \cdot 8,44+1,047 \cdot 6,0 \cdot 2,1 \cdot 8,44=204$ м³. $V(x_2)=V(x_3)=1,047 \cdot 6,0 \cdot 2,1 \cdot 8,44=104$ м³.

В соответствии с (4.15): $p'(x_1)=0,30+0,7 \cdot \frac{2 \cdot 204}{1380}=0,30+0,207=0,507$; $p'(x_2)=0,192 \cdot 0,493+0,507 \cdot \frac{2 \cdot 104}{1380}=0,0946+0,765=0,171$; $p'(x_3)=0,145 \cdot 0,322+0,363 \cdot \frac{2 \cdot 104}{1380}=0,0466+0,0564=0,101$.

Согласно (4.16), $p'(x_4)=\frac{0,148}{0,363} \cdot 0,221=0,090$; $p'(x_5)=\frac{0,131}{0,363} \times 0,221=0,80$; $p'(x_6)=\frac{0,064}{0,363} \cdot 0,221=0,039$; $p'(x_7)=\frac{0,020}{0,363} \times 0,221=0,012$.

Для второго и последующих рядов скважин (слоев): $V(x_1)=3,14 \cdot 1,95+1,047 \cdot 6,0 \cdot 2,1 \cdot 9,95=243$ м³; $V(x_2)=V(x_3)=1,047 \cdot 6,0 \cdot 2,1 \cdot 9,95=124$ м³; $p'(x_1)=0,30+0,7 \cdot \frac{1,6 \cdot 243}{960}=0,30+0,284=0,584$; $p'(x_2)=0,192 \cdot 0,416+0,508 \cdot \frac{1,6 \cdot 124}{960}=0,08+0,105=0,185$; $p'(x_3)=0,145 \cdot 0,231+$

$$+0,363 \cdot \frac{1,6 \cdot 124}{960} = 0,033 + 0,075 = 0,108; \quad p'(x_4) = \frac{0,148}{0,363} \cdot 0,123 = 0,050; \quad p'(x_5) = \frac{0,131}{0,363} \cdot 0,221 = 0,044; \quad p'(x_6) = \frac{0,064}{0,363} \cdot 0,123 = 0,022; \quad p'(x_7) = \frac{0,020}{0,363} \cdot 0,221 = 0,007.$$

В целом по взрыву, согласно (4.17), $p'(x_1) = 56,5\%$; $p'(x_2) = 18,1\%$; $p'(x_3) = 10,6\%$; $p'(x_4) = 6,0\%$; $p'(x_5) = 5,3\%$; $p'(x_6) = 2,6\%$; $p'(x_7) = 0,9\%$; $d_x = 0,294$ м.

Максимальная скорость элемента откоса уступа по (5.7)

$$v_m = \frac{4100}{2 \cdot 1,38^2} \sqrt{\frac{6,5}{15}} \cdot \sqrt{\frac{1,4 \cdot 0,27}{2770}} = 8,3 \text{ м/с.}$$

Линия наименьшего сопротивления и координаты указанного элемента по (6.7) $W_1 = 13 \cdot 0,45 + 4 \cdot 0,89 = 9,4$ м; $y_0 = 4,25 + 2,0 = 6,25$ м; $x_0 = -3,12$ м.

Ширина отброшенной части развала в соответствии с (6.15)

$$B_0 = \frac{8,3 \cdot 0,89}{9,8} \cdot (8,3 \cdot 0,45 + \sqrt{(8,3 \cdot 0,45)^2 + 2 \cdot 9,8 \cdot 6,25} + \sqrt{3 \cdot 9,8 \cdot 6,25}) + 3,12 = 25,0 \text{ м.}$$

Полная ширина развала по (6.17) $B_p = 25,0 + 11,5 + 24,0 = 60,5$ м.

Профиль развала взорванной массы строится по подобию с типовыми. Структура развала показана на рис. 46. Характеристики блока и забоя в масштабе 1 : 500 [площадь (см²), длина (см)]:

$m_1 = 0,55;$	$m_2 = m_7 = 0,8;$	$m_8 = 0,3;$	$S_1 = 0,4;$	$S_2 = 2,1;$
$S_3 = 3,9;$	$S_4 = 5,2;$	$S_5 = 5,0;$	$S_6 = 3,5;$	$S_7 = 1,7;$
$S_8 = 0,2;$	$l_1 = 1,5;$	$l_2 = 3,7;$	$l_3 = 6,0;$	$l_4 = 6,6;$
$l_5 = 5,4;$	$l_6 = 3,3;$	$l_7 = 1,0;$	$S'_1 = 0,6;$	$S'_2 = 3,0;$
$S'_3 = 5,8;$	$S'_4 = 7,8;$	$S'_5 = 6,6;$	$S'_6 = 6,9;$	$S'_7 = 5,3;$
$S'_8 = 3,2;$	$l'_1 = 2,0;$	$l'_2 = 4,0;$	$l'_3 = 7,0;$	$l'_4 = 9,0;$
$l'_5 = 9,5;$	$l'_6 = 6,2;$	$l'_7 = 2,0.$		

Показатель Φ_2 , согласно (6.25), $\Phi_2 = \frac{1}{2} \cdot 0,44 \cdot \frac{9,75}{14,8} = 0,145$. Показатель Φ_3 в соответствии с (6.26) $P_3 = 0,592 : 14,8 = 0,04$, $P_3 = 0,68 : 14,8 = 0,046$. Структурно-технологическая характеристика забоя по (6.27): $\Phi = 0,145 + 0,04 + 0,046 = 0,231$. Расчетные коэффициенты потерь и разубоживания, согласно (6.28): $\Pi = 11,6\%$; $P = 0,115 \cdot 100 : (1 + 0,115 - 0,116) = 11,5\%$.

Таким образом, по заданным прочностным и упругим свойствам пород, гранулометрическому составу массива и горно-

геологическим условиям залегания полезного ископаемого на основе разработанного метода можно предрассчитать технологические параметры взорванной горной массы, т. е. ее гранулометрический состав, геометрические размеры и строение развала, структурно-технологические характеристики сложных забоев, а также уровень количественных и качественных потерь руды при добыче.

7.3. Метод расчета параметров взрывания

Прогнозирование технологических параметров взорванной горной массы служит основой для выбора способов управления процессом взрывания. Суть последнего заключается в установлении параметров взрывания, обеспечивающих требуемое качество дробления и наименьшее значение структурно-технологических характеристик сложных забоев для заданных горно-геологических условий. Под параметрами взрывания подразумеваются параметры расположения заряда в массиве, конструкция заряда, число рядов скважин, последовательность и схемы их взрывания.

При выборе этих параметров в качестве исходных данных выступают природные свойства пород, а именно горно-геологические условия залегания полезного ископаемого, естественная блочность массива, т. е. его гранулометрический состав, прочностные и упругие характеристики пород массива. Эти свойства пород могут быть измерены в условиях каждого месторождения. В зависимости от их конкретного сочетания и уровня развития техники устанавливается основной элемент системы разработки и буровзрывного цикла — высота уступа.

Определение рациональной высоты уступа входит в задачу проектирования систем разработки. При разработке однородных скальных пород она принимается равной $1,5 H_{\text{ч}}$ (где $H_{\text{ч}}$ — максимальная высота черпания экскаватора) [5, 76, 100, 113]. При разработке сложноструктурных месторождений исходя из того, что все точки сложного забоя должны находиться в зоне действия ковша экскаватора, высота уступа рекомендуется в пределах $H_{\text{ч}}$ [20, 118]. Возможность достижения этой величины убедительно подтверждена многолетним опытом работы карьеров Урала при селективной отработке сложных блоков [23]. Таким образом, при проектировании новых карьеров в зависимости от горно-геологических условий залегания полезного ископаемого следует ориентироваться на приведенные значения высоты уступа.

Расположение заряда в массиве, как известно, характеризуется диаметром скважины, длиной заряда, длиной незаряженной части скважины, длиной перебура, линией сопротив-

ления по подошве уступа и расстоянием между зарядами. Диаметр скважины по своей значимости является вторым, после высоты уступа, элементом буровзрывных работ, так как он совместно с характеристиками выбранного типа ВВ предопределяет основные размеры зон дробления и итоговые показатели всего цикла. Вопрос о выборе диаметра скважины требует специального изучения. Исследованию рационального диаметра скважин посвящен ряд работ [35, 36, 39, 53, 56, 89], однако единого мнения до сих пор нет. Это, на наш взгляд, объясняется тем, что при решении задачи авторы исходили из различных конкретных условий. В частности, одни исследователи за критерий сопротивляемости разрушению принимали коэффициент крепости пород по М. М. Протодыяконову без учета их трещиноватости в массиве, а другие, наоборот, основное внимание уделяли блочности массива пород. Прочностные и упругие свойства пород, а также свойства применяемого ВВ при анализе учитывались не в полной мере.

Если к анализу данных упомянутых работ подойти с позиций результатов исследований глав 2, 3 и 4, то многие неточности в объяснениях фактического материала снивелируются, а их интерпретация не приведет к противоречивым заключениям. Например, вычисления по формулам (4.15) — (4.17) показывают, что в легковзрываемых и частично средневзрываемых породах диаметр скважины не оказывает существенного влияния на качество их дробления. Аналогичные выводы содержатся в работах [36, 53, 89]. Поэтому в таких породах следует применять скважины с большим диаметром, так как они обеспечивают наилучшие технико-экономические показатели буровзрывных работ. Поскольку направление оси скважины по отношению к линии откоса уступа в основном не сказывается на конечном результате взрыва, то выбор нужно остановить на вертикальном расположении скважин. При них, как известно, значительно упрощается процесс бурения и зарядки скважин по сравнению с наклонным их расположением. Однако диаметр скважины (d_0) не может быть принят как угодно большим — верхний его предел ограничивается высотой уступа.

В крупно- и весьма крупноблочных массивах, где естественные отдельности разделены незаполненными, открытыми трещинами вследствие интенсивного затухания волн напряжений на контакте между структурными элементами сильно уменьшается расчетная величина радиуса зоны трещинообразования. Это обстоятельство и требование включения в зону активного дробления большого количества отдельностей вызывают необходимость увеличения числа скважин во взрываемом массиве. В то же время соображения разумного исполь-

зования энергии взрыва подсказывают, что в данной ситуации более рационально применение зарядов уменьшенного диаметра. Практическая реализация этой идеи возможна лишь при условии параллельного расположения скважин откосу уступа. В противном случае на нижний предел d_0 накладывается ограничение, связанное с необходимостью преодоления сопротивления по подошве уступа. Таким образом, пределы изменения диаметра вертикальных скважин зависят от свойств пород, применяемого ВВ и высоты уступа.

Как отмечалось, детонационные и энергетические характеристики ВВ совместно с диаметром заряда обуславливают качество дробления взорванных пород. Причем мерой прорабатываемости подошвы уступа служит величина предельного радиуса полости — интегральная характеристика разрушающего действия взрыва ВВ в среде. Качественная проработка подошвы обеспечивается при $r_{пр} \approx 1,3$. Исходя из этого условия осуществляется выбор типа ВВ для конкретных пород. Предельный относительный радиус полости определяется из выражения (3.10).

Для установления последующих параметров расположения заряда преобразуем уравнение (4.3). Относительно формы разрушенного объема породы следует сказать, что при наличии свободной поверхности в первой же стадии взрыва нарушается осесимметричное развитие трещинообразования. По-видимому, спустя некоторое время после прихода отраженной волны прекращается распространение разрушения в тыл массива и наступает его усиленное развитие в направлении свободной поверхности. В результате горизонтальное сечение разрушенного объема породы представляет собой эллипс, один из фокусов которого лежит вблизи взорванного заряда, а большая ось — на ЛСПП (см. рис. 2, б). При этом на основании закона сохранения энергии продуктов детонации площадь эллипса будет равновелика площади круга радиусом $\bar{r}_1$. Поделив выражение (4.3) на величину объема породы, отбиваемой одним зарядом, получим относительный объем активно разрушенной части массива для первого ряда скважин, который должен удовлетворить неравенству

$$V_{\text{ар}}^0 = (1+k) \frac{\pi r_1}{2W} \cdot \frac{2r_1}{a} \cdot \frac{h+r_1}{H} < 1. \quad (7.1)$$

Неравенство (7.1) представляет собой принцип рационального размещения заряда ВВ во взрываемом массиве. Радиусы зон переизмельчения (r_2) и радиальных трещин (r_1) определяются из уравнений (4.1) и (4.2).

Из принципа рационального размещения заряда ВВ во

взрываеом массиве (7.1) следует: для того, чтобы весь отбиваемый объем был активно раздроблен, каждый из трех сомножителей в отдельности должен приблизиться к единице. При этом величина $(1+k)$ по смыслу постоянной k , учитывающей долю разрушения за счет отраженной волны и движения во второй стадии взрыва, должна быть разбита на два множителя пропорционально $(h/r_1)^{1/2}$ и $(r_1/h)^{1/2}$. В результате

$$\left[\frac{(1+k)h}{r_1} \right]^{1/2} \frac{\pi r_1}{2W} \approx 1, \quad \frac{2r_1}{a} \approx 1, \quad \left[\frac{(1+k)r_1}{h} \right]^{1/2} \frac{h+r_1}{H} < 1. \quad (7.2)$$

Чтобы максимизировать объем зоны активного дробления, нужно принять $h+r_2=H$. Однако по технологическим и техническим причинам этого делать нельзя, так как взрыв произвел бы выброс породы в направлении оси скважин. Это сопровождалось бы усиленным разбросом кусков породы, что строго ограничивается правилами техники безопасности. Кроме того, нарушилось бы протекание второй стадии взрыва, что привело бы к снижению величины k , следовательно, полезного использования энергии взрыва. В связи с изложенным, в зависимости от конкретных условий, параметр, ограничивающий значение $h+r_2$ — длину незаряженной части скважины (l_2), следует принять в пределах

$$l_2 = r_1 + (1 \div 2) r_2. \quad (7.3)$$

В крепких породах берется верхнее значение величины при r_2 .

Что касается забойки, то она, как известно, предотвращает потери энергии в процессе детонации заряда ВВ, обеспечивая как полноту детонации ВВ, так и высвобождение максимальной доли его потенциальной энергии. Полное протекание взрыва увеличивает длительность воздействия взрыва на массив [4, 104, 110]. Забойка предотвращает разброс кусков пород на большие расстояния. Поэтому применение плотной забойки, способствующей обеспечению замкнутости зарядной полости в течение первой стадии взрыва, является обязательным звеном технологии взрывных работ.

Из второго соотношения (7.2) получим выражение для расстояния между скважинами a (рис. 47):

$$a \approx 2r_1. \quad (7.4)$$

Величина линии сопротивления по подошве уступа W из первого соотношения (7.2) составляет

$$W = \left(\frac{2h}{r_1} \right)^{1/2} \frac{\pi r_1}{2}. \quad (7.5)$$

Из уравнения (7.5) следует, что величина ЛСПП при взрывании на свободную поверхность зависит помимо природных свойств массива и характеристик ВВ еще и от высоты заряда над уровнем подошвы уступа. Оно, таким образом, выражает закономерность увеличения преодолеваемой величины ЛСПП (до определенного предела) с возрастанием высоты уступа. На уступах высотой от 10 до 20 м в зависимости от значения h число $(2h/r_1)^{1/2}$ в породах различной категории по взрываемости колеблется от 1,2 до 2,8. При этом ЛСПП составляет

$$W = (2 \div 4) r_1. \quad (7.6)$$

Нижний предел представляет собой значение ЛСПП для 10-метрового уступа в легковзрываемых породах, а верхний предел — для 20-метрового уступа, сложенного из весьма трудновзрываемых пород.

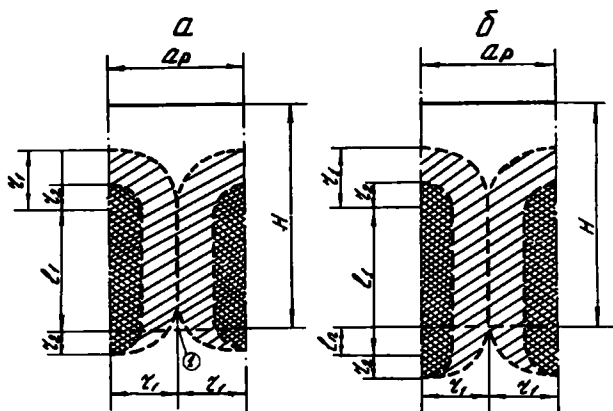


Рис. 47. Схемы разрушения массива при отсутствии (а) и наличии (б) перебура: 1 — неразрушенный участок на уровне подошвы уступа

Перебур скважин, как известно, служит для предотвращения краевого эффекта действия взрыва на уровне подошвы уступа. Для полного вовлечения пород указанного участка в зону интенсивного разрушения, т. е. для обеспечения хорошей проработки подошвы уступа, длина перебура должна удовлетворить простому условию (рис. 47, б):

$$l_{\pi} = r_1 - r_2. \quad (7.7)$$

Конструкция заряда ВВ в скважине является одним из главных средств усиления эффекта взрыва в среде. При зарядах с воздушными промежутками, как показано исследования-

ми, проведенными под руководством Н. В. Мельникова, увеличивается длительность воздействия взрыва на массив. Не вдаваясь в детали механизма перераспределения энергии ВВ, можно отметить, что при зарядах с воздушными промежутками без уменьшения радиуса зоны радиальных трещин увеличивается высота этой зоны за счет длины воздушного промежутка. Тем самым возрастает объем зоны активного дробления. Этот способ дает наилучшие результаты в сочетании с многорядным КЗВ.

Экспериментально установлено, что цилиндрическое поле напряжений создается при отношении длины к диаметру заряда около 10. Тогда число частей заряда в скважине

$$n_3 = \frac{H - l_{\text{п}} - a}{10d_0}. \quad (7.8)$$

Для сохранения непрерывности зон дробления по высоте уступа длину воздушного промежутка между соседними частями заряда следует принимать равной или несколько меньше радиуса зоны раздавливания:

$$h_{\text{в.п}} \leq r_2. \quad (7.9)$$

Что касается числа рядов скважин, то с их увеличением улучшается качество дробления пород главным образом за счет возрастания объема зоны активного дробления и возможности выбора необходимой схемы монтажа взрывной сети. Кроме того, при многорядном КЗВ создаются более благоприятные условия для работы горно-транспортного оборудования. Ограничивающими факторами при этом являются наличие определенной площади для размещения необходимого числа рядов, а также стремление к сокращению уровня потерь и разубоживания руды и экономические соображения. Поэтому там, где слаба роль отмеченных ограничений, следует стремиться к расположению большого числа рядов скважин. Явное преимущество многорядного КЗВ выявляется при $n > 3$. Выбор схем замедления зависит от конкретных условий.

Расстояние между рядами скважин принимается равным расстоянию между ними в ряду, т. е.

$$a_p = a. \quad (7.10)$$

При взрывании с подпорной стенкой необходимо учесть пригрузку от массы неубранной породы, что может быть осуществлено за счет уменьшения ЛСПП первого ряда. В целях обеспечения нормальной проработки подошвы уступа следует применять более мощные ВВ, чем при взрывании на свободную поверхность.

Поскольку радиусы зон разрушения для данной пары поро-
да — ВВ постоянны, усиление и ослабление эффекта взрыва
в смысле дробления, как отмечалось, может происходить за
счет изменения объема пород, расположенных в области неза-
ряженной части скважины. Поэтому необходимо стремиться
к наибольшему использованию всей емкости скважины. Это
означает, что масса заряда предопределяется глубиной сква-
жины (L) и длиной ее заряженной части. Таким образом,

$$Q = p(L - l_2), \quad (7.11)$$

где p — вместимость единицы длины скважины.

Расчетный расход ВВ устанавливается тривиальным соот-
ношением

$$q_p = \frac{Q}{W \cdot a \cdot H}. \quad (7.12)$$

Для второго и последующего рядов $W = a_p$.

Параметры взрывания, вычисленные по формулам (7.3) —
(7.12) для условий Коунрадского, Акжальского и Саякского
карьеров, приведены в табл. 27. При расчете приняты $d_0 =$
 $= 0,25$ м, тип ВВ — аммонит № 6 ЖВ, число рядов скважин 4,
взрывание короткозамедленное.

Из рассмотренного следует, что удельный расход ВВ не
является первичным, определяющим фактором, как это приня-
то в горно-технической литературе. Удельный расход ВВ — ито-
говый показатель взрыва, обуславливаемый принятыми пара-
метрами взрывания. Поэтому методики, предложенные для
определения параметров БВР в зависимости от удельного рас-
хода ВВ, вряд ли можно считать обоснованными.

Теперь вернемся к установлению диапазона изменения диа-
метра скважин. В легко взрывааемых породах изложенные тех-
нологические ограничения могут быть представлены посредст-
вом неравенства $W \leq H$. Используя зависимость (7.6) и выра-
жая радиус зоны трещинообразования через d_0 , для верхнего
предела диаметра скважины получаем

$$d_0 \leq \frac{H}{(1,0 - 1,5)r_1}, \quad (7.13)$$

что дает при $\bar{r}_1 = 40$ (см. табл. 12, значения $\bar{r}_1$ для аммонита
№ 6 ЖВ) соответственно для 10- и 20-метрового уступа d_0 ,
равное 0,250 и 0,340 м.

Требования техники безопасности по части установки буро-
вых станков вблизи откоса уступа и отмеченные ограничения
в трудно- и весьма трудновзрывааемых породах записываются
в виде $W \geq H \operatorname{ctg} \alpha + b$ (где b — берма безопасности). Подста-

Т а б л и ц а 27. Типовые параметры взрывных работ для Коунрадского, Акжальского и Саянского карьеров

Степень взрываемости пород	Высота уступа, м	Перебур скважин, м	ЛСПП, м	РМС, м	Длина незаряженной части, м	Длина воздушного промежутка, м	Расчетный расход ВВ, кг/м³
Легковзрываемые	10	1,5	10,0	9,0—9,5	6,5/6,5*	0/0,5	0,28
	15	2,0	12,5	9,5—10,0	8,5/7,5	0/1,0	0,24
	20	2,5	15,0	10,5—11,0	10,0/8,5	0/1,5	0,24
Средневзрываемые	10	2,0	9,0	6,5—7,0	6,5/6,0	0/1,0	0,52
	15	2,5	11,5	7,5—8,0	9,5/7,0	0/1,5	0,38
	20	3,0	14,0	8,5—9,0	9,5/8,0	0/2,0	0,35
Трудновзрываемые	10	2,5	8,5	5,5—6,0	6,5/6,0	0,5/1,0	0,69
	15	3,0	10,5	6,5—7,0	8,0/6,5	0,5/1,5	0,51
	20	3,5	13,0	7,0—7,5	9,0/7,0	1,0/2,0	0,50
Весьма трудновзрываемые	10	2,5	8,0	5,0—5,5	6,0/5,5	0,5/1,0	0,82
	15	3,0	10,0	6,0—6,5	8,0/6,0	0,5/1,5	0,60
	20	3,5	12,0	6,5—7,0	9,0/6,5	1,0/2,0	0,57

* Первые цифры — данные для скважин первого ряда, вторые — для скважин второго и последующих рядов.

вив в левую часть неравенства значение W , выраженное через диаметр скважины (7.6), для нижнего предела d_0 на 10- и 20-метровых уступах при типичных условиях имеем

$$d_0 \geq \frac{8,5}{1,5\bar{r}_1} \text{ и } d_0 \geq \frac{12,5}{2\bar{r}_1}. \quad (7.14)$$

Соотношения (7.14) при $\bar{r}_1 = 25$ (см. табл. 12) соответственно дают $d_0 \geq 0,230 - 0,250$ м.

Таким образом, для рассмотренных в работе месторождений предельные диаметры вертикальных скважин составляют 0,23—0,34 м. Интересно отметить, что на большинстве карьеров нашей страны применяемые диаметры скважин совпадают с полученными по формулам (7.13) и (7.14).

При наклонном расположении скважин в крупно- и весьма крупноблочных массивах их диаметр определяется из следующего условия

$$d_0 \approx \frac{2n_e d_e}{\bar{r}_1}, \quad (7.15)$$

где n_e — число слоев естественных отдельностей, непосредственно разрушаемых под действием волн напряжений; d_e — средний диаметр естественной отдельности.

Так как обычно $n_e \geq 1$, $d_e \leq 1,75$ м (см. табл. 2, 3), то при $\bar{r}_1 = 25$ диаметр наклонных скважин в соответствии с (7.15) не должен быть меньше 0,06 м. Для наиболее распространенных условий ($d_e = 1$ м, $n_e = 1,5$) расчетное значение $d_0 = 0,120$ м, что хорошо согласуется с данными передового опыта [34]. Верхний предел этой величины $d_0 = 0,15$ м ограничивается значением d_e , которое, как правило, не превышает 1,25 м.

Для заданных конкретных горно-геологических условий диаметр скважины устанавливается на основе технико-экономического расчета. При этом диаметр, обеспечивающий максимальную эффективность горных работ, считается оптимальным.

Теперь рассмотрим на примере, как пользоваться разработанным методом расчета параметров взрывания.

Задача. Используя условия приведенной выше задачи, найти параметры расположения зарядов ВВ в массиве при $d_0 = 0,25$ м.

Решение. Для предварительного расчета в качестве ВВ примем аммонит № 6 ЖВ с плотностью заряжения $\rho_{вв} = 0,93$ кг/дм³, $D = 4,1$ км/с. По формуле (3.7) $P_{\pi} = 1/8 \rho_{вв} \cdot D = 2000$ МПа. В соответствии с (3.44) $P_e = 663$ (4.82) МПа,

а по (3.10) $\bar{r}_{np} = 1,32$ (1,43). Следовательно, тип ВВ удовлетворяет условию задачи, т. е. обеспечивает качественную проработку подошвы уступа.

Согласно (4.1) и (4.2), $\bar{r}_2 = 14,0$ (16,9), $\bar{r}_1 = 28,4$ (36,7): Ожидая равномерного распределения указанных пород в массиве, для рассматриваемого случая принимаем средние результаты, т. е. $\bar{r}_2 = 15,5$, $\bar{r}_1 = 32,5$. Тогда по (7.3) $l_2 = (\bar{r}_1 + 1,6\bar{r}_2) \cdot r_0 = 7,5$ м, по (7.4) $a = 8,1$ м, по (7.6) $W = 3\bar{r}_1 = 12,0$ м, по (7.7) $l_{\pi} = 2,1$ м, по (7.8) $n_3 = 2$, по (7.9) $h_{вп} \leq 1,9$ м.

Как видно, по заданным прочностным и упругим свойствам пород и характеристикам массива, используя разработанный метод, можно обоснованно и достаточно точно рассчитать все параметры взрывания.

7.4. Способы управления процессами взрывного дробления и перемещения пород

Совместное рассмотрение разработанных выше методов позволяет научно обоснованно подойти к выбору способов управления процессами взрывного дробления и перемещения пород. Для этого на основе изучения прочностных, упругих свойств пород, структурных характеристик массива и горно-геологических условий залегания полезного ископаемого осуществляется их типизация по степени взрываемости и сложности геологического строения. Исходя из конкретных требований к качеству дробления и отгружаемой руды для каждого типа пород назначаются параметры взрывания, технология буровзрывных и экскаваторных работ. Окончательное решение принимается по конечной экономической эффективности конкурирующих вариантов. Требования к экономической целесообразности методов регулирования действия взрыва на массив при этом должны быть разными для различных горно-геологических и горно-технических условий.

Процесс управления технологическими параметрами горной массы, в своей сущности, непрерывный. Он должен совершенствоваться с развитием горной техники и взрывного разрушения массива пород. Фундаментальным регулятором при этом служит механизм разрушения деформируемых сред взрывом. Поэтому любые меры, направленные на усовершенствование физики явления, вносят определенный вклад в рассматриваемый процесс.

Параметрами первостепенной важности в управлении технологическими характеристиками взрываемых пород являются диаметр скважины и выбранный тип ВВ, так как все

остальные элементы взрывных работ зависят от них. Это известное экспериментальное положение нами обосновано теоретически. На этой основе разработаны методы определения рациональных параметров заряда, выбора типа ВВ для различных по степени взрываемости пород и т. д. Предлагаемые методы расчета параметров взорванных пород и параметров взрывания принципиально отличаются от известных учетом физической сущности разрушения массива, физико-механических, структурных свойств пород, условий взрывания. Совокупность их представляет собой способы управления процессами взрывного дробления и перемещения горных пород.

Действительно, при большом диаметре заряда и соответствующей ему сетке скважин во взрываемом массиве имеется больше трещин, препятствующих распространению волн напряжений без потерь. С уменьшением d_0 уменьшается сетка скважин, что обуславливает привлечение в зону активного дробления большего числа естественных отдельностей. Уменьшив d_0 , можно достичь такого положения, при котором все отдельности попадут в указанную зону. Это условие обеспечивается лишь при параллельном расположении скважин откосу уступа. В таком случае возрастает доля разрушений за счет отраженной волны и движения массы во второй стадии взрыва. Кроме того, увеличивается полезная длина заряда, создается возможность для его рассредоточения на большее число частей. Все это способствует существенному улучшению качества дробления пород. Однако широкому внедрению скважин малого диаметра на карьерах препятствует отсутствие конкурентоспособных станков наклонного бурения.

При применении крупнодисперсных ВВ, как показано в работах Н. В. Мельникова и Г. П. Демидюка [66], изменяется сам механизм разрушения пород. Некоторое сокращение размеров зон разрушения r_1, r_2 компенсируется увеличением коэффициента k , учитывающего долю разрушения за счет отраженной волны и вспучивающего действия взрыва [см. (7.6)]. Кроме того, при применении таких ВВ создается высокая концентрация энергии в единице объема, что приводит к увеличению объема как зоны активного разрушения, так и величины k .

Таким образом, формирование структуры заряда в скважине за счет применения ВВ различной объемной концентрации энергии является одним из практических способов регулирования конечных результатов взрыва.

Не менее результативный, но более оперативный способ управления технологическими характеристиками пород заключается в выборе рациональных параметров взрывания. Как показано выше, они вытекают из предлагаемой модели дроб-

ления пород. Нами доказано, что для каждой пары среда — ВВ существует предельное значение радиуса зоны разрушения. Необеспечение этого предела приводит к ухудшению дробления и образованию порогов по подошве уступа. Дело в том, что величина r_1 при групповом взрывании достигает расчетного значения по формуле (4.2) или на 20—25% больше, чем для одиночного заряда. При $a > 2,2$ r_1 каждая скважина срабатывает отдельно, лишаясь эффекта взаимодействия зарядов. В результате ширина неразрушенного или слаборазрушенного слоя на уровне подошвы может достичь величины порядка 0,6 r_1 .

Нарушение принципа рационального размещения заряда в массиве влечет за собой изменение механизма разрушения. Так, при чрезмерном сближении зарядов при постоянной ЛСПП усиливается воздействие волн напряжений по линии скважин. Вследствие преждевременного наступления разрушения движение породы во второй стадии направляется вверх, уменьшается численное значение коэффициента k . Массив со стороны откоса подвергается слабому активному разрушению. При одном и том же удельном расходе ВВ в случае, когда диаметр скважины больше его рационального значения или когда назначен большой перебур, заряд занимает нижнюю часть уступа. В результате после взрыва верхний слой уступа разваливается на естественные отдельности без заметного воздействия волн напряжений. Опять ухудшается качество дробления.

Такие методы повышения качества дробления, как увеличение числа рядов скважин, применение зарядов с воздушными промежутками, хорошо вписываются в разработанную модель разрушения массива пород. В дополнение к сказанному, многорядное расположение скважин способствует реализации эффективных схем взрывания и конструкций зарядов.

Таким образом, подбирая параметры взрывания в определенном сочетании, можно добиться требуемого качества дробления. Однако окончательное решение по выбору необходимого сочетания должно приниматься на основе технико-экономического расчета.

Применительно к условиям месторождений, рассмотренных в работе и типичных для карьеров цветной металлургии нашей страны, практические рекомендации сводятся к следующему.

1. По обеспечению качества дробления пород:

В легковзрываемых породах применять вертикальные скважины диаметром 0,25—0,34 м (верхний предел для 20-метрового уступа). Тип ВВ — игданиты, гранулиты АС. Расположение скважин однорядное.

В средневзрываемых породах диаметр скважин такой же. Тип ВВ — граммониты 80/20 или эквивалентные им ВВ. Расположение скважин многорядное. В скважинах второго и последующих рядов заряды рассредоточенные воздушными промежутками. Схема замедления диагональная. Время замедления исходя из передового опыта горных предприятий 20—35 мс.

В трудновзрываемых породах диаметр вертикальных скважин 0,23—0,25 м. Заряд ВВ комбинированный, с размещением энергоемкого ВВ в нижней части скважин. Расположение их многорядное, число рядов не менее четырех. Конструкция зарядов во всех рядах — рассредоточенные воздушными промежутками. Число частей заряда в скважинах второго и последующих рядов два. Схема замедления такая, чтобы собранные ряды были параллельны господствующей системе трещин. Время замедления 20—30 мс. Взрывание с подпорной стенкой. Как отмечалось, хорошие результаты в смысле дробления достигаются при наклонных скважинах уменьшенного диаметра.

В весьма и исключительно трудновзрываемых породах целесообразно применять наклонные скважины, приспособив для этой цели станки шарошечного бурения. Рациональный диаметр скважин 0,12—0,15 м. Тип ВВ, число рядов и конструкция зарядов, число частей заряда в скважине такие же, как в трудновзрываемых породах. Схема замедления порядная, время замедления 15—20 мс. Взрывание на свободную поверхность.

2. По уменьшению ширины отброшенной части развала и производству первичных взрывов без уборки железнодорожного пути:

Во всех породах, где это допускается ограничениями, связанными с поддержанием качества дробления на требуемом уровне, рекомендуется применять диагональную схему замедления, взрывание на неубранную горную массу. В тех случаях, когда это диктуется технологическими обстоятельствами, регулирование ширины отброшенной части развала осуществляется на основании приведенных выше данных. Управление шириной развала приобретает особое значение при железнодорожном транспорте в связи с трудоемкими процессами уборки железнодорожных звеньев перед взрывом и укладки их после чистки трассы. Такое регулирование в легко- и частично средневзрываемых породах достигается за счет уменьшения массы заряда, что в малой степени сказывается на качестве дробления.

В случаях, когда расстояние от нижней бровки уступа до концов шпал B_k больше расчетной ширины отброшенной части развала B_0 , массовый взрыв следует производить без убор-

ки железнодорожных звеньев и насыпки защитного вала. Когда $B_k < B_0$, необходимо насыпать защитный вал.

Установлено, что защитный вал удерживает часть развала, равную четырехкратной высоте вала с учетом его собственной ширины [83]. В связи с этим при наличии защитного вала расчетная ширина отброшенной части развала не должна превышать

$$B_0 \leq B_n + 4k_n. \quad (7.16)$$

Высота защитного вала, в свою очередь,

$$h_n = \frac{B_0 - (B_k - l_{\text{ш}})}{2}, \quad (7.17)$$

где B_n — расстояние от нижней бровки уступа до ближней кромки защитного вала; $l_{\text{ш}}$ — расстояние от дальней кромки вала до конца шпал, обычно $l_{\text{ш}} = 0,5$ м.

При невыполнении условия (7.16) первичный взрыв следует производить с уборкой железнодорожных звеньев.

3. По сокращению уровня количественных и качественных потерь руды (см. табл. 26):

При разработке блоков типа *a* и *б* целесообразно применять многорядное КЗВ с подпорной стенкой ($\Phi_{\text{III}} = 1,5$ и $6,3$). В условиях забоев *в* и *г* равноценны сопоставляемые варианты. При отработке забоев *б*, *в*, *г* применяется сложная экскаваторная выемка, сопровождающаяся складированием пород в штабеля в призабойном пространстве. Лучшие результаты будут достигнуты при автомобильном транспорте.

Для блока *д* рекомендуется однорядное взрывание ($\Phi_I = 7,9$). Форма и параметры размещения рудных тел позволяют вести простую селективную выемку с погрузкой пород в железнодорожные составы.

В случае забоя *е* преимущество на стороне однорядного взрывания ($\Phi_I = 16,9$). Допускается относительно простая экскаваторная селекция.

В блоке *е* рекомендуется многорядное КЗВ. Схема соединения зарядов выбирается так, чтобы собранные ряды были перпендикулярны откосу уступа. Выемку горной массы целесообразно вести со стороны, обратной направлению инициирования зарядов в рядах. Положение тел в развале позволяет осуществить простую выемку каждого слоя.

В забое *д* может быть применено как однорядное, так и многорядное КЗВ. Схема замедления — порядная, ряды параллельны откосу уступа. Выемку и погрузку горной массы из развала следует начать со стороны висячего бока. Наклон пластов допускает простую селективную выемку.

В забое *ж* рационально однорядное взрывание ($\Phi_I = 9,2$).

При разработке блока з в зависимости от конкретных горно-геологических параметров залегания руд может быть рекомендован каждый из рассмотренных способов взрывания. Допускается только сложная экскаваторная выемка разных видов пород со складированием их в штабеля. Предпочтение отдается автомобильному транспорту.

Далеко не полное внедрение перечисленных рекомендаций в условиях Коунрадского, Саякского, Акжальского, Актауского и Каражальского рудников позволило усовершенствовать технологию буровзрывных, экскаваторных работ, улучшить качество взорванной горной массы и отгружаемой руды, сократить уровни эксплуатационных потерь полезного ископаемого и поднять производительность горно-транспортного оборудования. Как видно, применение изложенных в книге методов расчета параметров взрывания и прогнозирования технологических характеристик взорванной массы дает возможность целенаправленно управлять процессами взрывного дробления и перемещения пород для достижения требуемых конечных результатов всего цикла горных работ.

ЛИТЕРАТУРА

1. Агошков М. И. Научные основы оценки экономических последствий потерь полезных ископаемых при разработке месторождений. М., 1972. 150 с.
2. Адушкин В. В., Каазик П. Б., Ракишев Б. Р. Исследование динамики движения массива при взрывании уступов скважинными зарядами. — В кн.: Взрывное дело. М., 1976, № 76/33, с. 98—109.
3. Адушкин В. В., Сухотин А. П. О разрушении твердой среды взрывом. — ПМТФ, 1961, № 4, с. 94—102.
4. Андреев К. К., Беляев А. Ф. Теория взрывчатых веществ. М., 1960. 595 с.
5. Арсентьев А. И. Определение производительности и границ карьеров. М., 1970. 320 с.
6. Асонов В. А. Взрывные работы. М., 1958. 352 с.
7. Афонин В. Г., Гейман Л. И., Комир В. М. Взрывные работы в строительстве. Киев, 1971. 214 с.
8. Байков Б. Н. Снижение потерь и разубоживания руд на карьерах цветной металлургии. М., 1977. 296 с.
9. Байконуров О. А., Мельников В. А. Основы горной геофизики. Алма-Ата, 1970. 326 с.
10. Байконуров О. А., Ракишев Б. Р. Влияние параметров расположения заряда на размеры взрывной полости. — В кн.: Проблемы разработки полезных ископаемых. Алма-Ата, 1975, вып. 3, с. 221—228.
11. Баранов Е. Г. и др. Исследование процессов бурения и взрывания. М., 1959. 187 с.
12. Баранов Е. Г., Тангаев И. А. Опыт селективной разработки сложных месторождений. Фрунзе, 1969. 112 с.
13. Барон Л. И. Кусковатость пород и методы ее измерения. М., 1960. 124 с.
14. Барон Л. И., Личели Г. П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. М., 1966. 136 с.
15. Баум Ф. А. Процессы разрушения горных пород взрывом. — В кн.: Взрывное дело. М., 1963, № 52/9, с. 262—285.
16. Белаенко Ф. А. Исследование полей напряжений и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах. —

В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород под действием взрыва. М., 1958, с. 126—139.

17. Беляев Н. М. Сопротивление материалов. М., 1976. 608 с.

18. Беляков Ю. И., Владимиров В. М. Совершенствование экскаваторных работ на карьерах. М., 1974. 303 с.

19. Беляцкий В. П. Исследование развития полости и характера ее энергообмена с породой при взрыве цилиндрического заряда ВВ. — В кн.: Новые исследования в горном деле. — Научные труды ЛГИ. Л., 1972, вып. 5, с. 45—49.

20. Боголюбов Б. П., Грачев Ф. Г. Раздельная разработка месторождений сложного состава. М., 1964. 168 с.

21. Бронников Д. М., Бурцев Л. И., Медведев Г. Н. Взрывная доставка руды в шахтах. М., 1972. 140 с.

22. Бронников Д. М., Замесов Н. Ф. Исследование закономерностей дробления руды при ее отбойке взрывными скважинами. М., 1963. 32 с.

23. Булычев В. В., Головин Г. М., Зубков П. Э. и др. Разработка железных руд открытым способом. Свердловск; Москва, 1953. 527 с.

24. Вентцель Е. С. Теория вероятностей. М., 1964. 576 с.

25. Власов О. Е. Основы теории действия взрыва. М., 1957. 408 с.

26. Власов О. Е., Смирнов С. А. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М., 1962. 104 с.

27. Вовк А. А., Михалюк А. В., Белинский И. В. Развитие зон разрушения горных пород при камуфлетных взрывах. — ФТПРПИ, 1973, № 4, с. 39—45.

28. Волченко Н. Г. Оценка полезной затраты энергии ВВ при различных условиях взрывания. — В кн.: Взрывное дело. М., 1974, № 73/30, с. 88—95.

29. Временная классификация горных пород по степени трещиноватости в массиве. — Инф. выпуск. М., 1968, № В-199. 19 с.

30. Грачев Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. М., 1977. 208 с.

31. Григорян С. С. Некоторые вопросы математической теории деформирования и разрушения твердых горных пород. — ПММ, 1967, т. 31, вып. 4, с. 643—670.

32. Демидюк Г. П. Управление действием взрыва и расчет скважинных зарядов. — В кн.: Взрывное дело. М., 1963, № 51/8, с. 61—76.

33. Демидюк Г. П., Рогалис В. С. Пути уменьшения разубоживания руд при взрывной отбойке. — В кн.: Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. М., 1970, с. 144—151.

34. Докучаев М. М., Галимуллин А. Т., Турута Н. У., Зайцев М. М. Взрывание наклонными скважинными зарядами на карьерах. М., 1971. 207 с.

35. Докучаев М. М., Родионов В. Н., Ромашов А. Н. Взрыв на выброс. М., 1963. 108 с.

36. Друкованый М. Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М., 1973. 415 с.

37. Друкованый М. Ф., Комир В. М. и др. Управление степенью дробления горных пород и шириной развала на флюсовых карьерах Донбаса. — В кн.: Взрывное дело. М., 1967, № 62/19, с. 121—131.

38. Дубнов Л. В. О перспективах развития промышленных ВВ. — В кн.: Взрывное дело. М., 1974, № 73/30, с. 193—209.

39. Дубынин Н. Г., Рябченко Е. П. Отбойка руды зарядами скважин различного диаметра. Новосибирск, 1972. 136 с.

40. Ефремов Э. И. Взрывание с внутрискважинными замедлениями. Киев, 1971. 170 с.
41. Зволинский Н. В., Подъяпольский Г. С., Флитман Л. Н. Теоретические аспекты задачи о взрыве в грунте. — Изв. АН СССР. Физика Земли, 1973, № 1, с. 28—47.
42. Ильницкая Е. И., Тедер Р. И., Ватолин Е. С., Кунтыш М. Ф. Свойства горных пород и методы их определения. М., 1969. 392 с.
43. Именитов В. Р. Высокопроизводительные системы разработки мощных месторождений крепких руд. М., 1961. 419 с.
44. Интенсификация дробления скальных горных пород с целью повышения эффективности горно-транспортного оборудования. М., 1973. 50 с.
45. Казаков Н. Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М., 1975. 190 с.
46. Кольский Г., Рейдер Д. Волны напряжений и разрушение. — В кн.: Разрушение, М., 1973, т. 1, с. 570—616.
47. Качанов Л. М. Основы теории пластичности. М., 1969. 420 с.
48. Комир В. М. Исследование процесса разрушения и разработка методов регулирования дробления горных пород взрывом на карьерах Украины. Автореф. дис. ...-ра техн. наук. Днепропетровск, 1972. 40 с.
49. Корявов В. П. О зоне и фронте трещин в упругом теле под действием давления. — ПМТФ, 1965, т. № 6, с. 87—96.
50. Кошелев Э. А. О диссипации энергии при подземном взрыве. — ПМТФ, 1972, № 5, с. 184—187.
51. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела. Новосибирск, 1977. 262 с.
52. Кузнецов Г. Н. и др. Моделирование проявления горного давления. М., 1968. 280 с.
53. Кутузов Б. Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., 1973. 311 с.
54. Кутузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород. М., 1970. 177 с.
55. Кучерявый Ф. И., Олейников А. С., Волков А. Т. Многорядное короткозамедленное взрывание на карьерах строительных материалов. Киев, 1975. 84 с.
56. Кучерявый Ф. И., Ходаковский Ю. Ф. Об исследовании процесса разрушения хрупкой среды взрывом на моделях из прозрачного материала. — ФТПРПИ, № 2, 1971, с. 81—90.
57. Лемеш В. А., Поздняков Б. В. Исследование кинематических закономерностей сдвижения скальных пород взрывом в зоне разрушения. — ФТПРПИ, 1972, № 4, с. 36—40.
58. Ломоносов Г. Г. Технология разрушения горных пород в карьерах. М., 1971. 209 с.
59. Ломоносов Г. Г. Формирование качества руды при открытой добыче. М., 1975. 224 с.
60. Марченко Л. Н. и др. Крупность кусков породы при циклично-поточной технологии открытых горных работ. — Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского. М., 1975, вып. 131, с. 14—24.
61. Марченко Л. Н. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых. М., 1965. 222 с.
62. Машанов А. Ж. Механика массива горных пород. Алма-Ата, 1961. 210 с.
63. Машуков В. И. и др. — О величине развала и разлета взорванной массы на карьерах. — Изв. вузов. Горный журнал, 1968, № 7, с. 74—79.

64. Мельников Н. В. Будущие горные разработки. — Горный журнал, 1974, № 2, с. 3—9.

65. Мельников Н. В., Агошков М. И., Бурчаков А. С., Капустин Н. Г. Проблемы рационального использования минеральных ресурсов СССР. М., 1969. 116 с.

66. Мельников Н. В., Демидюк Г. П. и др. Регулирование объемной концентрации энергии ВВ как средство интенсификации дробления горных пород взрывом. М., 1970. 114 с.

67. Мельников Н. В., Марченко Л. Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М., 1964. 138 с.

68. Механический эффект подземного взрыва. [В. Н. Родионов, В. В. Адушкин и др.]. М., 1971. 200 с.

69. Митин В. Д. Разрушение горных пород в сторону массива при взрывной отбойке. — В кн.: Взрывное дело. М., 1969, № 67/24, с. 132—141.

70. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. [В. М. Комир и др.]. М., 1973. 215 с.

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

72. Мосинец В. Н., Тангаев И. А. Некоторые особенности процесса разрушения горных пород взрывом — В кн.: Проблема разрушения горных пород взрывом. М., 1967, с. 109—125.

73. Мустафина А. М. и др. Совершенствование технологии горных работ на карьерах Соколовско-Сарбайского горнообогатительного комбината. Алма-Ата, 1966. 390 с.

74. Научные основы проектирования карьеров. [Под ред. В. В. Ржевского, М. Г. Новожилова, Б. П. Юматова]. М., 1971. 598 с.

75. Никифоровский В. С., Шемякин Е. И. Динамическое разрушение твердых тел. Новосибирск, 1979. 272 с.

76. Новожилов М. Г. Открытые горные работы. М., 1965. 553 с.

77. Падуков Б. А., Антоненко В. А., Подозерский Д. С. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. Л., 1971. 161 с.

78. Петров Н. Г. Короткозамедленное взрывание на шахтах. М., 1969. 144 с.

79. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., 1957. 276 с.

80. Протодяконов М. М. Материалы для урочного приложения горных работ. М., 1926, ч. 1. 274 с.

81. Райнхарт Дж., Пирсон Дж. Взрывная обработка металлов. М., 1966. 392 с.

82. Ракишев Б. Р. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии Казахстана. — Цветная металлургия, 1967, № 17, с. 7—9.

83. Ракишев Б. Р. Исследование основных факторов, влияющих на ширину развала и выход негабарита при массовой отбойке вертикальными зарядами. — В кн.: Взрывное дело. М., 1969, № 67/24, с. 208—223.

84. Ракишев Б. Р. О моделировании процесса образования навала взорванной породы. — В кн.: Взрывное дело. М., 1976, № 77/34, с. 252—260.

85. Ракишев Б. Р. Аналитическое определение кусковатости взорванной горной массы. — Изв. вузов. Горный журнал, 1977, № 7, с. 73—80.

86. Ракишев Б. Р. Структурно-технологическая характеристика сложных забоев и прогнозирование уровня потерь и разубоживания руды при добыче. — Изв. вузов. Горный журнал, 1978, № 3, с. 55—60.

87. Ракишев Б. Р. Расчет затрат энергии ВВ на разрушение массива пород и перемещение раздробленной массы. — Изв. вузов. Горный журнал, 1979, № 1, с. 22—27.
88. Рац М. В., Чернышев С. И. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М., 1970. 160 с.
89. Репин Н. Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М., 1978. 256 с.
90. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., 1968. 639 с.
91. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. М., 1978. 541 с.
92. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М., 1973. 285 с.
93. Родионов В. Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. М., 1962. 30 с.
94. Родионов В. Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. — В кн.: Взрывное дело. М., 1974, № 73/30, с. 66—75.
95. Рубцов В. К. Изучение структурных особенностей массива горных пород применительно к взрывным работам. — В кн.: Взрывное дело. М., 1963, № 53/10, с. 31—36.
96. Садовский М. А., Адушкин В. В., Родионов В. Н. Моделирование крупных взрывов на выброс. — ДАН СССР, 1966, т. 167, № 6, с. 1253—1255.
97. Садовский М. А., Мельников Н. В., Демидюк Г. П. Основные направления совершенствования взрывных работ в горной промышленности. — ФТПРПИ, 1973, № 3, с. 35—44.
98. Седов Л. И. Методы подобия и размерности в механике. М., 1972. 440 с.
99. Секисов Г. В. Рациональное использование недр при открытой разработке рудных месторождений. Фрунзе, 1976. 204 с.
100. Симкин Б. А. Технология и процессы открытых горных работ. М., 1970. 215 с.
101. Суханов А. Ф. К вопросу о единой классификации горных пород. М., 1947. 93 с.
102. Суханов А. Ф. Разрушение горных пород взрывом. — В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. М., 1958, с. 61—76.
103. Тангаев И. А. Буримость и взрываемость горных пород. М., 1978. 184 с.
104. Теория и практика открытых разработок. [Под ред. акад. Н. В. Мельникова]. М., 1973. 635 с.
105. Терентьев В. И. Управление кусковатостью при поточной технологии добычи руд подземным способом. М., 1972. 200 с.
106. Томас К., Атчисон. Основы взрывного дробления. — В кн.: Открытые горные работы (перевод с английского). М., 1971, с. 128—145.
107. Труды ВНИИАсбестцемент. М., 1957, вып. 6. 102 с.
108. Турута Н. У., Галимуллин А. Т. и др. Исследование разрушения крепких пород взрывом для достижения большой степени дробления пород. — В кн.: Взрывное дело. М., 1967, № 62/19, с. 104—111.
109. Фадеев А. Б. Дробящее и сейсмическое действие взрыва на карьерах. М., 1972. 135 с.

110. Физика взрыва [Под ред. К. П. Станюковича]. М., 1975. 704 с.
111. Ханукаев А. Н. О закономерностях распространения волн напряжений в твердых горных породах при взрывании одиночных и групповых удлиненных зарядов. — В кн.: Проблема разрушения горных пород взрывом. М., 1967, с. 33—44.
112. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., 1974. 223 с.
113. Хохряков В. С., Шелест А. Т. и др. Проектирование карьеров. М., 1969. 216 с.
114. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. М., 1974. 640 с.
115. Шемякин Е. И. Расширение газовой полости в несжимаемой упруго-пластической среде. — ПМТФ, 1961, № 5, с. 91—99.
116. Шешко Е. Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М., 1957. 495 с.
117. Юматов Б. П., Байков Б. Н. Технология буровзрывных работ на карьерах цветной металлургии. М., 1969. 104 с.
118. Юматов Б. П., Байков Б. Н., Смирнов В. П. Открытая разработка сложноструктурных месторождений цветных металлов. М., 1973. 192 с.

ПРИЛОЖЕНИЯ

1. Условный гранулометрический состав отдельностей в массиве

Индексы пород	Степень взрываемости пород	Номер строки	$p(x_1)$	$p(x_2)$	$p(x_3)$	$q(x_4)$	$q(x_5)$	$q(x_6)$	$q(x_7)$
К-3, К-5, К-6	Легковзрываемые	1	47,1	29,0	10,4	6,0	4,7	2,3	0,5
К-2, К-3, К-4	Средневзрываемые	2	30,0	19,2	14,5	14,8	13,1	6,4	2,0
К-1, К-2	Трудновзрываемые	3	15,5	16,1	13,6	18,1	17,0	11,1	8,6
А-4, А-5	Легковзрываемые	4	42,0	28,0	14,7	7,2	5,2	2,4	0,5
А-2, А-3	Средневзрываемые	5	30,6	20,8	14,3	13,7	12,1	6,4	2,7
А-1, А-2	Трудновзрываемые	6	19,8	17,2	15,5	14,6	13,1	10,3	9,5
С-1, С-2, С-3, С-4, С-6	То же	7	28,5	20,5	13,0	13,8	13,6	7,5	3,1
С-7, С-8, С-9, С-5	>	8	14,0	15,3	12,6	17,1	18,3	13,0	9,7
С-10	>	9	—	—	5,0	22,3	31,3	24,4	17,0

2. Гранулометрический состав взорванных пород при различных параметрах взрывания

№ п/п	№ строки	Индекс породы	Тип ВВ	Высота уступа, м	РМС, м	ЛСПП, м	РМР, м	Высота заряда над подовой уступа (м) в		Кол-во рядов	Удельный расход ВВ (кг/м³) по		Относительные радиусы полосы зон разрушения			Гранулометрический состав пород (%) размером (м)							
								первом ряду	последующих рядах		первому ряду	последующим рядам	$r_{пр}$	r_1	r_2	<0,2	0,21—0,40	0,41—0,60	0,61—0,80	0,81—1,00	1,01—1,20	>1,20	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	
1	7С-1	79/21	8,4	5,0	7,5	5,0	1,7	2,7	4	0,58	1,11	1,09	20,0	8,2	42,7 46,5	17,3 18,0	9,3 8,4	11,2 9,8	11,0 8,2	6,0 6,3	2,5 3,2		
2	7С-2	79/21	8,4	5,0	7,5	5,0	1,7	2,7	4	0,58	1,10	1,09	21,9	8,9	45,2 48,9	17,3 18,2	9,4 8,9	10,2 7,7	10,1 7,4	5,5 6,2	2,3 2,6		
3	7С-5	№6	8,4	5,0	7,5	5,0	1,7	2,7	4	0,58	1,10	1,09	26,2	11,6	55,3 59,2	15,2 19,3	8,2 8,1	7,7 4,6	7,6 4,0	4,2 2,9	1,7 1,9		
4	7С-2	79/21	14,8	5,5	12,5	5,5	7,8	8,6	6	0,46	1,14	1,09	21,9	8,9	51,2 52,6	19,7 19,6	11,1 10,6	6,4 6,2	6,5 5,2	3,6 4,6	1,5 1,2		
5	7С-3	№6	14,8	5,5	12,5	5,5	7,8	8,6	6	0,46	1,14	1,18	21,8	8,9	50,9 45,2	19,6 17,1	10,9 13,7	6,8 12,8	6,7 6,4	3,7 3,1	1,5 1,7		
6	8С-5	79/21	14,8	5,5	12,5	5,5	7,8	8,6	6	0,46	1,14	1,12	20,1	8,9	38,0 38,2	20,4 19,8	14,2 12,8	8,2 10,0	8,6 7,8	6,1 6,4	4,5 5,0		
7	8С-9	№6	14,2	5,0	12,5	5,0	7,2	8,2	5	0,51	1,39	1,32	21,7	9,1	45,5 49,1	22,6 18,6	15,7 12,5	4,8 7,2	5,2 5,1	3,6 4,8	2,6 2,3		

8	7	C-2	79/21	14,2	5,0	12,5	5,0	7,2	8,2	5	0,51	1,39	1,09	21,9	8,9	54,8	19,7	11,2	5,2	5,1	2,8	1,2
																54,1	19,1	9,6	5,2	4,8	4,6	1,1
9	8	C-5	№6	15,1	6,0	13,0	6,0	7,2	8,2	4	0,38	0,90	1,19	21,4	9,5	34,4	19,3	13,4	9,6	10,3	7,3	5,4
																32,1	18,8	13,9	10,5	10,0	8,5	5,3
10	8	C-8	K3	15,2	6,0	12,5	6,0	7,2	8,2	4	0,40	0,90	1,19	33,4	13,3	57,6	18,6	13,4	3,1	3,3	2,3	1,7
																60,0	17,6	14,1	2,8	2,7	2,1	1,8
11	7	C-2	№6	16,7	6,0	13,5	6,0	9,2	10,2	3	0,40	0,98	1,16	23,3	9,5	48,8	19,2	10,6	7,8	7,7	4,2	1,7
																53,0	18,0	10,8	7,0	5,1	5,1	2,0
12	7	C-3	79/21	16,7	6,0	13,5	6,0	9,2	10,2	3	0,40	0,98	1,11	20,6	8,5	44,3	18,2	9,9	10,1	9,9	5,4	2,2
																49,2	18,7	11,0	9,4	6,4	3,3	2,0
13	7	C-6	K3	19,4	6,0	14,0	6,0	11,1	14,2	9	0,40	0,98	1,26	22,6	9,3	53,9	20,3	11,5	5,2	5,2	2,8	1,1
																58,5	18,9	9,6	4,9	4,0	3,2	0,9
14	4	A-4	№6	13,5	7,0	11,5	6,5	6,5	7,0	4	0,33	0,63	1,34	39,3	17,2	75,0	10,2	4,1	5,0	3,6	1,7	0,4
																65,0	14,9	6,4	6,9	4,2	2,0	0,6
15	4	A-4	79/21	15,5	8,0	14,0	7,5	8,5	9,0	5	0,28	0,54	1,26	36,9	16,2	70,9	15,1	5,6	4,0	2,8	1,3	0,3
																64,0	16,0	10,0	4,3	2,8	1,4	0,4
16	4	A-4	№6	12,5	7,0	9,0	7,0	5,5	6,5	4	0,43	0,59	1,34	39,3	17,2	79,1	11,3	4,9	2,2	1,6	0,8	0,1
																65,7	18,2	9,5	3,6	2,5	0,5	0,0
17	4	A-4	№6	11,0	6,0	4,5	7,0	11,0	5,0	4	0,33	0,65	1,34	39,3	17,2	81,4	10,5	3,9	2,0	1,4	0,7	0,1
																68,8	17,6	7,2	4,0	2,0	0,4	0,0
18	4	A-4	79/21	14,5	8,5	12,0	8,0	7,0	8,0	3	0,28	0,49	1,26	36,9	16,2	66,9	15,8	5,9	5,7	4,0	1,9	0,4
																63,5	17,7	7,5	5,0	3,0	2,8	0,2
19	4	A-4	79/21	14,5	8,0	11,0	7,5	7,0	8,0	4	0,33	0,55	1,26	36,9	16,2	10,3	15,2	5,6	4,2	3,0	1,4	0,3
																66,1	18,1	6,5	4,0	4,0	1,1	0,2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
20	4	A-4	№6	17,0	9,0	13,0	8,0	9,5	10,0	3	0,27	0,47	1,34	39,3	17,2	<u>69,5</u> 65,0	<u>15,9</u> 19,0	<u>5,9</u> 6,3	<u>4,4</u> 4,2	<u>3,1</u> 3,5	<u>1,4</u> 1,5	<u>0,3</u> 0,5
21	5	A-2	№6	10,5	7,0	9,0	7,0	4,8	4,5	4	0,45	0,58	1,26	25,2	10,8	<u>46,8</u> 48,0	<u>17,2</u> 18,0	<u>9,5</u> 11,0	<u>10,3</u> 8,7	<u>9,2</u> 8,5	<u>4,9</u> 4,0	<u>2,1</u> 1,8
22	5	A-3	№6	10,5	7,0	10,0	7,0	4,0	4,5	4	0,45	0,58	1,31	26,4	10,3	<u>48,0</u> 44,0	<u>17,5</u> 20,0	<u>9,8</u> 11,0	<u>10,1</u> 8,8	<u>8,0</u> 8,7	<u>4,7</u> 6,0	<u>1,9</u> 1,5
23	5	A-2	79/21	12,5	7,0	10,0	7,0	5,5	6,5	3	0,34	0,55	1,19	23,7	10,2	<u>45,7</u> 43,0	<u>17,2</u> 19,5	<u>9,5</u> 12,0	<u>10,7</u> 12,3	<u>9,5</u> 6,2	<u>5,0</u> 5,3	<u>2,1</u> 1,7
24	5	A-3	79/21	12,5	7,0	12,0	7,0	5,5	6,5	3	0,34	0,55	1,23	24,8	9,7	<u>45,4</u> 49,0	<u>17,7</u> 15,5	<u>9,8</u> 12,0	<u>10,6</u> 10,1	<u>9,4</u> 8,0	<u>4,9</u> 5,2	<u>2,0</u> 2,2
25	5	A-3	№6	14,0	7,0	10,0	6,5	7,0	7,5	5	0,43	0,72	1,30	26,3	10,3	<u>50,6</u> 47,5	<u>18,1</u> 19,9	<u>10,5</u> 11,7	<u>8,2</u> 9,5	<u>7,2</u> 5,9	<u>3,8</u> 4,2	<u>1,6</u> 1,3
26	5	A-2	№6	13,0	8,0	12,0	7,0	5,5	7,0	3	0,31	0,53	1,26	25,2	10,8	<u>45,8</u> 50,4	<u>17,8</u> 19,5	<u>9,8</u> 12,0	<u>10,4</u> 8,6	<u>9,3</u> 5,5	<u>4,9</u> 3,5	<u>2,0</u> 1,5
27	5	A-3	№6	15,0	8,0	11,0	7,0	5,5	7,0	3	0,33	0,56	1,30	26,6	10,3	<u>45,4</u> 50,4	<u>17,0</u> 18,5	<u>9,4</u> 12,0	<u>11,1</u> 6,4	<u>9,8</u> 6,2	<u>5,1</u> 4,5	<u>2,2</u> 2,0
28	6	A-1	№6	11,0	6,0	9,0	6,0	4,5	5,0	4	0,50	0,83	1,22	21,8	9,4	<u>38,6</u> 35,6	<u>18,6</u> 21,8	<u>12,7</u> 14,0	<u>9,4</u> 9,5	<u>8,4</u> 7,1	<u>6,3</u> 7,0	<u>6,0</u> 5,0
29	6	A-1	79/21	13,0	6,0	11,0	7,0	6,0	6,0	4	0,45	0,72	1,15	20,5	8,9	<u>33,8</u> 30,0	<u>17,5</u> 19,0	<u>12,2</u> 16,9	<u>11,2</u> 10,8	<u>10,1</u> 8,4	<u>7,9</u> 8,9	<u>7,3</u> 6,0
30	6	A-2	79/21	13,0	6,0	11,0	7,0	6,0	6,0	4	0,45	0,72	1,19	23,7	10,2	<u>38,6</u> 30,0	<u>18,9</u> 19,0	<u>12,8</u> 16,9	<u>9,1</u> 10,8	<u>8,2</u> 8,4	<u>6,6</u> 8,9	<u>5,8</u> 6,0

31	6	A-2	№ 6	13,0	6,0	12,0	6,0	6,0	6,0	3	0,43	0,85	1,26	25,2	10,8	<u>42,9</u> 41,0	<u>19,6</u> 20,4	<u>13,3</u> 15,0	<u>7,4</u> 9,0	<u>6,8</u> 7,0	<u>5,2</u> 4,5	<u>4,8</u> 4,0
32	6	A-1	№ 6	14,0	6,5	12,5	6,0	7,0	7,5	5	0,42	0,85	1,22	21,8	9,4	<u>38,4</u> 40,0	<u>18,8</u> 20,0	<u>12,8</u> 12,0	<u>9,2</u> 9,5	<u>8,2</u> 7,5	<u>6,5</u> 5,5	<u>6,0</u> 5,5
33	6	A-1	79/21	15,0	6,5	13,0	6,5	8,0	8,5	4	0,36	0,79	1,15	20,5	8,9	<u>35,4</u> 40,0	<u>18,1</u> 17,3	<u>12,5</u> 14,0	<u>10,4</u> 9,2	<u>9,4</u> 8,1	<u>7,4</u> 5,6	<u>6,8</u> 5,8
34	6	A-2	79/21	15,0	6,5	11,0	6,5	8,0	8,5	4	0,45	0,79	1,19	23,7	10,2	<u>41,5</u> 40,7	<u>19,8</u> 18,5	<u>13,3</u> 12,0	<u>7,8</u> 10,4	<u>6,9</u> 8,0	<u>5,4</u> 5,6	<u>5,1</u> 4,8
35	1	K-3	№ 6	16,0	9,0	12,0	8,5	8,0	8,5	4	0,28	0,38	1,38	30,0	14,9	<u>60,7</u> 56,6	<u>14,2</u> 18,3	<u>4,2</u> 6,4	<u>8,8</u> 7,8	<u>6,9</u> 7,5	<u>3,4</u> 3,0	<u>0,7</u> 0,4
36	1	K-5	№ 6	16,0	9,0	12,0	8,5	8,0	8,5	4	0,28	0,38	1,48	38,8	18,7	<u>70,9</u> 75,0	<u>13,1</u> 14,4	<u>4,4</u> 5,1	<u>4,7</u> 2,4	<u>3,7</u> 2,4	<u>1,8</u> 0,7	<u>0,4</u> 0,0
37	1	K-3	№ 6	20,0	10,0	15,0	10,0	11,0	12,0	4	0,21	0,34	1,38	30,0	14,9	<u>58,6</u> 60,0	<u>14,4</u> 16,1	<u>4,2</u> 6,0	<u>10,1</u> 7,9	<u>8,0</u> 6,0	<u>3,9</u> 3,5	<u>0,8</u> 0,5
38	1	K-5	79/21	16,0	10,0	14,0	10,0	7,0	8,0	2	0,17	0,25	1,40	36,5	17,7	<u>61,5</u> 60,0	<u>14,3</u> 17,4	<u>4,3</u> 7,4	<u>8,8</u> 8,5	<u>6,9</u> 3,8	<u>3,4</u> 2,4	<u>0,7</u> 0,5
39	1	K-3	№ 10	20,0	11,0	16,0	11,0	10,0	10,5	3	0,17	0,25	1,28	28,3	14,0	<u>56,1</u> 53,0	<u>14,6</u> 18,0	<u>4,1</u> 6,4	<u>11,2</u> 9,1	<u>8,7</u> 7,5	<u>4,2</u> 4,9	<u>0,9</u> 1,1
40	1	K-3	79/21	14,0	9,5	12,0	9,5	5,5	6,0	3	0,22	0,29	1,28	28,3	14,0	<u>54,5</u> 58,0	<u>14,8</u> 15,0	<u>4,3</u> 6,2	<u>11,8</u> 10,8	<u>9,2</u> 6,1	<u>4,5</u> 2,7	<u>0,9</u> 1,2
41	1	K-5	79/21	20,0	11,0	16,0	11,0	10,0	10,5	3	0,16	0,25	1,40	36,5	17,6	<u>62,5</u> 65,0	<u>14,5</u> 17,3	<u>4,3</u> 6,2	<u>8,3</u> 5,1	<u>6,5</u> 4,2	<u>3,2</u> 1,7	<u>0,7</u> 0,5
42	2	K-2	79/21	15,0	8,5	12,0	8,5	5,5	6,0	3	0,25	0,33	1,22	29,9	14,3	<u>44,7</u> 41,2	<u>15,8</u> 18,8	<u>9,4</u> 11,7	<u>12,2</u> 11,5	<u>10,8</u> 12,0	<u>5,2</u> 4,3	<u>1,6</u> 1,5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23
43	2	K-4	79/21	15,0	8,5	12,0	8,5	5,5	6,0	3	0,23	0,33	1,32	37,3	17,2	$\frac{53,0}{52,2}$	$\frac{16,7}{18,6}$	$\frac{9,8}{10,2}$	$\frac{8,2}{7,6}$	$\frac{7,3}{5,8}$	$\frac{3,5}{3,8}$	$\frac{1,1}{1,0}$
44	2	K-2	79/21	12,0	7,5	11,0	—	4,5	5,0	1	0,34	—	1,22	29,9	14,2	$\frac{47,2}{50,2}$	$\frac{16,1}{14,8}$	$\frac{9,8}{10,0}$	$\frac{10,9}{8,8}$	$\frac{9,7}{11,7}$	$\frac{4,7}{4,3}$	$\frac{1,5}{1,2}$
45	2	K-4	79/21	12,0	7,5	11,0	7,5	4,5	5,0	4	0,34	0,53	1,32	37,3	17,2	$\frac{62,0}{60,0}$	$\frac{15,5}{18,0}$	$\frac{9,2}{9,2}$	$\frac{5,6}{4,4}$	$\frac{4,9}{5,5}$	$\frac{2,2}{2,0}$	$\frac{0,7}{0,9}$
46	2	K-2	№6	20,0	9,5	15,0	9,5	11,0	11,5	3	0,23	0,38	1,30	31,8	15,2	$\frac{47,6}{50,5}$	$\frac{16,6}{15,8}$	$\frac{9,8}{9,0}$	$\frac{10,7}{8,5}$	$\frac{9,5}{8,5}$	$\frac{4,5}{5,2}$	$\frac{1,3}{1,5}$
47	2	K-3	№6	20,0	9,5	15,0	9,5	11,0	11,5	3	0,23	0,37	1,36	33,0	16,4	$\frac{49,4}{52,8}$	$\frac{16,5}{15,8}$	$\frac{9,8}{7,0}$	$\frac{9,9}{8,5}$	$\frac{8,8}{8,5}$	$\frac{4,3}{5,2}$	$\frac{1,3}{1,0}$
48	2	K-3	79/21	16,0	8,0	12,0	8,0	7,5	8,0	3	0,23	0,37	1,28	31,1	15,4	$\frac{52,1}{55,9}$	$\frac{16,7}{18,8}$	$\frac{9,9}{9,2}$	$\frac{8,6}{5,9}$	$\frac{7,7}{5,1}$	$\frac{3,7}{4,7}$	$\frac{1,1}{0,8}$

Примечание. Граммонит 79/21 обозначен цифрами 79/21, аммонит 6ЖВ — цифрой № 6, аммонит № 10 — цифрой № 10, комбинированный заряд — буквами КЗ; числитель — расчетный выход фракций, знаменатель — фактический выход фракций.

3. Скорости характерных элементов уступа и ширина отброшенной части развала при различных параметрах взрыва

№ п/п	Степень взрываемости пород	Кол-во рядов	Высота уступа, м	Глубина скважин, м	РМС, м	РМР, м	ЛСП, м	Масса заряда, кг	Тип ВВ	Длина забойки, м	Удельный расход ВВ (кг/м³) по		P ₁	v _{max} , м/с	P ₂	v _{смах} , м/с	U ₀ , м	—X ₀ , м	Ширина отброшенной части развала, м	
											первому ряду	последующим рядам							фактическая	расчетная
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
1	ЛВ	4	10,0	12,0	9,0	8,0	10,0	220	№6	6,5	0,24	0,33	0,59	6,5	0,93	6,0	4,80	2,45	12,0	14,0
2	ЛВ	4	12,0	14,0	9,5	8,5	11,0	260	№10	7,5	0,21	0,27	0,61	6,2	0,93	5,8	5,65	2,85	14,5	15,4
3	ЛВ	3	15,0	17,0	10,0	9,0	12,5	360	№10	8,5/8,0	0,19	0,27	0,66	6,4	0,91	5,8	7,00	3,55	19,0	17,6
4	ЛВ	4	17,0	19,5	10,5	9,5	13,5	420	№10	9,5/8,0	0,17	0,25	0,66	6,2	0,93	5,8	8,50	4,50	22,0	19,7
5	ЛВ	1	20,0	22,5	11,0	10,0	15,0	520	№10	10,0/9,0	0,16	0,24	0,70	6,3	0,90	5,7	9,00	4,50	23,5	21,2
6	СВ	5	10,0	12,0	7,0	6,5	9,0	240	№10	6,5	0,38	0,51	0,59	9,3	0,91	8,5	4,20	1,5	16,5	18,3
7	СВ	4	12,0	14,0	7,5	7,0	20,0	280	№10	7,5/7,0	0,31	0,44	0,61	8,7	0,91	7,9	5,00	2,55	19,0	20,2
8	СВ	5	15,0	17,0	8,0	7,5	11,5	370	№10	8,5/7,0	0,27	0,41	0,66	8,7	0,90	7,8	6,40	3,49	23,5	23,4
9	СВ	3	17,0	19,5	8,5	8,0	12,5	430	№10	9,0/7,5	0,24	0,37	0,69	8,6	0,91	7,8	7,20	3,70	23,5	25,0
10	СВ	4	20,0	23,0	9,0	8,5	14,0	540	№10	9,5/8,5	0,21	0,35	0,73	8,6	0,85	7,3	8,60	4,40	30,0	27,7
11	ТВ	3	10,0	12,5	5,0	5,0	8,5	230	№6	6,5/6,0	0,54	0,92	0,62	12,0	0,90	10,8	3,75	1,70	18,5	22,5
12	ТВ	4	12,0	14,5	5,5	5,0	9,5	260	№6	7,0/6,0	0,41	0,79	0,64	11,0	0,90	9,9	4,30	1,90	21,5	24,3
13	ТВ	6	15,0	18,0	6,0	5,5	10,7	360	№6	8,0/6,0	0,37	0,74	0,66	10,8	0,88	9,5	5,60	2,50	26,0	28,0
14	ТВ	3	17,0	20,5	6,5	6,0	11,7	440	№6	8,5/6,5	0,34	0,66	0,69	10,8	0,85	9,2	6,35	2,80	29,0	30,0
15	ТВ	4	20,0	24,0	7,5	6,5	13,0	560	№6	9,0/7,5	0,29	0,57	0,72	10,80	0,87	9,20	7,70	3,40	36,0	33,0
16	СВ	4	21,0	24,0	10,0	9,0	15,5	660/80	№6	10,5/6,5	0,22	0,39	0,77	8,60	0,84	7,25	10,00	4,70	34,0	32,0
17	СВ	3	16,5	20,0	9,0	8,0	11,0	400/40	№6	$\frac{12,8,5}{12,7,5}$	0,26	0,37	0,57	7,00	0,89	6,20	5,05	2,35	18,0	16,5
18	СВ	4	14,5	16,5	8,0	7,5	12,0	350/100	79/21	$\frac{12,8,0}{12,7,5}$	0,32	0,47	0,53	7,60	0,95	7,20	5,90	2,75	17,5	19,5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21
19	ЛВ	4	16,9	19,6	10,0	9,0	10,8	380	№6	9,8/7,0	0,20	0,24	0,65	6,30	0,87	5,50	5,95	2,75	16,0	16,5
20	ТВ	6	18,0	20,5	7,5	8,0	14,0	$\frac{580}{405/120}$	79/21	$\frac{12/6,0}{13/7,5}$	0,33	0,48	0,64	9,20	0,92	8,50	8,35	3,90	25,0	27,0
21	ЛВ	4	10,0	12,0	8,9	8,1	8,8	210	№10	7/6,5	0,26	0,28	0,53	6,20	0,93	5,75	3,70	1,75	13,0	13,0
22	ЛВ	7	13,0	15,0	8,7	9,5	11,0	310	79/21	8/7,0	0,25	0,29	0,62	7,10	0,92	6,50	5,45	2,55	20,0	18,5
23	ЛВ	5	12,5	14,5	9,5	9,5	9,5	185/77	№10	11/7,0	0,23	0,23	0,53	5,90	0,94	5,55	4,25	2,00	15,0	14,0
24	ЛВ	1	14,0	15,6	10,8	—	10,2	340	№10	8,4	0,22	—	0,63	6,70	0,91	6,10	5,55	2,60	19,0	17,5
25	ЛВ	1	16,5	19,0	10,0	—	13,0	385	№10	11,0	0,18	—	0,58	5,60	0,93	5,20	6,25	2,90	18,0	16,5
26	СВ	4	18,0	20,0	8,5	8,5	12,7	465	№10	11/8,5	0,24	0,35	0,62	7,00	0,91	6,35	6,95	3,25	22,0	20,0
27	ЛВ	1	17,0	19,6	10,0	—	10,8	380	№10	8,8	0,21	—	0,70	7,20	0,85	6,10	6,35	2,95	23,0	21,0
28	ЛВ	1	20,0	22,0	11,5	—	15,0	640	№10	10,0	0,18	—	0,71	7,00	0,88	6,15	9,05	4,20	26,0	24,0
29	ЛВ	1	21,0	24,5	11,5	—	16,0	650	№10	10,0	0,17	—	0,73	6,80	0,85	5,80	9,20	4,30	26,0	23,5
30	СВ	4	12,5	15,0	7,5	7,2	10,0	275	КЗ	8,5	0,29	0,41	0,57	7,35	0,89	6,50	6,30	2,95	17,0	18,0
31	СВ	3	12,2	14,2	8,2	8,0	9,3	269	№10	8,0/6,5	0,29	0,34	0,57	7,85	0,92	7,20	4,35	2,05	18,0	20,0
32	ТВ	1	18,0	21,0	6,0	—	13,0	650	№6	8,5	0,46	—	0,72	$\frac{13,30}{12,25}$	0,81	$\frac{10,75}{10,75}$	7,40	3,50	45,0	42,5
33	ТВ	1	18,0	22,0	8,2	—	11,6	500/80	79/21	10,0/7,5	0,24	—	0,74	$\frac{12,25}{12,25}$	0,78	9,55	6,90	3,20	35,0	37,0
34	ТВ	1	18,0	21,4	8,8	—	14,0	562	79/21	11,3	0,25	—	0,61	9,20	0,90	8,30	6,75	3,15	23,0	25,0
35	ТВ	4	20,0	23,0	7,0	8,0	13,9	$\frac{520}{480/100}$	КЗ	$\frac{10,0/5,0}{11,5/7,5}$	0,29	0,52	0,74	$\frac{10,65}{10,65}$	0,83	8,85	8,60	4,00	35,0	34,5
36	ТВ	3	20,0	23,0	7,2	7,7	15,8	$\frac{680}{525/77}$	79/21	$\frac{11,0}{11,0/7,5}$	0,30	0,60	0,67	$\frac{10,95}{10,95}$	0,89	9,75	8,50	3,95	32,0	34,0

37	ТВ	5	20,5	23,5	7,0	6,5	16,5	$\frac{525}{432/225}$	79/21	$\frac{12,5/6}{14,0/7,5}$	0,25	0,70	0,69	0,50	0,88	9,25	9,20	4,30	32,0	34,0
38	ТВ	1	20,0	23,5	8,2	—	13,8	$\frac{640}{40}$	79/21	11,0/6,0	0,30	—	0,71	11,75	0,84	9,90	7,95	3,70	33,0	36,5
39	ТВ	4	10,0	13,0	6,0	6,2	9,5	$\frac{270}{10}$	79/21	7,0/6,5	0,47	0,72	0,55	11,45	0,91	10,40	3,65	1,70	25,0	23,0
40	ТВ	1	14,0	17,0	6,5	—	7,5	$\frac{285}{10}$	№6	11,5	0,42	—	0,42	7,40	0,93	6,90	2,67	1,25	15,0	13,0
41	СВ	4	14,5	16,5	8,9	7,0	10,0	$\frac{320}{10}$	№10	8,7/7,0	0,24	0,35	0,63	7,75	0,90	7,00	5,40	2,50	17,0	19,0
42	СВ	1	14,0	18,0	9,3	—	10,0	$\frac{452}{10}$	79/21	9,3	0,34	—	0,57	8,50	0,87	7,40	4,15	1,90	17,0	19,0
43	СВ	2	14,7	18,0	9,1	8,0	12,7	$\frac{360}{10}$	КЗ	10,1	0,21	0,33	0,56	6,00	0,92	5,50	5,40	2,50	16,0	14,5
44	СВ	4	14,7	18,0	9,8	8,8	9,5	$\frac{412}{308/104}$	№10	$\frac{10,0}{12,8/7,8}$	0,30	0,32	0,56	7,75	0,89	6,90	4,20	1,95	16,0	17,0
45	СВ	6	14,0	14,8	10,1	7,3	13,3	$\frac{357}{320/80}$	КЗ	$\frac{8,0}{9,5/6,5}$	0,18	0,38	0,65	6,45	0,94	6,05	7,25	3,35	18,0	18,0
46	СВ	5	16,5	17,5	8,8	6,7	11,8	$\frac{352}{10}$	79/21	10/8,5	0,20	0,36	0,62	6,95	0,93	6,45	6,80	3,15	20,0	19,0

Примечание. Первая цифра — для основного заряда, вторая — для дополнительного заряда; числитель — для скважин первого ряда, знаменатель — для скважин второго и последующих рядов; ТВ — трудновзрывающиеся породы, СВ — средневзрывающиеся, ЛВ — легковзрывающиеся.

ОГЛАВЛЕНИЕ

От редактора	3
Введение	5
1. Разрушение массива пород взрывом и технологические параметры взорванной горной массы	8
1.1. Разрушение твердых тел при простых нагружениях. Теории прочности	8
1.2. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом	14
1.3. Методы управления действием взрыва на карьерах	20
1.4. Критерии оценки качества дробления взорванной горной массы	28
1.5. Характеристики размещения разнородных пород массива в развале	35
2. Основные свойства пород и взрываемость горного массива	43
2.1. Упругие, прочностные свойства пород и трещиноватость горных массивов	43
2.2. Технологическая характеристика взрываемости горных пород	50
2.3. Анализ результатов экспериментов, проведенных по методике В. В. Ржевского	59
2.4. Новая характеристика взрываемости массива пород	67
3. Размеры полости при взрыве цилиндрического заряда ВВ	72
3.1. Закономерности развития полости при взрыве цилиндрического заряда	72
3.2. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения	78
3.3. Лабораторные исследования развития цилиндрической полости в образцах горных пород	85
3.4. Конечные размеры полости в массиве горных пород	91
4. Ку́сковатость взорванной горной массы	99
4.1. Определение размеров зон дробления	101
4.2. Расчет гранулометрического состава взорванных пород	108
4.3. Опытнo-промышленная проверка метода	116

4.4. Влияние свойств ВВ на кусковатость взорванной горной массы	121
4.5. Зависимость производительности экскаватора от кусковатости взорванной породы	127
5. Полезное использование энергии взрыва зарядов дробления	132
5.1. Методы оценки полезного использования энергии взрыва	132
5.2. Определение скорости движения центра масс отбиваемой части массива	135
5.3. Характеристики разрушения массива горных пород	145
5.4. Затраты энергии взрыва на разрушение массива пород и перемещение раздробленной массы	152
6. Закономерности размещения пород из различных частей уступа в развале	162
6.1. Моделирование формирования развала на вакуумном устройстве	162
6.2. Моделирование образования развала в полигонных условиях	170
6.3. Аналитическое определение геометрических размеров развала	176
6.4. Влияние технологии взрывных работ на параметры развала пород	183
6.5. Показатель сложности строения и отработки разнородных забоев	189
7. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород и методы управления ими	189
7.1. Определение структурно-технологических характеристик сложных забоев	198
7.2. Метод расчета технологических параметров взорванной горной массы	204
7.3. Метод расчета параметров взрывания	208
7.4. Способы управления процессами взрывного дробления и перемещения пород	217
Литература	223
Приложения	229
1. Условный гранулометрический состав отдельностей в массиве	229
2. Гранулометрический состав взорванных пород при различных параметрах взрывания	230
3. Скорости характерных элементов уступа и ширина отброшенной части развала при различных параметрах взрывания	235

Баян Ракишевич Ракишев

**ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ
ВЗОРВАННЫХ ПОРОД НА КАРЬЕРАХ**

*Утверждено к печати Ученым советом Института горного дела
Академии наук Казахской ССР*

Рецензенты: члены-корреспонденты АН КазССР
Ш. А.-Г. Болгожин, А. Ж. Машанов

Зав. редакцией *Н. А. Менжулина*
Редакторы *Т. Н. Кривобокова, Г. И. Тимошенко*
Художественный редактор *А. Б. Мальцев*
Оформление художника *И. З. Уразаева*
Технический редактор *В. К. Горячкина*
Корректор *О. Д. Цой*

ИБ № 1391

Сдано в набор 29.10.82. Подписано в печать 14.03.83. УГ10030.
Формат 60×90¹/₁₆. Бум. тип. № 1. Литературная гарнитура.
Высокая печать. Усл. п. л. 15. Уч.-изд. л. 15,9. Тираж 1500. Заказ 210.
Цена 2 р. 10 к.

Издательство «Наука» Казахской ССР.
Типография издательства «Наука» Казахской ССР.
Адрес издательства и типографии: 480021, г. Алма-Ата, Шевченко, 28.