

Б.Р. Ракишев

**ЭНЕРГОЕМКОСТЬ
МЕХАНИЧЕСКОГО
РАЗРУШЕНИЯ
ГОРНЫХ ПОРОД**

Издательство МПКП «Баспагер»

Алматы, 1998

ББК 33.1

Р19

УДК 622.235:622.233

Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. - Алматы: Баспагер, 1998. -- 210 с.

В монографии рассмотрены вопросы теории разрушения горных пород при различных технологических процессах их переработки. Изложены разработанные автором аналитические методы расчета гранулометрического состава взорванных пород с учетом их физико-механических свойств, трещиноватости массива, характеристик ВВ и условий взрыва. С использованием предложенной математической модели установлены нормы удельных энергозатрат на разрушение пород при различных формах проявления масштабного фактора. Описаны энергосберегающие технологии разрушения горных пород при взрывании, дроблении и измельчении.

Книга предназначена для инженерно-технических и научных работников, занимающихся вопросами энерго-ресурсосбережения при различных процессах переработки горных пород; может быть полезна студентам соответствующих вузов.

Библиогр. 75 назв. Ил. 32 Табл. 34

Рецензент: доктор технических наук, профессор Ерофеев И.Е.

Спонсор: Министерство экологии и природных ресурсов Республики Казахстан.

Р 2502010000 - 01
00(05)98

ББК 33.1.

ISBN9965-01-081-1

© Ракишев Б.Р.

ПРЕДИСЛОВИЕ

Разрушение горных пород с целью их отделения от массива с помощью механической переработки применяется во многих отраслях промышленности: в горнодобывающей, энергетической, металлургической, химической, строительной и др. Только в горнодобывающей промышленности объем добычи твердых полезных ископаемых по данным академика В.В. Ржевского находится на уровне 20 млрд. т. в год. При их последующей переработке в зависимости от характера поставленных задач затрачивается до 10% электроэнергии и свыше 2,5% металла, производимых в странах СНГ.

Следовательно, оптимизация и рациональная организация процессов бурения, взрывания, дробления, измельчения и дальнейшего их совершенствование должны базироваться на новых научных достижениях в указанных направлениях. Например, 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. Для этого использованы общие закономерности развития взрыва в твердой среде с приложением их к реальным условиям взрывания горных пород.

На основе методов теоретической механики и механики деформируемого твердого тела определены предельный радиус взрывной полости, размеры зон разрушения и начальные условия движения раздробленной горной массы. Гранулометрический состав взрывчатых пород, критическая скорость разрушения массива и максимальная скорость его выброса непосредственно взаимосвязаны с прочностными, упругими свойствами пород, трещиноватостью массива, свойствами ВВ, параметрами и условиями взрывания зарядов. Вычисленные кинематические характеристики позволили найти затраты взрыва на разрушение массива и движение раздробленной массы.

Для определения соответствующих затрат энергии при бурении, дроблении, измельчении на основе положений теории упругости и принципов дробления с учетом различных форм масштабного эффекта установлены математические модели энергоемкости сокращения крупности твердых полезных ископаемых. С их использованием найдены нормы удельных энергозатрат, т.е. абсолютное значение затрачиваемой работы, физический коэффициент полезного действия процесса разрушения горных пород при дроблении по их физико-механическим характеристикам и степени разрушения. Аналитическое решение задачи

о взаимосвязи между вновь образующейся поверхностью и энергозатратами служит базой для оценки эффективности работ размольного оборудования.

Численные эксперименты, тестовые расчеты подтвердили достаточную адекватность установленных закономерностей изменения энергозатрат на разрушение реальной картины процессов. Полученные уравнения энергозатрат на дробление объединяют в себе известные эмпирические законы Кирпичева-Кика, Риттингера и Бонда, что согласуется с фундаментальным физическим принципом-постулатом соответствия. Не менее важным является то, что при этом раскрывается неопределенность их коэффициентов пропорциональности.

Возможное предотвращение излишних энергозатрат при технологическом переделе связано с упрочнением, которое достигается воздействием на горные породы различными видами физических полей. Рассматривается способ, предусматривающий обработку исходного минерального сырья импульсными пучками ускоренных электронов с одновременным воздействием механической нагрузкой. Результаты испытаний показывают, что переделы прочности обработанных пород уменьшаются в пределах 1,49 -- 2,41 раза.

В основу монографии положены результаты научно-исследовательских работ, выполненных лично автором и под его руководством в Казахском национальном техническом университете и на предприятиях горно-металлургического комплекса Республики Казахстан.

Последние три параграфа главы 2 и глава 5 написаны совместно с кандидатом технических наук, доцентом Кунпановым М.С. Автор признателен Максугу Сарсенбиевичу за длительную совместную научную деятельность.

Автор выражает глубокую благодарность министру экологии и природных ресурсов Республики Казахстан, доктору геолого-минералогических наук, академику НАН АМР РК Даукееву Серикбеку Жусупбековичу и коллективу информационно-аналитического центра геологии, экологии и природных ресурсов РК за помощь в издании монографии.

ГЛАВА I. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССАХ

Разрушение горных пород при бурении, взрывании массива пород и дроблении кусков полезных ископаемых для обогащения является сложным и энергоемким процессом. Знание закономерностей их разрушения при различных технологических процессах необходимо для создания эффективных способов управления этими операциями. При этом конечные результаты отдельного процесса зависят от большого количества исходных данных, характера взаимодействия среды с воздействующими силами. Для понимания сути рассматриваемого вопроса при сложных технологических процессах остановимся на механизме разрушения твердых тел при простых статических нагрузках.

1.1. Разрушение твердых тел при простых нагружениях. 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 частей 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 разрушение 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 наиболее 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 относительно удлинение $\varepsilon_{\max}$ достигает предельной для данной материала величины $\varepsilon_{\text{пред}}$. В общем случае

$$\varepsilon_{\max} = \varepsilon_{\text{пред}} = \frac{1}{E} [\sigma_1 - \mu (\sigma_2 + \sigma_3)]. \quad (1.2)$$

где E, μ — модуль упругости и коэффициент Пуассона.

При простом растяжении $\varepsilon_{\text{пред}} = \sigma_p / E$. 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 $\tau_{\max}$ станет равным некоторой постоянной для данного материала величине τ_1 — пределу текучести (разрушения):

$$\tau_{\max} = \tau_1. \quad (1.4)$$

При сложном напряженном состоянии $\tau_{\max} = (\sigma_1 - \sigma_3) / 2$, 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 пластическими 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 предположение, 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

привести не всю потенциальную энергию деформации, а только ту ее часть, которая идет на изменение формы тела. При этом начало текучести или разрушения 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

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

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

Полагая, что опасное количество энергии формоизменения не зависит от вида напряженного состояния, можно написать

$$\Pi_\phi^0 = \frac{3}{\sqrt{2}} \sigma^2,$$

Подставив выражения для Π_ϕ и Π_ϕ^0 в уравнение (1.6), получим условие наступления опасного состояния: $\frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} = \sigma_1$.

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

$$\sigma_1 = \frac{3}{\sqrt{2}} \tau_{\text{окт}} \leq [\sigma]. \quad (1.7)$$

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 предельной максимальной касательного напряжения может зависеть от величины нормального напряжения σ_n на площадке скольжения. Эта теория постулирует существование предельной зависимости [9]:

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

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

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 сдвига. 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 сдвигу τ_0 и сопротивление отрыву σ_0 . Причем пластическое разрушение определяется максимальными касательными, а хрупкое разрушение — максимальными приведенными нормальными напряжениями.

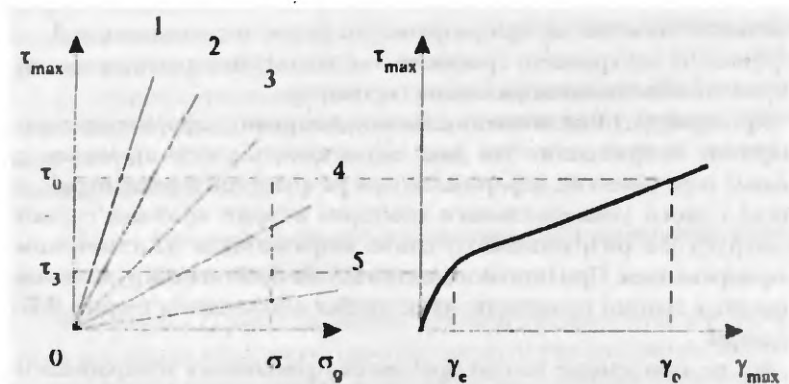


Рис. 1.1. Диаграмма механического состояния Я.Б. Фридмана

На рис. 1.1. показана диаграмма механического состояния Я.Б. Фридмана. 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 $\sigma_{\text{пр}}$, а в правой — максимальные пластические сдвиги $\gamma_{\max}^p$. 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 $\tau_{\max} = f(\gamma_{\max}^p)$. 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 [40]:

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

Здесь $\mathcal{E}_p$ — интенсивность пластических деформаций; E_p — пластическое разрыхление материала; S — сопротивление материала всестороннему разрыву; постоянная $A = \beta \mathcal{E}_t^2$ включает в себя $\mathcal{E}_t$ — предельное значение $\mathcal{E}_p$ 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 проявление 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,

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. Орованахидом [40].

Поскольку распределение дефектов в объеме «однородных» материалов, например, горных пород с зёрнами и межзёрнными спайками, имеют случайный характер, разрушение таких тел наиболее полно объясняет статистическая теория прочности. Она исходит из положения, что любому макроскопическому разрушению предшествует образование микротрещины. Последнее обстоятельство положено в основу теории Гриффитса, согласно которой с увеличением внешней нагрузки при определённых условиях микротрещины начинают расти и образуются макротрещины, приводящие к возникновению новых обнажённых поверхностей. По сформулированному ими принципу разрушение тела наступает тогда, когда скорость разрушки упругой энергии оказывается равной скорости прироста поверхностной энергии, т.е. когда имеет место условие:

$$\frac{\partial W}{\partial l} + \frac{\partial U}{\partial l} = 0, \quad (1.11)$$

где W — энергия упругой деформации, U — поверхностная энергия, l — длина трещины.

На основании (1.11) может быть рассчитано критическое значение разрушающего напряжения в зависимости от природы деформируемого объекта. Исследования показывают, что в неоднородных средах максимальное напряжение, вызывающее зарождение трещины, всегда больше максимального напряжения, вызывающего макроразрушения. Это свидетельствует о том, что прочность тела полностью определяется прочностью его наиболее слабого звена.

К лавинообразному росту трещин в значительной степени способствует также, так называемая, импульсная (ударная) форма нагружения материала, основные характеристики которой рассматриваются ниже.

1.2. Механизм и основные характеристики разрушения горных пород при бурении

Разрушение горных пород при бурении производится инструментами, принципы действия которых основаны на вращательном движении и ударе, или их комбинациях. В соответствии с этим способы бурения, являющиеся механическими, делятся на: вращательный, ударный,

вращательно-ударный и ударно-вращательный.

Кроме того известны огневой и комбинированный способы бурения. На стадии исследования находится возможность применения энергии ВВ и высоковольтных электрических разрядов при бурении скважин.

Основные закономерности и характеристики разрушения горных пород при бурении, установленные в результате теоретических и экспериментальных исследований, и достаточно подробно изложены в работах Б.Н. Кутузова /26/, И.А. Тангаева /68/ и др. Из обзора данных о механических способах бурения явствует, что общим для всех них является принцип оказания давления (осевого усилия) на породу, величина которого подбирается в соответствии с пределом прочности разрушаемого объекта на вдавливание лезвий инструмента. При этом происходит последовательное разрушение от вдавливания и скалывание частиц пород с забоя. Продукты разрушения удаляют с помощью вытеснителей, шнеков, промывкой забоя водой или продувкой воздухом. В случае вращательного бурения процесс разрушения породы заключается в последовательном образовании стружек под действием крутящего момента, действующего на лезвие реза (рис. 1.2а). Это обстоятельство подтверждается также графиком изменения потребляемой инструментом мощности в зависимости от времени его работы (рис. 1.2б). Из графика заметно, что до наступления разрушения породы потребляемая мощность резко возрастает и столь же резко снижается в момент скола породы.

Экспериментально установленная зависимость скорости бурения от

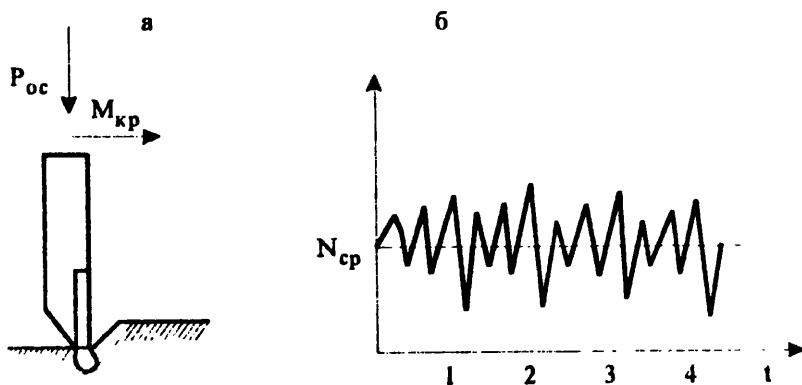


Рис. 1.2. Механизм разрушения породы при вращательном бурении: а — внедрение реза в породу и ее скол; б — колебания потребляемой мощности drill атемем вращения.

величины осевого усилия $P_{ос}$ приведена на рис. 1.3а. Из него видно, что наиболее оптимальное условие бурения приходится на участок II, где обнаруживается пропорциональность скорости бурения $V_б$ осевому усилию $P_{ос}$. Усилия, соответствующие участкам I и III, оказываются малоэффективными.

Согласно графику (рис. 1.3б) скорость бурения пропорциональна частоте вращения до определенного предела ($n_{кр}$), после которого она имеет тенденцию к снижению. Снижение скорости бурения происходит также с ростом крепости пород f .

При ударном бурении в результате передачи определенной части

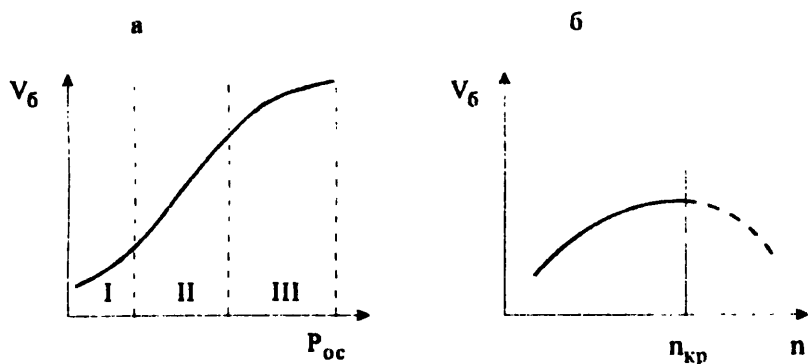


Рис. 1.3. Закономерности изменения скорости вращательного бурения в зависимости: а — от величины осевого усилия; б — от частоты вращения.

кинетической энергии молота буру, лезвие инструмента внедряется в породу. При этом образуется зона, где преобладают результаты процесса тонкого измельчения, за ней располагается зона, разрушаемая трещинами на столбикно-сектора, передний фронт которой имеет форму окружности (рис. 1.4а). При следующем, повторном ударе лезвие инструмента поворачивается на некоторый малый угол (рис. 1.4б).

Эксперименты показывают, что скорость ударного бурения в основном зависит от осевого усилия. График данной зависимости приведен на рис. 1.5. Из него прослеживается наличие предельных значений осевых усилий для каждого вида буровых молотов.

Свое влияние на эффективность разрушения горных пород при

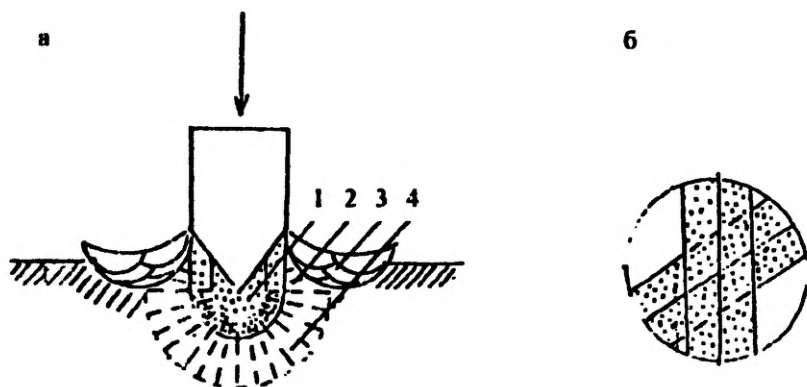


Рис. 1.4. Механизм разрушения породы при ударном бурении: 1 - зона измельчения; 2 - разрушенный слой; 3 - зона скола; 4 - зона растрескивания.

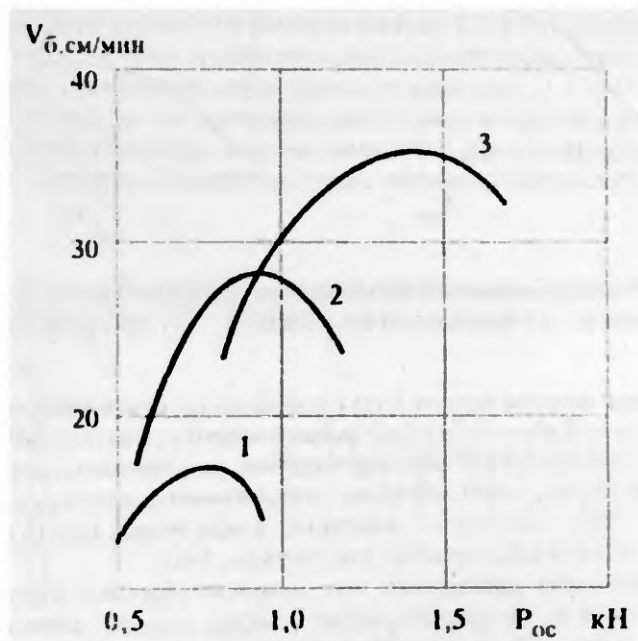


Рис. 1.5. Зависимость скорости бурения от осевого усилия для различных буровых молотков: 1 - легкие; 2 - средние; 3 - тяжелые

бурения оказывает диаметр коронки (шпура). На основании обобщений опытных данных установлена следующая зависимость между скоростью бурения и диаметром коронки инструмента:

$$(v_c / v_x) = (d_x / d_c). \quad (1.12)$$

Формула, как об этом отмечает автор работы [26], носит приближенный характер. На практике показатель степени соотношения может принимать значение в интервале от 1 до 2,5.

Механизм разрушения пород при шарошечном бурении оказывается аналогичным процессу разрушения при ударном бурении. Дело в том, что зубцы шарошечного долота при вращательном движении внедряются в породу как при ударе (рис. 1.6а). При применении долота со скольжением зубцы, смещаясь параллельно забою скважины, могут разрушать выступы породы (рис. 1.6б).

Для данного вида бурения характер изменения скорости бурения в

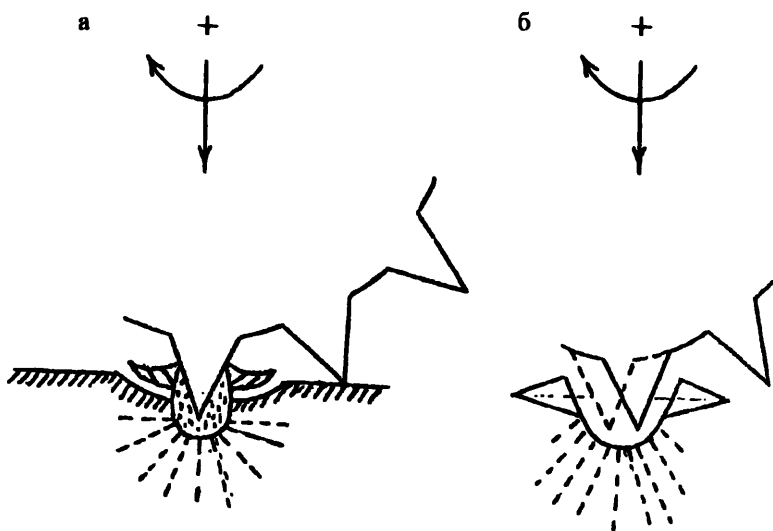


Рис. 1.6. Механизм разрушения породы зубцами шарошечного долота: а — долото чистого качения; б — долото со скольжением.

зависимости от осевого давления показан на рис. 1.7. Из него видно, что когда осевое усилие мало, скорость бурения незначительна. Это объясняется поверхностным разрушением породы. При усилиях, соответствующих области II, наблюдается пропорциональность объемного разрушения породы величине P_{oc} .

В области зоны III вновь прослеживается заметное снижение

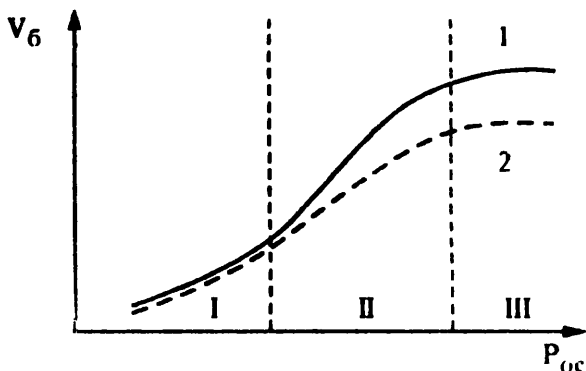


Рис. 1.7. Изменение скорости бурения с увеличением осевого усилия на долото: 1 — нормальная очистка забоя; 2 — недостаточная очистка забоя.

эффективности разрушения пород. Это происходит из-за недостаточной степени очистки забоя от накопившейся в нем мелочи. Повышение крепости пород f вызывает соответствующее увеличение значений осевого усилия P_{oc} и частоты вращения долота n . Однако при этом требуется повышение давления сжатого воздуха, необходимого для удовлетворительной очистки забоя и принятие мер по уменьшению вибрации на станине.

Таким образом, изложенное свидетельствует о том, что главным, определяющим параметром процесса разрушения горных пород при бурении является механическая скорость, которая, вообще говоря, зависит от множества факторов. Например, для ее определения при шарошечном бурении предлагается формула [68].

$$v = \frac{P_{oc} n}{\frac{b_1 + b_2 n}{P_{oc}} + (b_1 + b_2 n) P_{oc}}, \quad (1.13)$$

где b_1, b_2, b_3, b_4 — коэффициенты, зависящие от прочности пород и типоразмера долота; P_{∞} — осевое усилие; n — частота вращения долота.

Следует отметить, что применение данной формулы сопряжено со значительными трудностями, связанными с экспериментальными определениями многочисленных постоянных. Поэтому вывод выражений для скорости бурения горных пород, приемлемых в практическом отношении, остается актуальным. Так, например, в работе /74/ для установления скорости бурения предлагается рассмотреть движение так называемой сингулярной точки, т.е. движение одного инородного тела внутри другого твердого тела. При этом допускаются:

- а) характерный размер движущегося тела мал по сравнению с характерным размером разрушаемого тела и характерной длиной пути;
- б) характерный размер области необратимых (пластических, вязких и т.п.) деформаций вблизи движущегося тела мал по сравнению с характерным размером разрушаемого тела и характерной длиной пути».

Предполагается, что сделанные допущения имеют место в процессе разрушения горных пород при бурении. Если направления внешней силы P и крутящего момента M совпадают с направлением движения особой точки, то будет справедливо следующее соотношение:

$$A = P + M \frac{\omega}{v} + \Gamma, \quad (1.14)$$

где A — работа, затрачиваемая на единице длины пути сингулярной точки; ω — частота вращения долота; v — скорость бурения; Γ — работа внутренних сил на единице длины пути, которая может быть вычислена при помощи инвариантного Γ -интеграла.

Называемая также конфигурационной силой Γ зависит от многих факторов и для рассматриваемого случая взаимодействия особой точки и среды правило Γ — интегрирования дает следующее выражение /74/.

$$\begin{aligned} \Gamma = & \frac{1+v}{8E(1-v)} \left[-\frac{9-12v+4v^2}{2\pi} \frac{F^2}{H^2} + \frac{19-10v-32v^2+16v^3}{16\pi(1-v)} \frac{qF}{H^2} - \right. \\ & - \frac{3(1-v)}{8\pi} \frac{M^2}{H^4} + \frac{1+24v+8v^2}{32\pi(1-v)} \frac{q^2}{H^2} - \frac{(1-2v)}{(1-v)} \frac{\ln l}{\ln(0,8l/r_0)} q\Delta p - \\ & \left. - 8(1-2v)\rho g H F \right], \quad (1.15) \end{aligned}$$

где ν — коэффициент Пуассона; E — модуль Юнга; F — сила, сосредоточенная в центре забоя; H — глубина скважины; q — плотность силового тензора, распределенного вдоль оси скважины, l — длина открытого участка скважины; r_0 — радиус скважины; Δp — дифференциальное давление; ρ — плотность породы, g — ускорение свободного падения.

Расчеты показывают, что значением конфигурационной силы Γ в данной задаче можно пренебречь без особого ущерба для точности результатов. На этом основании соотношение, выражающее закон сохранения энергии, может быть представлено в виде

$$A = P + M \frac{\omega}{v}, \quad (1.16)$$

Учитывая то, что между скоростью бурения v и затрачиваемой при этом работой A существует связь, установленная эмпирически и выражаемая в форме

$$v = kA, \quad (1.17)$$

где k — постоянная, не зависящая от параметров P , M и v , значение которой устанавливается экспериментально. Принимая во внимание формулу (1.16), можно получить уравнение скорости бурения в виде

$$v = kP + kM \frac{\omega}{v}, \quad (1.18)$$

Из него следует, что

$$v = \frac{1}{2} kP \left(1 + \sqrt{1 + 4 \frac{\omega M}{kP^2}} \right), \quad (1.19)$$

Величина момента сопротивления породы M может быть, в свою очередь, определена из выражения

$$M = \frac{\lambda \epsilon x}{n^2} P^2. \quad (1.20)$$

Здесь $x = \sum_{i=1}^n x_i$, где x_i — расстояние i -го зубца от оси вращения, λ — постоянная «захвата» зубца долота; ϵ — эмпирическая постоянная. После

подстановки значения M из (1.20) в формулу (1.19) будем иметь

$$v = \frac{1}{2} k P \left(1 + \sqrt{1 + \frac{4 \lambda \varepsilon x \omega}{k n^2}} \right). \quad (1.21)$$

С учетом того, что практически $\frac{4 \lambda \varepsilon x \omega}{k n^2} \gg 1$, уравнение скорости бурения приобретает вид

$$v = \frac{1}{n} P \sqrt{\lambda \varepsilon x k \omega}. \quad (1.22)$$

Расчеты, произведенные с учетом зависимости $k(\omega)$ показывают, что

$$k = k_0 x^{2\delta-1} \omega^{2\delta-1}, \quad (1.23)$$

где δ — эмпирический коэффициент ($\delta < 1$); k_0 — постоянная не зависящая от ω .

Поэтому скорость бурения будет равна

$$v = \frac{1}{n k_0^{1/2}} x^\delta \sqrt{\lambda \varepsilon k_0} P \omega^\delta, \quad (1.24)$$

Как это видно из последнего соотношения, скорость бурения действительно зависит от множества факторов, изменчивых в ходе процесса разрушения пород и практическое применение уравнения (1.24) все же остается довольно проблематичной.

В этой связи следует отметить, что более удобным для расчетных целей удельных энергозатрат является формула, установленная на основе известных соотношений между подводимой мощностью N , осевым усилием долота P , частотой вращения долота ω и скоростью бурения v [74]:

$$A_0 = \frac{4 N t}{\pi D^2 h}, \quad (1.25)$$

где t — время работы долота, h — длина проходки, равная $v t$. С учетом последнего из выражения (1.25) скорость бурения может быть представлена в виде

$$v = \frac{4N}{\pi D^2 A_0}, \quad (1.26)$$

где A_0 — удельный расход энергии, который может служить характеристикой буримой породы.

Однако недостатком последнего выражения для скорости бурения можно считать то, что показатель A_0 в явной форме не учитывает физико-механические параметры разрушаемой породы, а также и гранулометрический состав бурового шлама.

Данный недостаток формулы (1.26) может быть устранен, если воспользоваться уравнениями, отражающими зависимость удельной работы разрушения от физико-механических параметров и, самое главное, от гранулометрического состава продуктов разрушения, крупность которых может колебаться от микронных размеров до нескольких сантиметров. Такие уравнения должны охватывать практически все уровни разрушения горных пород и связанные с ними характер изменения энергозатрат в соответствии с диаграммой Р.Т. Хукки.

К числу сравнительно новых и менее металло- и энергоемких механических способов разрушения горных пород относится бурение скважин шароструйными снарядами [70]. Принцип работы такого устройства основан на ударе о забой большого количества твердосплавных шаров, разгоняемых струей жидкости (рис. 1.8).

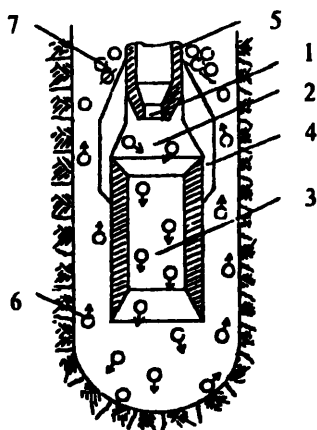


Рис. 1.8. Схема устройства и работы шароструйного снаряда.

1 — первое сопло; 2 — камера разряжения; 3 — второе сопло; 4 — удерживающее ребро; 5 — буровая колонна; 6 — циркулирующие шары; 7 — скопление шаров.

Основными узлами шароструйного снаряда являются первое сопло (1), через которое подается рабочая жидкость; камера разряжения (2) и второе сопло (3), обеспечивающие циркуляцию жидкости и шаров в нижней, призабойной зоне скважины; удерживающие ребра (4), соединяющие вторичное сопло с буровой колонки (5).

Промывочная жидкость, вытекающая с большой скоростью из первичного сопла увлекает за собой из камеры разряжения жидкость с шарами и абразивом. Вся эта масса попадает во вторичное сопло, где происходит смешение и выравнивание скоростей. Шары, приобретающие при этом большие скорости, ударяются о забой. При этом основная часть кинетической энергии шаров затрачивается на разрушение пород. После передачи механической энергии забою шары под действием жидкости, поднимающейся по кольцевому зазору между корпусом вторичного сопла и стенками скважины, увлекаются вверх. Доходя до уровня камеры разряжения, действием инжектируемой жидкости они попадают во вторичное сопло, повторяется описанный выше процесс. В результате значительное количество шаров будет циркулировать в зоне призабойного пространства. Таким образом, каждый из них, ударяясь о поверхность забоя многократно, совершает непрерывную работу по разрушению пород. Следует подчеркнуть, что некоторая часть шаров при этом может накапливаться в области выше первичного сопла и образовывать «облако» резервных шаров.

В процессе работы шароструйного снаряда более крупные куски разрушенной породы вместе с шарами в зоне камеры разряжения инжектируются в рабочую зону, а менее крупные — мелочь, выносятся с восходящим потоком промывочной жидкости из скважины. Так как удар шаров и крупных кусков породы о разрушаемую поверхность происходит под различными углами, то форма забоя представляет собой полусферу.

Характерной особенностью рассматриваемого способа является то, что шароструйный снаряд находится на определенном расстоянии от поверхности разрушаемой породы, т.е. отсутствует прямой контакт узлов установки с забоем. Следовательно, при шароструйном бурении не требуется создание осевого давления на породу массой инструмента и его вращения, как это имеет место в упомянутых выше способах бурения. Кроме того, отпадает необходимость извлечения буровой колонки из скважины для замены изношенного разрушающего инструмента, так как изношенные шары заменяются новыми непосредственно в скважине.

Экспериментальными исследованиями установлено, что

твердосплавные шары диаметром 10—20 мм в процессе работы снаряда разгоняются до скоростей в несколько десятков метров в секунду. При этом механизм разрушения породы под их действием оказывается подобным разрушению при нормальном динамическом вдавливании в породу сферических индентеров. Данное обстоятельство свидетельствует о том, что эффективность разрушения горных пород при ударе шаров зависит от диаметра, скорости, массы последних, а также физико-механических характеристик массива (пластичности, прочности, хрупкости и т.д.).

1.3. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом

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 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 [44]. 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) в целом зависят от давления, развиваемого в ПВ в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы.

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызываемых 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 трещин, 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. 1.9).

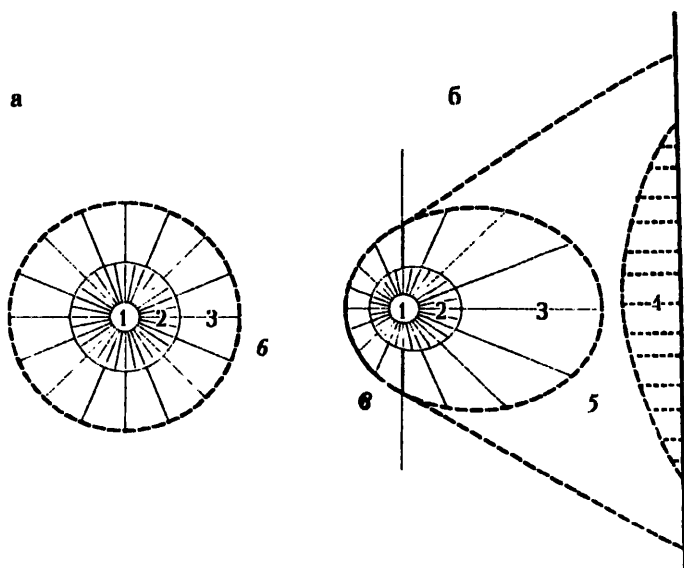


Рис. 1.9. Разрушение массива пород при взрыве в безграничной среде (а) и вблизи свободной поверхности (б): 1 — взрывная полость; 2-6 — зоны: 2 — раздавливания; 3 — радиальных трещин; 4 — трещин, развиваемых от свободной поверхности; 5 — совокупного разрушения; 6 — неразрушенная.

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 реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться 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. Демидкоком, М.М. Докучаевым, М.Ф. Друкованым, Э.И. Ефремовым, Н.Н. Казаковым, Б.Н. Кутузовым, Ф.И. Кучерявым, В.М. Комиrom, 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 /7, 8, 15, 19, 35, 37, 39, 73/ видно, что процессы, сопровождающие промышленные взрывы, в идентичных условиях протекают одинаково. В то же время в зависимости от конкретных свойств среды, ВВ и условий взрывания 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 /57/.

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] схематически можно разделить на три стадии (рис. 1.10).

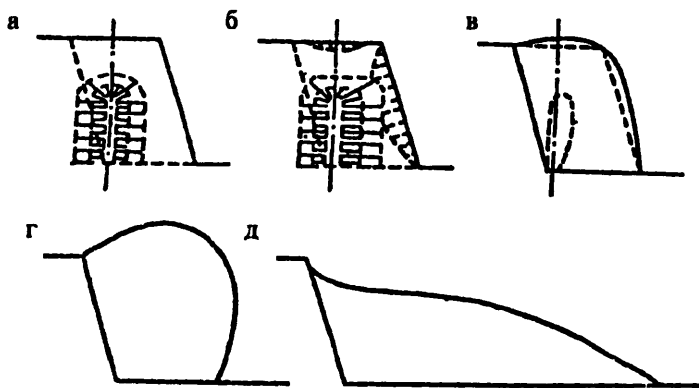


Рис. 1.10. Этапы развития взрыва в уступе: начало (а) и конец (б) первой стадии; начало (в) и конец (г) второй стадии; начало (г) и конец (д) третьей стадии.

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 расходуются 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 [37]. 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 главным образом 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 различными системами трещин.

Интересные экспериментальные данные по выяснению последовательности разрушения материала получены В.В. Алуджиным и А.П. Сухотиным [3]. Для наглядности на рис. 1.11 приведена τ - t — диаграмма развития первой стадии взрыва в блоке из глоссила. 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 отражается 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 160 мм (20 r_0) влияние свободной поверхности на развитие области 4 отсутствует, по крайней мере, в течение 24 мкс.

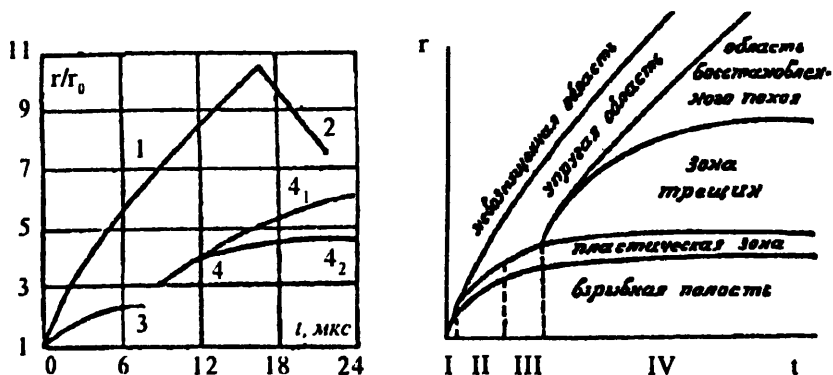


Рис. 1.11. Диаграмма развития первой стадии взрыва в плексигласе по В.В. Адушкину и А.П. Сухотилу.

Рис. 1.12. Этапы развития взрыва в безграничной среде по Н.В. Зволлинскому и В.П. Корявову

Во всех опытах с блоками из плексигласа независимо от их размера наблюдалась следующая типичная картина разрушений. В диапазоне расстояний $(1 \dots 3) r_0$ наблюдается шаровой пояс, состоящий из большого числа мелких, радиально ориентированных трещин. Ориентация трещин свидетельствует о том, что они появились в результате действия типичных радиальных 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 /19/, В.П. Корявов /24/, 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 /19/, представлены на рис. 1.12. 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 достигает 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.

1.4. Разрушение кусков полезных ископаемых при дроблении и измельчении

Дробление и измельчение — разрушение кусков твердых полезных ископаемых с целью получения конечного продукта определенной крупности. Процессы применяются в различных отраслях промышленности: горнодобывающей, энергетической, металлургической, химической, строительной и др.

Только в горнодобывающей промышленности объем добычи твердых полезных ископаемых находится на уровне нескольких десятков м.трд. тонн в год. При их последующей переработке, в зависимости от поставленной цели и требований, предъявляемых к конечному результату, удельный расход энергии на технологические процессы дробления и измельчения колеблется от нескольких кВт ч/т до 10^3 кВт ч/т и более.

Например, необходимая конечная крупность зерен сырья, поступающего на обогащение, определяется размером вкрапленности полезных минералов, а также особенностями методов обогащения: флотационного, гравитационного, электрического, магнитного и др. В частности, при флотационном обогащении исходный материал измельчается до крупности ниже 0,1 мм. Еще меньшая крупность требуется на электростанциях для сжигания угля и сланца в пылевидном состоянии. Операциям дробления и измельчения подвергаются также известняки и доломиты на металлургических заводах, уголь --- на коксохимических производствах и т.д.

Во всех указанных случаях важнейшими показателями названных процессов являются удельные энергозатраты и степень сокращения крупности материала. Они предопределяются физическими свойствами, отражающими способность твердых полезных ископаемых оказывать сопротивление разрушению. При изучении механизма разрушения твердых тел выделяют три основных направления. В первом из них рассматриваются разрушение материала на атомном уровне, получившем название атомного механизма разрушения, где процесс обусловлен разрывом связи между частицами кристалла. Последние и определяют теоретическую прочность твердых тел. Реальная же прочность оказывается на несколько порядков меньше, что объясняется присутствием в них точечных и линейных дефектов, природа которых раскрывается в дислокационной теории прочности кристаллов. Второе направление связано с разрывом межзеренных связей материала, что имеет место в полукристаллических телах, каковыми являются горючие породы. Силы взаимодействия между кристаллами значительно слабее по сравнению с силами взаимодействия элементарных частиц, из которых состоит отдельный кристалл. Это объясняется тем, что расстояния между взаимодействующими частицами при сцеплении кристаллов во много раз больше расстояний между частицами внутри самих кристаллов. К тому же горючие породы, как известно, состоят из набора различных по своей природе минералов, скрепленных между собой разными по величине силами сцепления. Все это приводит к тому, что контакты между кристаллами являются теми слабыми участками разрушаемого объекта,

где с большей вероятностью могут зарождаться различного рода дефекты и микротрещины.

Данное обстоятельство стараются использовать при решении основной задачи процессов дробления и измельчения, в раскрытии минеральных зерен, отделении их друг от друга, не допуская их переизмельчения. Для этого на разрушаемый объем породы можно воздействовать различными способами, соответствующими разнообразию физических свойств минеральных зерен. Последние, например, могут значительно отличаться друг от друга по величине термического и объемного коэффициента расширения. В таких случаях ослабления межзеренных связей сцепления перед механическим разрушением достигается нагреванием и охлаждением породы. Аналогичным образом могут быть использованы приемы, основанные на учете акустических, электрических, магнитных и других свойств порообразующих минеральных зерен.

Наконец, третье направление изучения механизма разрушения связано с попытками применения известных теорий к макроскопическому уровню разрушения объектов с целью решения разнообразных инженерных задач. Однако, ввиду высокой неоднородности горных пород, они не дали ощутимых положительных результатов. По этой причине к проблеме разрушения горных пород при взрыве, бурении и дроблении в той или иной мере привлекается теория Гриффита, согласно которой в хрупких телах изначально присутствуют микротрещины. В устьях последних под воздействием внешних напряжений образуется концентратор напряжений, сотни раз превышающий среднее по сечению объекта напряжения. Это приводит к быстрому, лавинообразному росту микротрещины, их слиянию в магистральные трещины и, в конечном счете, к разрушению твердого тела. Зависимость между разрушающим напряжением и критической длиной трещины при упругой деформации тела определяется формулой:

$$\sigma = \sqrt{\frac{2E\gamma}{\pi(1-\nu^2)l}} \quad (1.27)$$

где γ — удельная поверхностная энергия, E — модуль Юнга, ν — коэффициент Пуассона, l — полудлина трещины.

Таким образом, изложенное свидетельствует о том, что величина разрушающего напряжения на различных уровнях разрушения горных пород будет разной. По мере сокращения крупности материала разрушающее напряжение возрастает, что обуславливает увеличение

удельных энергозатрат.

Одним из основных конечных показателей рассматриваемых процессов является степень дробления или степень измельчения. Это — количественная характеристика процесса, показывающая во сколько раз уменьшился размер кусков или зерен материала при дроблении или измельчении. Со степенью дробления связаны расход энергии и производительность дробилок и мельниц.

Существует ряд методов определения степени дробления исходного сырья. Обычно для приближенной оценки результата пользуются формулой [43]:

$$i = D_{\max} / d_{\max}, \quad (1.28)$$

где $D_{\max}$, $d_{\max}$ — размер максимальных кусков до и после дробления. Однако такое определение i носит только ориентировочный характер и считается неполным.

Более точным является выражение:

$$i = D_{\varphi} / d_{\varphi}, \quad (1.29)$$

где D_{φ} , d_{φ} — средние диаметры смеси зерен исходного материала и конечного продукта. Их численные значения могут быть определены по законам математической статистики на основе характеристик крупности и определяющих свойств материала. Например, С.Е. Андреевым, для определения среднего размера зерен рыхлого материала предложена следующая формула [43]:

$$d_{\varphi} = \sum p_i / \sum \frac{p_i}{d_i}, \quad (1.30)$$

где p_i — весовой выход узкого класса крупности, средний диаметр которого d_i .

Найденное по формуле (1.30) значение среднего диаметра позволяет рассчитать величину удельной поверхности материала, которая в свою очередь может служить базой для оценки степени разрушения пород при тонких, особенно при сверхтонких измельчениях.

Действительно, если массу одного куса принять равной $m_i = \rho d_i^3$,

(где ρ — плотность материала), то Q тонн исходного сырья содержит количество кусков $N = Q / (\rho d_{\text{ср}}^3)$. Допуская, что куски имеют кубическую форму, поверхность одного куска можно представить в виде $S_1 = 6 d_{\text{ср}}^2$. Тогда поверхность всего материала

$$S = N S_1 = 6 d_{\text{ср}}^2 Q / (\rho d_{\text{ср}}^3) = 6Q / (\rho d_{\text{ср}}),$$

а его удельная поверхность

$$S_{\text{уд}} = S / Q = 6 / (\rho d_{\text{ср}}). \quad (1.31)$$

Итак, удельная поверхность оказывается обратно пропорциональной среднему диаметру зерен рыхлого материала и, следовательно, может служить показателем дисперсности продукта разрушения.

Степень сокращения крупности материала при тонком измельчении исходного сырья, поступающего, например, после крупного дробления, как это видно из приведенной выше классификации, может достигать до $10^4 - 10^5$. Следует в этой связи отметить, что конструктивные особенности машин для дробления и измельчения не позволяют достичь таких, столь высоких степеней крупности в один прием. Поэтому процесс осуществляется в несколько последовательных стадий. Степень дробления (измельчения) в каждой стадии называется частной степенью.

Если исходный размер куска D , а средние размеры кусков, поступающих в последующие стадии $d_1, d_2, \dots, d_n$, то частная степень дробления после первой стадии $r_1 = D/d_1$, после второй — $r_2 = d_1/d_2$, после третьей — $r_3 = d_2/d_3$ и т.д. Их произведение

$$r_1 r_2 r_3 \dots r_n = \frac{D}{d_1} \frac{d_1}{d_2} \frac{d_2}{d_3} \dots \frac{d_{n-1}}{d_n}$$

будет равно общей степени дробления i , т.е.: $i = D/d_n$.

В случае, когда во всех стадиях частные степени будут одинаковы, общая степень сокращения крупности может быть представлена в виде:

$$i = r^n$$

Откуда число стадии дробления

$$n = \lg i / \lg r. \quad (1.32)$$

То обстоятельство, что получение требуемой крупности продукта происходит в несколько приемов разрушения учитывается при расчете энергозатрат на процессы дробления и измельчения. Первая попытка в этом отношении предпринята Стедлером. Им с учетом числа приемов разрушения пород получено соотношение, согласно которому суммарная работа разрушения

$$A = 3 k c a_0^n D^3, \quad (1.33)$$

где k — коэффициент пропорциональности между разрушающей силой и площадью сечения материала; $c = l / d$, где l — путь действия разрушающей силы, d — линейный размер зерен конечного продукта; D — исходная крупность куска породы; a_0 — объемная степень однократного разрушения объекта.

Необходимо отметить, что из-за трудности установления численных значений коэффициентов k и c , а также сложного характера зависимости работы разрушения от числа приемов дробления данная формула не получила практического применения. Однако заложенная в ней идея о многократности приемов разрушения получила дальнейшее развитие.

Здесь можно отметить результат, полученный А.К. Рундквистом, где вывод уравнения энергозатрат основан на том, что работа разрушения куска породы с исходным размером D должна быть равна

$$A_1 = k D^m, \quad (1.34)$$

где k — коэффициент пропорциональности, m — параметр, принимающий значения в пределах от 2 до 3.

Допускается, что после первого приема разрушения образуются куски размером D/r , а их количество r^3 . Следовательно, при втором приеме разрушения затрачивается работа

$$A_2 = k (D/r)^m r^3 = k D^m r^{3-m}. \quad (1.35)$$

В результате образуется следующая группа частиц с линейным размером D/r^2 в количестве $(r^3)^2$. Для дальнейшего их разрушения, т.е. при третьем приеме, расход энергии будет равен:

$$A_j = \kappa (D/r^2)^m (r^3)^2 = \kappa D^m (r^{3-m})^2, \quad (1.36)$$

и т.д.

Нетрудно теперь проследить наблюдающуюся закономерность и записать формулу работы, затрачиваемой при n -ом присме разрушения. Расход энергии в последнем случае определится как

$$A_n = \kappa (D/r^{n-1})^m (r^3)^{n-1} = \kappa D^m (r^{3-m})^{n-1}. \quad (1.37)$$

Таким образом, по Рундквисту при сокращении крупности от D до d , т.е. когда $i = D/d = r^n$, суммарная затрачиваемая работа:

$$A = \kappa D^m [1 + (r^{3-m}) + (r^{3-m})^2 + \dots + (r^{3-m})^{n-1}]. \quad (1.38)$$

С учетом того, что выражение в квадратной скобке представляет собою геометрическую прогрессию и ее сумма

$$S = \frac{(r^{3-m})^n - 1}{r^{3-m} - 1} = \frac{(r^n)^{3-m} - 1}{r^{3-m} - 1} = \frac{(D/d)^{3-m} - 1}{r^{3-m} - 1} = \frac{D^{3-m} - d^{3-m}}{(r^{3-m} - 1) d^{3-m}}, \quad (1.39)$$

формулу полной работы разрушения можно привести к виду:

$$A = \kappa D^m \frac{D^{3-m} - d^{3-m}}{(r^{3-m} - 1) d^{3-m}}. \quad (1.40)$$

Если дроблению и измельчению подвергается Q тонн исходного сырья, то необходимая при этом работа разрушения будет равна:

$$A = \frac{\kappa}{(r^{3-m} - 1) \rho} \left(\frac{1}{d^{3-m}} - \frac{1}{D^{3-m}} \right) Q. \quad (1.41)$$

Данное соотношение также не получило практического применения прежде всего из-за отсутствия его физического обоснования. Допускаемая при выводе (1.41) пропорциональность работы разрушения линейному размеру кусков породы в дробной степени несопоставимо с какой-либо физической моделью процесса.

Вместе с тем следует отметить, что при $m=2,5$ выражение (1.41) приобретает форму эмпирического закона Бонда, считающегося применимым для определения удельных энергозатрат при среднем

дроблении горных пород и руд

$$A = K_B \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right), \quad (1.42)$$

где d_{80} и D_{80} — размеры отверстий сит, через которые проходит 80% дробленого продукта и исходного сырья, соответственно, мкм.

Для определения коэффициента пропорциональности K_B Бонд предложил следующую формулу:

$$K_B = 10 W_i / 0,907, \quad (1.43)$$

где W_i — так называемый индекс работы (квт.ч/кор.т).мкм^{0,5} — удельная работа, затрачиваемая на разрушение одной «короткой тонны» породы от исходной крупности $D \equiv \infty$ до конечного продукта, 80% которого проходит через сито с размером 100 мкм.

Индексы работ для различных пород и руд, установленные Ф. Бондом на основании большого объема лабораторных исследований, приведены в табл. 1.1.

Таблица 1.1.

Индексы работ различных пород, определенные Бондом опытным путем

Породы	Индекс работы кВт.ч/т	Плотность т/м ³	Породы	Индекс работы кВт.ч/т	Плотность т/м ³
Андезит	22,13	2,84	Цинковая руда	11,35	3,37
Барит	6,24	4,28	Известняк	11,61	2,69
Базальт	20,41	2,89	Марганцевая руда	12,46	3,74
Боксит	9,45	2,38	Магнетит	16,80	3,22
Хромовая руда	9,60	4,06	Слюда	134,5	2,89
Медная руда	13,13	3,02	Молибденит	12,97	2,70
Диорит	19,40	2,78	Никелевая руда	11,88	3,32
Доломит	11,31	2,82	Горючий сланец	18,10	1,76
Корунд	58,18	3,48	Фосфорит	13,03	2,65
Полевой шпат	11,67	2,59	Фосфоритовая порода	10,13	2,66
Флюорит	9,76	2,98	Калиевая руда	8,88	2,37
Габбро	18,45	2,83	Калийная соль	8,23	2,18
Галенит	10,19	5,39	Пирит	8,90	3,48
Гранат	12,37	3,30	Пирротин	9,58	4,04
Гнейс	20,13	2,71	Кварцит	12,18	2,71
Золотая руда	14,83	2,86	Кварц	12,77	2,64
Графит	45,03	1,75	Рутильовая руда	12,12	2,84
Глинистые породы	8,16	2,69	Серебряная руда	17,30	2,72
Известняк	13,11	4,27	Сподуминовая руда	13,70	2,75
Гематит оситовый	12,68	3,76	Спелит	14,90	2,73
Железная руда	15,44	3,96	Оловянные руды	10,81	3,94
Гематит	11,33	3,32	Руды титана	11,88	4,23
Лимонит	18,45	2,53	Урановая руда	17,93	2,70
Магнетит	10,21	3,88	Цинковая руда	12,42	3,68
Таконит	14,87	3,52	Клинонит	18,87	3,23
Свинцовая руда	11,40	3,44			

Затраты энергии на переработку твердого минерального сырья зависят и от характера действия разрушающих усилий. Прилагаемые к объекту разрушения внешние силы, необходимые для преодоления внутренних сил сцепления частиц твердого тела, определяют соответствующий вид применяемого для этой цели способа дробления (измельчения). Известны четыре способа: раздавливание, раскалывание, истирание и удар (рис. 1.14). Последние в свою очередь определяют конструктивные особенности дробильных машин и измельчительных устройств.

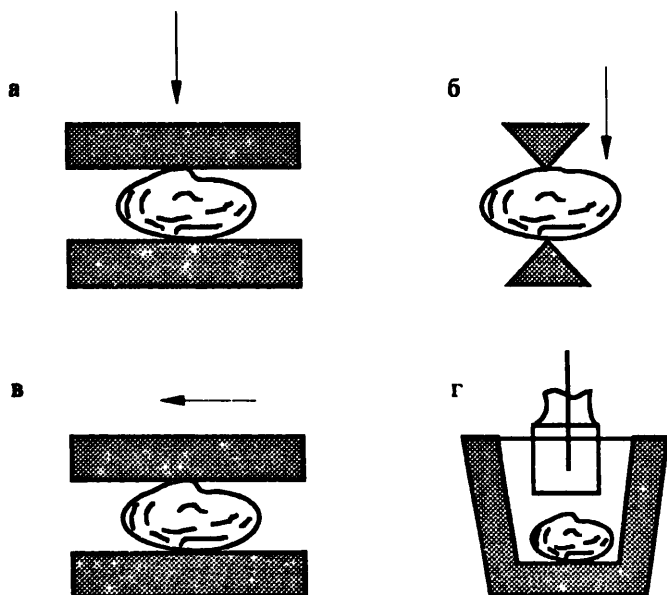


Рис. 1.14. Основные способы дробления: а — раздавливание; б — раскалывание; в — истирание; г — удар

На практике широкое применение получили дробильные и измельчающие машины ударного действия. Это объясняется тем, что из всех видов динамического и статического нагружения, наиболее выгодным является ударное сжатие. Удельный расход энергии ударного разрушения ниже, чем в измельчающих машинах, работающих на другом принципе дробления. Скорость ударного воздействия, при которой

появляются остаточные деформации и материал начинает разрушаться, зависит от хрупкости, твердости и других упругих характеристик материала.

В последние годы большое внимание уделяется самонизмельчению, так как при этом крупные куски руды выполняют роль дробящей среды (шаров), а мелкие — измельчаемого материала.

По сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах самонизмельчение обладает следующими преимуществами: достигается экономия в расходе стали; уменьшается переизмельчение руды, так как разрушение кусков при измельчении идет преимущественно по межзерновым контактам.

Дальнейшая интенсификация процесса измельчения возможна в мельницах нового типа, к числу которых относятся центробежные струйные и др. Высокие скорости соударения частиц руды в струйных мельницах позволяют повысить к.п.д. измельчителя, его удельную производительность и энергонапряженность. В свою очередь это приводит к уменьшению размеров измельчителя, позволяет применять для его футеровки твердые материалы, снизить до минимума загрязнение готового материала продуктами износа. Не менее важны с точки зрения экономичности работы измельчителя его надежность и долговечность.

Струйные мельницы представляют особый класс измельчителей, в которых частицы материала, движущиеся с околозвуковыми скоростями, измельчаются путем соударения между собой. Для ускорения частиц используются энергия вытекающих из сопел струй сжатого воздуха, перегретого пара или продуктов сгорания топлива. Наиболее перспективной является струйная мельница противоточного типа, принцип измельчения в которой основан на взаимном соударении и истирании потоков материала, направленных навстречу друг другу с большой скоростью.

На рис. 1.14 показана принципиальная схема установки воздушнотруйной мельницы, разработанной сотрудниками ВНИИНСМ. Измельчаемый материал подается элеватором в приемный бункер 6 и далее вибропитателем 5 через трубку подсоса 4 в трубку 3, соединяющую помольную камеру 1 с классификаторами 7. Отсюда материал вместе с дополнительным воздухом, поступающим через патрубок для разбавления запыленного воздуха, попадает в классификатор. Отделившаяся в ней грубая фракция по трубам 2 поступает в эжжгор, а тонкая фракция уносится с воздухом в центробежный осадитель 9. Осажденный материал поступает в приемник готового продукта 10. Измельчение материала происходит в помольной камере, которая состоит

из двух приемников, сопел сжатого воздуха, эжекторов, разгонных трубок, направленных друг против друга.

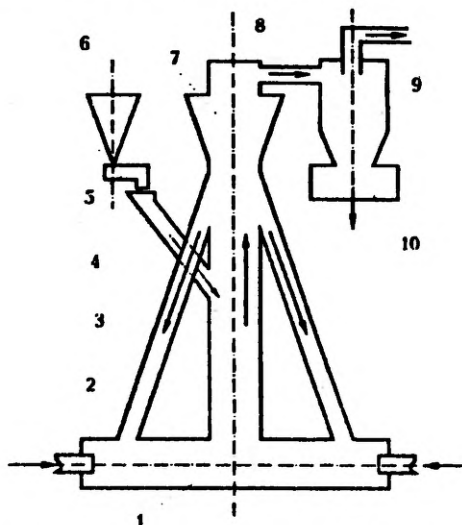


Рис. 1.15. Схема воздухомолотной размольной установки:

1 -- размольная камера; 2 --- труба возврата; 3 --- труба, соединяющая помольную камеру с разделителем; 4 --- труба подвода материала; 5 -- вибропитатель; 6 -- бункер; 7 -- классификатор; 8 --- газоход; 9 -- центробежный пылесосади́тель; 10 -- приемник готового продукта.

Процесс измельчения материала происходит следующим образом. Сжатый воздух попадает через сопло в смесительные камеры двух помольных эжекторов и частицы материала вместе с воздухом подсаются струями энергоносителя и ускоряются в разгонных трубках до скорости 50-100 м/с. При выходе из разгонных трубок потоки газа резко расширяются, вследствие чего скорость газовой фазы уменьшается до нескольких метров в секунду. Частицы твердой фазы сохраняют скорость, приобретенную в разгонных трубках, и, сталкиваясь друг с другом, подвергаются измельчению.

Энергоносителем в установке может служить также перегретый пар, если применение последнего не противопоказано с технологической точки зрения.

Эффективность струйного измельчения значительно повышается, если использовать в качестве энергоносителя высокотемпературные

газовые струи продуктов сгорания топлива (газоструйные мельницы). Установлено, что газовый энергоноситель с низким давлением и высокой температурой эффективней парогазового в 1,7 раза и парового в 4,9 раза. Повышение эффективности газоструйного измельчения объясняется тем, что высокая температура энергоносителя способствует образованию микротрещин в результате испарения гигроскопической и кристаллизационной вод, что в конечном счете приводит к снижению прочности зерен минералов.

Наряду с повышением эффективности измельчения при этом улучшается гранулометрический состав измельченного материала. Газоструйное измельчение обеспечивает большее раскрытие и меньшее переизмельчение руды. Выход фракции -20 мк при газоструйном измельчении меньше в 2-3 раза, чем при шаровом.

ГЛАВА 2. ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА ПОРОД И КРИТЕРИИ ИХ РАЗРУШЕНИЯ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ ПРОЦЕССАХ

Изучение механического разрушения горных пород возможно лишь при наличии достоверных сведений о физико-механических свойствах пород и массива, характеристиках действующих сил и условиях их взаимодействия. Поведение пород при различных нагрузках, т.е. степень их сопротивляемости разрушению в конкретных заданных условиях обуславливается фиксированной совокупностью природных характеристик пород. Для оценки этих критериев 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.

Коутралдское 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. Протодякова $f=12-14$ 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, буристый известняк — 8-10, известняк мраморизованный — 10-12, известняк светлосерый крупнозернистый — 10-14, скарированный известняк — 14-16.

Саяжское 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 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 /20/. Главные упругие и прочностные свойства горных пород указанных месторождений, определенные с использованием известных методик, приведены в табл. 2.1. 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. Протодыяконов /45/ заметил, что наличие трещиноватости в породах существенно улучшает (облегчает) их взрываемость. Известная квалификация пород М.М. Протодыяконова по коэффициенту крепости была составлена для практически монолитных пород, обычно встречаемых на подземных работах (при проходке выработок и др.). Именно поэтому взрываемость пород прежде всего увязывалась с их крепостью.

А.Ф. Суханов /65/ 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.

Таблица 2.1.

Основные свойства горных пород

Породы (их индексы)	Плотность пород, кг/м ³	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	9,3	14,2
гранодиорит-порфиров, коагулизованные (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
Ороговикованный 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	5340	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	5,0	10,3

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 /48/.

Трещиноватость массива горных пород как основную характеристику объекта разрушения в разное время изучали Л.И. Барон, Г.П. Личели /7/, М.М. Докучаев и др. /15/, Б.Н. Кутузов /26/, В.К. Рубцов /58/, Н.У. Турута, Т.А. Галимуллин /69/ и др. Они предложили классификации пород по трещиноватости для ряда 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 [58]. Он предложил трещиноватость массива характеризовать средним расстоянием между трещинами и содержанием крупных отдельностей в массиве

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. 2.2.). В результате исследований, проведенных под руководством В.В. Ржевского /55/, 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 /52/. 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 /55/. 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^{-4} до 10^{-1} м. Эти трещины могут заполняться другими породами или оставаться

Таблица 2.2.

Классификация горных пород по степени трещиноватости [48]

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочности) массива	Средние расстояния 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	5-40
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

незаполненными. Для трещин третьего порядка характерно то, что они делят породы на структурные элементы — отдельности [26, 55].

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

Блочность массивов Коунрадского, Акжалского и Саякского месторождений измерялась на обнажениях непосредственно и фотопланиметрическим способом. Для этого в нижней части подбортного 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. 2.3 и графически изображены на рис. 2.1. 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 Акжалского) не наблюдается какой-либо четкой связи между крепостью пород и блочностью массива. Породы с одинаковой крепостью могут иметь различный гранулометрический 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.

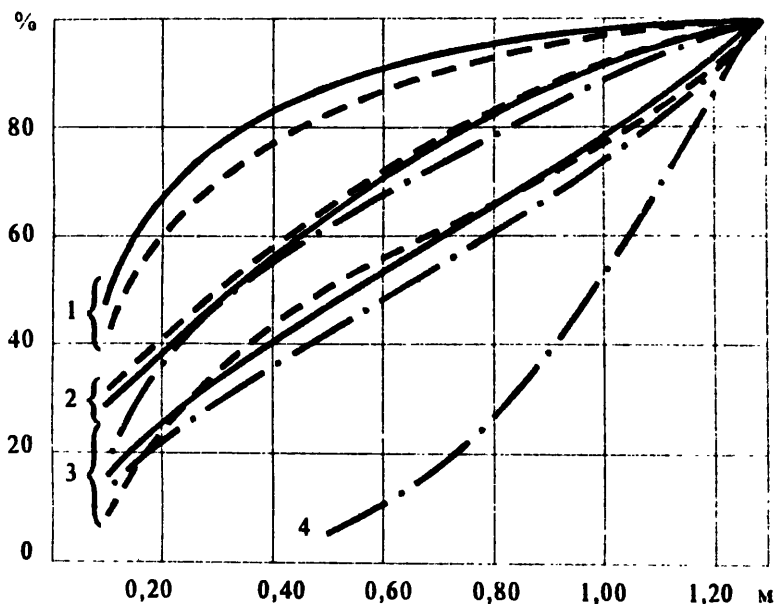


Рис. 2.1. Гранулометрический состав естественных отдельностей массива. Породы: 1 — среднеблочные; 2,3 — крупноблочные; 4 — весьма крупноблочные

Таблица 2.3.

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) Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров (f=8-10), эффузивных порфиритов (f=8-12) Вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров (f=12-14), эффузивных порфиров, плотные (f=12) Диорит-порфиры, буристый известняк (f=8-10) Известняк мраморизованный, известняк крупнозернистый (f=10-14) Известняк скарированный (f=14-16) Ороговеванный песчанник, туфопесчанник, диабазовые и диоритовые порфириты, гранодиориты (f=14-18) Актинолит-гранатовые, эпидот-пироксеновые, орудечельные скарны (f=14-18), массивный известняк (f=10) Мраморы (f=8)	47,1	29,0	10,4	5,3	4,0	3,2	1,0	0,32
	30,0	19,2	14,5	12,7	11,0	8,6	4,0	0,50
	15,5	16,1	13,6	13,2	12,1	12,3	17,2	0,70
	42,0	28,0	14,7	6,5	4,5	3,3	1,0	0,33
	30,0	20,8	14,3	11,4	9,9	8,1	5,5	0,50
	19,8	17,2	15,5	9,7	8,2	10,5	19,1	0,66
	28,5	20,5	13,0	11,2	11,0	9,6	6,2	0,52
	14,0	15,3	12,6	11,4	12,7	14,5	19,5	0,72
-	-	5,0	12,0	20,0	29,0	34,0	1,05	

По гранулометрическому составу был вычислен средний диаметр отдельности по типам пород, который практически совпадал со значением среднего расстояния между трещинами. Следует подчеркнуть, что в табл. 2.3 приведено среднеарифметическое содержание фракций, полученное в результате большого числа замеров. Причем суммарная длина обследованных участков по каждому типу составляла не менее 5 км. Коэффициент вариации в случае самого неблагоприятного сочетания не превышал 25%.

Акустический показатель трещиноватости определяется по методике, разработанной под руководством В.В. Ржевского [65]. Средние значения скоростей продольной волны в массиве и акустического показателя трещиноватости приведены в табл. 2.4. Из таблицы видно, что наименьшие

Таблица 2.4.

Акустические характеристики пород

Породы (их крепость)	Средний диаметр отдельности, м	Скорость звука (км/с) в		Акустический показатель
		образцах	массиве	
Интенсивно дробленые 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 ($f=8-12$)	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
Скарпированный 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, эпидот-пироксеновые, оруденелые скарны ($f=14-16$), массивный известняк ($f=10$)	0,72	4,2-5,5	2,4-3,4	0,32-0,38

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 габ.1. 2.4, показывает, что породы первого типа Коунрадского и Акжалского месторождений относятся к сильнотрещиноватым (среднеблочным), а все остальные породы (за исключением мраморов) всех трех карьеров — к среднетрещиноватым (крупноблочным). Мраморы Саяжского месторождения слагают малотрещиноватые (весьма крупноблочные) массивы.

2.2. Физическая 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 рудновзрываемым 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:

$$v = v(\rho_0, c, n, E, \sigma_{\infty}, \sigma_p, d_c, k), \quad (2.1)$$

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 правой части выражения (2.1), 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 определяется по формуле

$$u_c = \chi \frac{\sigma_s}{\rho_0 c} \quad (2.2)$$

В случае одноосного сжатия образца $\sigma_s = \sigma_{\text{сж}}$, в случае одноосного растяжения $\sigma_s = \sigma_r$. При разрыве одиночной естественной отдельности путем линейного нагружения $\chi = 2/\sqrt{3}$, плоского нагружения $\chi = 2\sqrt{2/3}$, а объемного нагружения $\chi = 2$. При взрывании массива пород разрушающее напряжение σ_s и коэффициент χ 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

$$\sigma_{раз} = 0.1 \sigma_{сж} + \sigma_p, \quad (2.3)$$

Что касается значения коэффициента χ , 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

$$v_{с.0} = \sigma_{раз} / \rho_0 c. \quad (2.4)$$

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 [15, 52], 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

$$v_{с.с} = k \sqrt{g d_c}, \quad (2.5)$$

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

Согласно табл. 2.2, средний размер естественной отдельности в массиве редко превышает 1,7 м. Кроме того, для практически

моноклинных пород коэффициент k достигает своего нижнего предела. Так что при $d_c > 1,7$ м величина $v_{кр}$ не может быть как угодно большой. Это означает, что монолитный массив эквивалентен некоторому трещиноватому с фиксированными значениями d_c и k .

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

$$v_{кр} = k \sqrt{g d_c + \sigma_{ра} / \rho_0 c} . \quad (2.6)$$

Предлагаемая характеристика взрываемости удачно взаимодействует 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 (2.6) следует, что при идентичных физико-механических свойствах пород увеличение средних диаметров естественной отдельности, а также большее раскрытие трещин приводит 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.

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 (2.6), для типичных скальных пород при различном возможном сочетании их физико-механических и структурных свойств изменяются от 2,5 до 7,0 м/с. Их значения для пород Коунрадского, Акжалского и Саякского карьеров приведены в табл. 2.5. Поскольку большое число классов пород по взрываемости целесообразно [26], то по величине $v_{кр}$ с шагом 0,9

м/с все породы по рассматриваемому признаку могут быть разделены на пять классов: I класс --- легко взрывающиеся ($v_{кр} < 3,6$ м/с), II класс --- средневзрывающиеся ($v_{кр} = 3,6 \text{---} 4,5$ м/с), III класс --- трудновзрывающиеся ($v_{кр} = 4,5 \text{---} 5,4$ м/с), IV класс --- весьма трудновзрывающиеся ($v_{кр} = 5,4 \text{---} 6,3$ м/с) и V класс --- исключительно трудновзрывающиеся породы ($v_{кр} > 6,3$ м/с).

Таблица 2.5.

Классы и степень взрываемости пород Коунрадского, Акжалского и Саякского карьеров

Породы (их индексы)	Характеристики массива		Удельный расход ВВ, кг/м ³	
	d_e , м	$v_{кр}$, м/с	номинальный	фактический
I. Легковзрывающиеся				
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, коалесцированные (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. Средневзрывающиеся				
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. Трудновзрывающиеся				
Гранодиорит-порфиры без признаков окварцования (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
Скарнизованный 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

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 $\delta = 2 \cdot 10^{-3}$. 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 трещины, принят: для мрамора $k = 1,3$, для крепких пород $k = 0,85$ и для всех остальных пород $k = 1,0$.

Как видно из табл. 2.5, степень взрываемости, определенная по новой методике, близко совпадает с качественной характеристикой пород по взрываемости, установленной на предприятиях опытным путем и представленной значением удельного расхода ВВ. 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 взрыва.

2.3. 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 [8] 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 удерживать давление ПД. Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удерживать силы, обусловленные прочностью среды, положим что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произойдет

мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящегося 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 [57], разрушение скальной породы представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда (рис. 2.2). При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границу полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения. При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения σ_{θ} на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается 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.

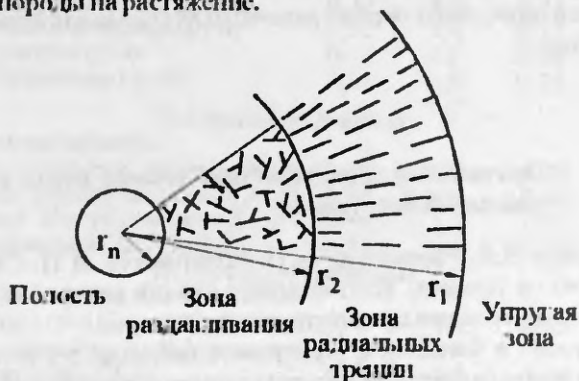


Рис. 2.2. Зоны разрушения в безграничной среде по В.Н. Родionову

При дальнейшем повышении давления в полости образуемые радиальными трещинами конические куски породы начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины σ_{θ} , соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно перемешан 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

$$\frac{d^2u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (2.7)$$

где r — текущий радиус.

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

$$u = A r + B / r \quad (2.8)$$

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

Уравнение (2.8) 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_r :

$$u=0 \text{ при } r = \infty; \quad \sigma_\theta = \sigma_r \text{ при } r = r_1, \quad (2.9)$$

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

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

$$\sigma_r = -\frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}, \quad \sigma_\theta = \frac{E}{1+\nu} \frac{B}{r^2}, \quad (2.10)$$

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

Используя второе граничное условие (2.9), находим B . Таким образом, в упругой области для напряжений и перемещения имеем

$$\sigma_r = -\sigma_r \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad \sigma_\theta = -\sigma_r \left(\frac{r_1}{r} \right)^2, \quad u = \frac{1+\nu}{E} \frac{r_1}{r} \sigma_r r_1. \quad (2.11)$$

Смещение границы упругой зоны при $r = r_1$:

$$u_1 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_r r_1. \quad (2.12)$$

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:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0, \quad (2.13)$$

Решением уравнения (2.13) является

$$\sigma_r r = \text{const}. \quad (2.14)$$

Граничное условие для внутренней границы этой зоны

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{см}} \text{ при } r = r_1, \quad (2.15)$$

где r_1 - радиус зоны раздавливания.

В силу зависимости (2.15) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{см}} (r_1 / r) \quad (2.16)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему

$$\sigma_r = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right), \quad (2.17)$$

$$\sigma_\theta = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{u}{r} \right) + \nu \frac{du}{dr}. \quad (2.18)$$

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

$$\sigma_r = -\frac{E}{\nu} \frac{u}{r}. \quad (2.19)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т.е. условие непрерывности смещения, и подставляя (2.12) в выражение (2.19), получаем

$$\sigma_r = - \frac{E}{\nu} \frac{u_1}{r_1} = - \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p. \quad (2.20)$$

На основании (2.15), (2.16) с учетом (2.20)

$$\sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1. \quad (2.21)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука $\sigma_r = E \epsilon_r / 40$. Тогда распределение деформаций имеет вид

$$\epsilon_r = \frac{\sigma_{сж}}{E} \frac{r_2}{r}. \quad (2.22)$$

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

$$u_2 = u_1 + \int_{r_1}^{r_2} \epsilon_r dr = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{сж} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2}. \quad (2.23)$$

С учетом зависимости (2.21)

$$u_2 = \frac{\sigma_{сж} r_2}{E} \left(\nu + \ln \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \right). \quad (2.24)$$

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

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} r_2. \quad (2.25)$$

В зоне раздвигания с определенной степенью точности может быть

использовано условие /57/

$$\sigma_r - 2 \sigma_\theta = 0. \quad (2.26)$$

Пользуясь уравнение равновесия в форме

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r} (\sigma_r - \sigma_\theta) = 0. \quad (2.27)$$

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

$$\sigma_r = -\sigma_{\text{сж}} (r_2 / r)^{1/2}. \quad (2.28)$$

При этом давление P на стенке цилиндрической полости составит

$$P = -\sigma_{\text{сж}} (r_2 / r_n)^{1/2}. \quad (2.29)$$

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

Объемная деформация, как известно, равна

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3}{4} \frac{\sigma_{\text{сж}}}{K} \left(\frac{r_2}{r_1} \right)^{1/2}, \quad (2.30)$$

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

При выводе зависимости (2.30) использованы известные положения из теории упругости и пластичности о том, что при цилиндрической симметрии $\sigma_z = 1/2 (\sigma_r + \sigma_\theta)$ в случае среды типа песок /15/ $\sigma_r = 2\sigma_\theta$. Поскольку $\Delta = 1 - \rho_1 / \rho_0$, то из закона объемного деформирования

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{\text{сж}}}{K} \left(\frac{r_2}{r_1} \right)^{1/2}. \quad (2.31)$$

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

$$\rho_0 = (r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_n}^{r_2 + u_2} \rho_1 r dr . \quad (2.32)$$

Интегрирование выражения (2.31) в указанных пределах дает

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^2}{\left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} \right)^{3/2}}} . \quad (2.32)$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряди ограничившись членами первого порядка малости, получим

$$\frac{r_2}{r_n} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n} \right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^2}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}} . \quad (2.33)$$

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

$$\left(\frac{r_2}{r_n} \right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r_n} \right)^{1/2}}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}} . \quad (2.34)$$

Учитывая, что $K=5/6 E$, а $E=3/4 \rho_0 c^2$ 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 (2.34) имеем

$$\left(\frac{r_2}{r_n} \right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2 + 2\nu) \sigma_{сж}}} . \quad (2.35)$$

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

$$P_0 = \sigma_{\infty} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5 \sigma_{\infty}} \right)^{1/4} \quad (2.36)$$

Выражение (2.36) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва /35/. Поскольку в начальный момент действие взрыва на стенки полости носит ударный характер, в уравнение (2.36) следует внести поправку, учитывающую это условие.

В работе [9] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле

$$\sigma_d = \sigma_{\infty} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)}} \right] = k_d \sigma_{\infty}, \quad (2.37)$$

где σ_{∞} — 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:

$$k_d = 1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)}}. \quad (2.38)$$

Эта формула при решении задач взрыва была впервые применена Ф.А. Беласенко. 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 (2.37) 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%. Согласно данным /46/, 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 или прочностная характеристика пород в условиях взрывного нагружения:

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}} \right)^{1/4}. \quad (2.39)$$

Как видно из уравнения (2.39), 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 пород и определяется их механическими и упругими свойствами. Например, для крепких пород типа ороговитованного песчаника с $\sigma_{сж} = 258$ МПа, $c = 4410$ м/с оно составляет $k_d = 3,90$, для оруденельных скаринов с $\sigma_{сж} = 173$ МПа, $c = 5900$ м/с, $k_d = 5,26$.

2.4. Энергетический критерий разрушения горных пород

Разрушение горных пород при бурении, взрывании, дроблении и измельчении, как отмечено выше, происходит при напряжениях, значительно превышающих пределы их прочности. Механические характеристики разрушения при различных условиях нагружения рассмотрены в предыдущих параграфах. Их анализ показывает, что в большинстве случаев в качестве универсального квалификационного признака сопротивляемости в соответствии с энергетической теорией прочности, может быть принята удельная работа разрушения горных пород.

При этом полная работа разрушения A состоит из работы, затрачиваемой на создание предельного состояния A_1 , и работы, идущей на непроизводительные затраты A_2 . Поскольку слагаемое A_1 зависит от степени сокращения крупности кусков пород, для его определения часто используют принятые в обогащении законы дробления [39].

Так, например, Н.В. Мельников на основе применения теории Кика,

Риттингера, полезное использование энергии ВВ при массовых обрушениях и выбросах оценивает в 15-20%.

В.Н. Мосинец и А.В. Абрамов предлагают определить энергию, затрачиваемую на разрушение пород по закону Кирпичева-Кика:

$$A = a \left(19 \frac{D}{d} \right) \Sigma p_i ,$$

где D и d — средние диаметры кусков до и после дробления; Σp_i — сумма весовых единиц, которая будет представлена также суммарным объемом разрушающего материала; a — коэффициент пропорциональности, зависящей от природы и характера нагружения пород. В частности, при одноосном сжатии

$$a = \frac{\sigma^2}{2E} ,$$

где σ — предел прочности, E — модуль Юнга.

Первые попытки установления зависимости между затрачиваемой на дробление энергией и характеристиками крупности исходного сырья и конечного продукта предприняты П.Р. Риттингером (1867 г.). Выдвинутая им гипотеза получила название поверхностно, так как работу необходимую на сокращение крупности зерен материала, он принимал пропорционально величине вновь образующейся поверхности, т.е.

$$A = k_s \Delta S , \quad (2.40)$$

где k_s — коэффициент пропорциональности, показывающий величину удельной поверхностной энергоемкости разрушения и зависящий от природы материала.

Согласно гипотезе Кирпичева (1874 г.) и Ф. Кика (1875 г.) энергия в процессе дробления пород прежде всего затрачивается на упругую деформацию и поэтому работа разрушения должна быть пропорциональной объему объекта V т.е.

$$A = k_v V , \quad (2.41)$$

где k_v — коэффициент пропорциональности.

Если предположить, что разрушаемый образец имеет форму куба со стороной D , дробленые куски куб со стороной d , то число последних равно

$$N = D^3 / d^3 = i^3, \quad (2.42)$$

где i — степень дробления.

Общая поверхность полученных кусков

$$S = 6d^2 \frac{D^3}{d^3} = 3D^3/d.$$

Поскольку исходная поверхность $S_0 = 6D^2$, то ее вновь образованная часть составит

$$\Delta S = S - S_0 = 6D^2(i-1) = 6D^3\left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D}\right). \quad (2.43)$$

На этом основании формулу гипотезы Риттингера (2.41) можно представить еще в виде:

$$A = \kappa_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (2.44)$$

где κ_R — новый коэффициент пропорциональности;
а закон Кирпичева-Кика — в виде:

$$A = \kappa_K \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right), \quad (2.45)$$

где κ_K — постоянная.

В ходе последующего изучения и многолетней дискуссии было установлено, что закон Риттингера применим в области тонкого измельчения материалов, а закон Кирпичева-Кика — при крупном дроблении. Вместе с тем они не позволяют определить абсолютные величины работ, затрачиваемые на дробление и применимы только для сравнительной оценки энергозатрат при рассматриваемом процессе.

В связи с этим академиком П.А. Ребиндаром выдвинута гипотеза, согласно которой энергия, необходимая на дробление материала в общем случае равна сумме работ, затрачиваемых на деформацию и образование новых поверхностей [33]:

$$A = \kappa_V V + \kappa_S \Delta S. \quad (2.46)$$

По мнению отдельных исследователей соотношение (2.46) формально объединяет законы Кирпичева-Жика и Риттингера и не имеет достаточного обоснования. В то же время из классической теории разрушения А. Гриффитса известно, что при распространении трещин в твердом теле часть упругой энергии деформации затрачивается на образование новой поверхности, что подтверждает справедливость выражения (2.46). Оно учитывает практически все основные этапы разрушения пород: упругой деформации, предразрушения и, наконец, потери целостности структуры объекта. Тем самым, обеспечивается так называемое качество полноты теории.

Другой метод учета того, что работа дробления зависит как от объема, так и от величины вновь образованной поверхности предложен Ф.С. Бондю (1952 г.). По Бондю расход энергии на дробление материала пропорционален корню квадратному из произведения объема тела V и площади его поверхности S :

$$A = k \sqrt{VS}, \quad (2.47)$$

где K -- коэффициент пропорциональности.

То есть, согласно Бондю работа, затрачиваемая при дроблении куска породы крупностью D , должна быть равна:

$$A_1 = k D^{2.5}.$$

При этом предполагается, что процесс происходит с постоянной частной степенью разрушения i , число возникающих кусков i^3 , их крупность $d_1 = D/i$. Следовательно, при втором приеме разрушения работа определится как

$$A_2 = k (D/i)^{2.5} i^3 = k D^{2.5} i^{0.5}.$$

В результате число образующихся частиц будет $(i^3)^2$, крупность кусков $d_2 = D/i^2$ и в следующей стадии разрушения, т.е. при третьем приеме, совершается работа

$$A_3 = k (D/i^2)^{2.5} (i^3)^2 = k D^{2.5} (i^{0.5})^2.$$

Далее нетрудно установить, что работа, совершаемая при n -м приеме разрушения может быть представлена в виде

$$A_n = \kappa (D / i^{n-1})^{2.5} (i^3)^{n-1} = \kappa D^{2.5} (i^{0.5})^{n-1}.$$

В целом суммарная работа разрушения

$$A = \sum_{i=1}^n A_i = \kappa D^{2.5} (1 + i^{0.5} + i^{1.0} + \dots + i^{0.5(n-1)}).$$

Выражение в скобке — геометрическая прогрессия, сумма членов которой равна

$$z = \frac{(i^{0.5})^n - 1}{i^{0.5} - 1}.$$

Следовательно, формулу общей работы разрушения можно переписать в виде

$$A = \kappa D^{2.5} \frac{(i^{0.5})^n - 1}{i^{0.5} - 1}.$$

Если дроблению подвергается G тонн исходного сырья, состоящее из кусков объемом D^3 , то их общее число

$$N = G / \rho D^3,$$

где ρ — плотность материала, и суммарные энергозатраты будут равны:

$$A_0 = \kappa D^{2.5} \frac{(i^{0.5})^n - 1}{i^{0.5} - 1} \frac{G}{\rho D^3}. \quad (2.48)$$

Принимая во внимание то, что общая степень дробления $i_0 = i^n = D/d$, где d — крупность зерен конечного продукта, выражению (2.48) можно придать следующий вид:

$$A_0 = \frac{\kappa}{i^{0.5} - 1} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \frac{G}{\rho}. \quad (2.49)$$

Откуда удельная работа дробления пород может быть представлена

в виде:

$$A = k_B \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right), \quad (2.50)$$

где k_B — постоянная.

Так как величины k_B и i неизвестны, закон Бонда оказывается применим только для сравнительной оценки энергозатрат при среднем дроблении и в узком интервале крупности.

Следует отметить, что третья теория дробления — теория Бонда не имеет достаточного обоснования. Причину пропорциональности работы разрушения среднему геометрическому их объема и площади поверхности дробимого тела трудно объяснить исходя из какой-либо физической теории.

В специальной литературе встречается ряд работ, в которых приводятся попытки устранить расхождения между различными гипотезами путем отыскания наиболее общего закона дробления, из которого вытекали бы как частные все известные эмпирические соотношения. При этом предлагаемые различными авторами обобщающие выражения сильно отличаются друг от друга. Например, формула, предложенная В.И. Кармазином и Г.К. Татуром (1945 г.) имеет следующий вид [56]:

$$A = k \frac{(D/d)^q - 1}{q} \quad (2.51)$$

где k — коэффициент пропорциональности; q — параметр, принимающий значения: 0; 0,5; 1,0.

После раскрытия неопределенности соотношение (2.51) при $q=0$ приобретает форму закона Кирпичева-Кика; при $q = 0,5$ и $q = 1,0$ соответственно описывает законы Бонда и Ритгингера.

По гипотезе А.К. Рундквиста (1956 г.) работа разрушения горных пород при дроблении должна определяться следующей формулой:

$$A = k D^m \frac{(i^{3-m} - 1)}{3 - m} \quad (2.52)$$

где i — степень дробления; m — постоянная, принимающая значения

2; 2,5; 3. При этих значениях m выражение (2.52) приобретает соответственно вид законов Риттингера, Бонда и Кирпичева-Кика.

Вместе с тем обобщающие соотношения (2.51) и (2.52) физического обоснования не имеют. Вопрос о причине дискретности значений параметров q и m также остается открытым.

Среди работ подобного рода определенный интерес представляет разновидность обобщающей гипотезы, предложенная Р.Т. Чарльзом (1957 г.). Согласно ей расход энергии на сокращение крупности зерен материала может быть установлен из следующего выражения [68]:

$$dA = -k \frac{dx}{x^m}, \quad (2.53)$$

где A — удельная работа; k и m — эмпирически подбираемые постоянные; x — линейный размер частиц материала.

Принимая шаг крупности от D до d конечный результат зависит от величины параметра m , принимающего ряд дискретных значений. Интегрирование уравнения (2.53) при $m = 1; 1,5; 2$ дает, соответственно, законы Кирпичева-Кика, Бонда, Риттингера.

По Чарльзу работа, затрачиваемая на дробление и измельчение материала, должна определяться двойным интегралом вида

$$E = \iint dA \, dy, \quad (2.54)$$

где dy — весовой выход бесконечно узкого класса крупности.

Далее для определения dy автор предлагает воспользоваться уравнением характеристики крупности Годэна-Андреева, согласно которому

$$dy = \frac{\alpha x_m^{\alpha-1}}{x_m^\alpha} dx,$$

где y — суммарный выход класса по минусу; x_m — размер максимального зерна; α — постоянная; x — крупность частиц.

Выполняя вычисление по выражению (2.54) в предположении, что в конечном продукте диаметр минимального зерна $x \rightarrow 0$ и $D \gg x_m$ для E получено следующее соотношение

$$E = \frac{K_{\alpha}}{(m-1)(\alpha-m+1)} x_{\alpha}^{1-m} \quad (2.55)$$

При условии постоянства параметров m и α посредством построения графиков в логарифмической шкале может быть найдено численное значение E для каждого конкретного случая в зависимости от крупности получаемого продукта. При учете весового выхода узкого класса крупности более общим, по сравнению с уравнением Голдена-Андреева, является уравнение характеристики крупности, предложенное Розиньм и Раммлером. Поэтому расчетная формула должна включать в себя весовой выход узкого класса крупности, определяемого из выражения:

$$dy = b n x^{n-1} e^{-bx^n} dx, \quad (2.56)$$

где b и n — параметры распределения зерен по крупности; e — основание натурального логарифма.

При совместном рассмотрении соотношений (2.53) и (2.56) в соответствии с (2.54) энергия, затрачиваемая на дробление материала весом dy от исходной крупности D до конечной x при $m \neq 1$, определяется из уравнения:

$$dA = \frac{K}{m-1} (x^{1-m} - D^{1-m}) dy$$

Интервалу крупности от x_0 до x_k будет соответствовать энергия

$$A = \frac{K}{m-1} \left[\int_{x_0}^{x_k} b n x^{n-1} e^{-bx^n} dx - \frac{1}{D^{m-1}} \int_{x_0}^{x_k} b n x^{n-1} e^{-bx^n} dx \right].$$

Первый из интервалов может быть вычислен путем разложения его в ряд, т.е.:

$$\begin{aligned} J_1 &= \int_{x_0}^{x_k} (x^{n-m} - b x^{2n-m} + b^2 / 2 x^{3n-m} - \frac{1}{6} b^3 x^{4n-m} + \dots) dx = \\ &= \left[\frac{x^{n-m+1}}{n-m+1} - b \frac{2x^{2n-m+1}}{2n-m+1} + \frac{b^2}{2} \frac{x^{3n-m+1}}{3n-m+1} - \dots \right] \Bigg|_{x_0}^{x_k} \end{aligned}$$

После вычисления интегралов, ограничиваясь только первым приближением, А можно представить в виде:

$$A = \frac{\kappa}{m-1} \left[\frac{bn}{n-m+1} (x_k^{n-m+1} - x_0^{n-m+1}) - \frac{1}{D^{m-1}} (x_k^n - x_0^n) \right]. \quad (2.57)$$

Откуда при условии, когда $x \rightarrow 0$ и $D \gg x_k$, получим:

$$A = \frac{\kappa b n}{(m-1)(n-m+1)} x_k^{n-m+1}. \quad (2.58)$$

Таким образом, допущение о том, что распространение зерен дробленого материала подчиняется закону Розина-Раммлера приводит, даже при самом грубом приближении, к выражению (2.58), которое практически полностью совпадает с формулой (2.55), полученной Чарльзом.

Нетрудно заметить, что соотношение (2.55) все же выражает предельный случай и носит частный характер. В более общем виде энергия, затрачиваемая на сокращение крупности твердых материалов должна определяться формулой (2.57).

Тем не менее, практическое использование (2.57) оказывается затруднительным из-за неопределенности постоянных κ и n в исходном выражении (2.53).

На основе анализа «энерго-крупностных» соотношений и исходя из реальной картины изменения энергозатрат на процессы дробления и измельчения в зависимости от уменьшения крупности конечного продукта Р.Т. Хукки (1961 г.) пришел к выводу, о том, что параметр m является функцией линейных размеров разрушаемых минеральных частиц и уравнение (2.53) может быть написано в виде [32]

$$dA = -\kappa \frac{dx}{x^{f(x)}}. \quad (2.59)$$

По предположению Хукки, интегральная зависимость между удельными энергозатратами и конечной крупностью продукта в логарифмической шкале должна представлять собой гиперболическую или почти гиперболическую линию, что впоследствии полностью подтвердилось экспериментально результатами измельчения кварца,

полевых шпата и нескольких других типов руд.

По данным Хукки уравнения Кирпичева-Кика, Бонда и Риттингера в той же координатной сетке могут быть представлены в виде отрезков касательных к общей кривой энергозатрат (рис. 2.3), с наклонами 0; -0,5; -1,0 соответственно, что является подтверждением применимости эмпирических законов в узком интервале крупности материала.

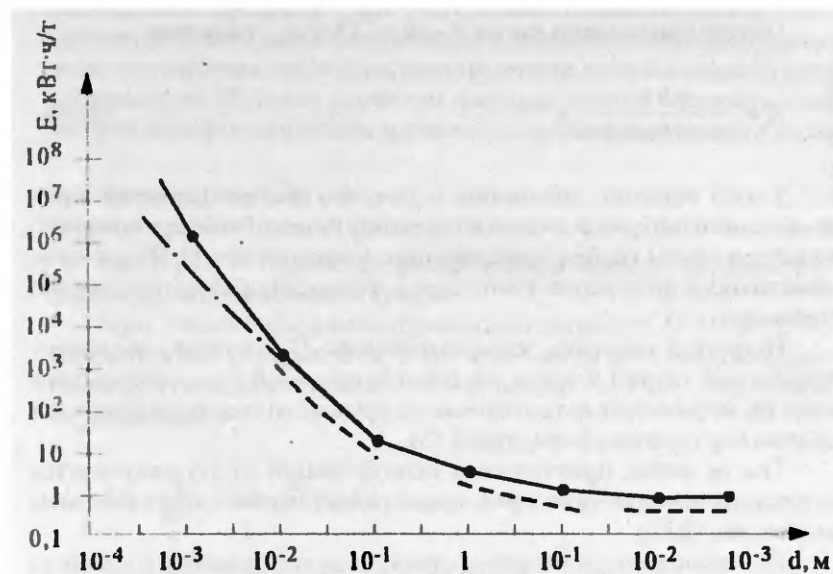


Рис. 2.3. Области применимости эмпирических законов дробления:
1 Кирпичева-Кика; 2 -- Бонда; 3 -- Риттингера; 4 — Олевского.

К группе обобщающих уравнений, характерным признаком которых является зависимость удельных энергозатрат от крупности дробимого куска в переменной степени, можно отнести и формулу М. Хирсои и О. Юнгтоси, предложенную для удельной работы разрушения пород:

$$A_0 = \sigma^2 E^{-1} k D^{3(1-2\beta)}, \quad (2.60)$$

где σ — прочность; E — модуль Юнга; k — коэффициент, учитывающий линейные размеры образца; β — параметр однородности

породы, принимающий значения от 5,3 до 18.

К подобной же группе относится соотношение, полученное Р.А. Родиным для удельной работы разрушения образца горной породы сферической формы [56]:

$$A_0 = (3/8) \sigma_p^2 / (k_\phi^2 k_b^2 \sigma_{сж} \operatorname{tg} \varphi R^{0,25-0,001 K}) 10, \quad (2.61)$$

где σ_p — разрывающее напряжение при растяжении шара; k_ϕ коэффициент, учитывающий форму образца; k_b коэффициент размеров контактной зоны; $\sigma_{сж}$ — предельное напряжение сжатия; $\operatorname{tg} \varphi$ коэффициент внутреннего трения материала; R — радиус разрушаемого куска породы.

Выражения (2.60) и (2.61) определяют работу разрушения единичного акта отдельно взятого образца.

Непригодность предлагаемых формул для количественных оценок, отсутствие удовлетворительной математической модели процессов дробления и измельчения твердых полезных ископаемых, взаимоувязывающей затрачиваемую работу с физико-механическими свойствами материала, granulометрическими характеристиками сырья и продуктов дробления отмечались многими исследователями [21, 75]. Авторы [43] заключают: «...мало оснований предполагать, что сложнейшие зависимости расхода энергии от грансостава продуктов в процессах дробления и измельчения удастся выразить в простой форме».

По мнению авторов [5] теория разрушения горных пород не отвечает требованиям полноты, непротиворечивости и преемственности. Главной причиной такого положения является то, что описание процесса дробления минеральных образований базируется на принципах механики сплошной среды, строгой однородности разрушаемого материала. В то же время известно, что любым реальным твердым телам, в особенности горным породам, присущи структурные неоднородности. Последние обычно выпадают из поля зрения при определении энергоемкости разрушения твердых минералов.

Согласно Бонду работы по определению энергозатрат должны основываться на трех главных принципах дробления [10].

Первый принцип предусматривает, что тело, подвергающееся разрушению, имеет свой энергетический уровень. Он, вероятно, обратно пропорционален линейному размеру объекта с показателем степени p , т.е.

$$E = \kappa / x^p, \quad (2.62)$$

В соответствии со вторым принципом работа, необходимая для сокращения крупности материала от D до d , должна быть равна разности энергетических уровней конечного и исходного состояний, т.е.

$$A = \kappa \left(\frac{1}{d^p} - \frac{1}{D^p} \right), \quad (2.63)$$

где κ — коэффициент пропорциональности.

Из соотношения (2.62) и (2.63) явствует, что определяющим является параметр p . Попытки его определения не прекращаются свыше ста лет [23].

Третий принцип предполагает необходимость учета структурных особенностей твердых материалов, так как от них сильно зависят энергозатраты на разрушение и зерновой состав получаемого продукта.

Таким образом, сопротивляемость пород разрушению, т.е. удельный расход энергии на дробление математически должен быть связан с структурными особенностями, физико-механическими свойствами пород, степенью дробления, гранулометрическими характеристиками полученного материала. При этом необходимо учитывать уровни разрушения горных пород, которые делятся в основном на три вида: макроскопический, микроскопический и субмикроскопический [41]. В последнем случае процесс связан с разрушением отдельных кристаллов тела, и обуславливается разрывом межатомных и межмолекулярных связей, а прочность объекта достаточно близка к ее теоретическому значению.

2.5. Теоретическая и реальная прочность твердых тел

Теоретическая прочность твердых тел может быть рассчитана исходя из представления об однородности, бездефектности их структуры, если известна в явной форме функция, определяющая силу взаимодействия атомов или молекул материала в зависимости от расстояния между ними. В общем виде эта функция имеет вид:

$$F = a / r^n - b / r^m, \quad (2.64)$$

где a, b, n, m — параметры, характерные для каждого конкретного материала.

Формула (2.64) выражает сумму сил отталкивания и притяжения частиц и ее график представлен на рис. 2.4. Из него видно, что

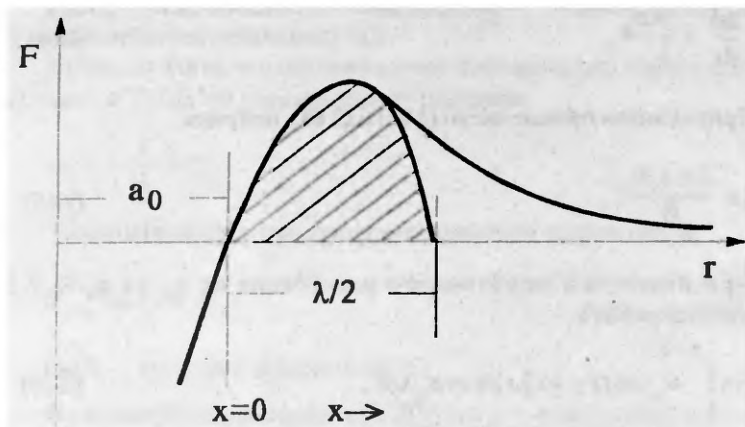


Рис. 2.4. Синусоидная аппроксимация результирующей силы взаимодействия между атомами

напряжение, достаточное для разрыва межатомных связей, может быть аппроксимировано синусоидой и представлено в виде /1/.

$$\sigma = \sigma_m \sin \frac{2\pi x}{\lambda}, \quad (2.65)$$

где σ_m — максимальное растягивающее напряжение; x — смещение частицы от положения равновесия; λ — расстояние, на котором еще проявляются силы взаимодействия.

В окрестности точки $x=a_0$, т.е. при малом удалении атомов друг от друга деформация x/a_0 , а модуль Юнга

$$E = \frac{\sigma}{x/a_0}. \quad (2.66)$$

Откуда

$$\frac{d\sigma}{dx} = \frac{E}{a_0}. \quad (2.67)$$

При малом смещении в соответствии (2.6)

$$\frac{d\sigma}{dx} = \frac{2\pi\sigma_m}{\lambda}. \quad (2.68)$$

Приравнивая правые части (2.67) и (2.68), получим

$$\lambda = \frac{2\pi a_0 \sigma_m}{E}. \quad (2.69)$$

При изменении межатомного расстояния от a_0 до $a_0 + \lambda / 2$ совершается работа

$$A = \int_{a_0}^{a_0 + \lambda/2} \sigma_m \sin(2\pi x / \lambda) dx = \sigma_m \lambda / \pi. \quad (2.70)$$

Поскольку в результате разрыва связей между атомами или молекулами вещества образуются новые поверхности, то на их создание затрачивается работа $A = 2\gamma$, где γ — удельная поверхностная энергия.

Тогда, из условия баланса энергии имеем

$$\sigma_m \lambda / \pi = 2\gamma. \quad (2.71)$$

Подставляя теперь значение λ из (2.69) в (2.71), получим

$$\sigma_m = (E\gamma / a_0)^{1/2}. \quad (2.72)$$

Выражение (2.72) представляет собою теоретическую прочность твердого тела, ее оценку в первом приближении. Из него следует, что максимальное значение разрушающего напряжения зависит от модуля Юнга, удельной поверхностной энергии и возрастает с уменьшением параметра a_0 .

Рассмотренный метод расчета теоретической прочности — метод синусоидальной аппроксимации, предложенный Орованам [1], относится к числу приближенных методов.

Другой, более строгий подход к проблеме основан на использовании

функции Морзе, согласно которой энергия взаимодействия ионов

$$U=U_0 \{ \exp [-2 \alpha_1(x-a_0)] - 2 \exp [-\alpha_1(x-a_0)] \}, \quad (2.73)$$

где U_0 — максимальное значение энергии; α_1 — параметр, зависящий от дальнего действия межионных сил.

Нетрудно найти, что максимальному значению силы взаимодействия (условие $d^2 U / dx^2 = 0$) соответствует смещение

$$x = a_0 + \frac{1}{\alpha} \ln 2.$$

Тогда напряжение, при котором произойдет разрыв связей

$$\sigma_{\max} = \alpha U_0 / 2 S_0, \quad (2.74)$$

где S_0 — средняя площадь иона.

По Келли [1] параметр $\alpha = \sqrt{p/2U_0}$, где p — жесткость межионных связей, определяемая по молекулярным спектрам. На этом основании выражение (2.74) может быть приведено к виду

$$\sigma_{\max} = \frac{1}{S_0} (U_0 p / 8)^{1/2} \quad (2.75)$$

Для алмаза и ряда других материалов $\sigma_{\max}$ найденное по (2.75), имеет примерно двукратное различие от данных, получаемых по формуле (2.72). Это свидетельствует о вполне удовлетворительной применимости метода Орована для практической оценки теоретической прочности.

В табл. 2.6. приведены данные теоретической и реальной прочности материалов. Как видно, они разнятся на 2—3 порядка.

Таблица 2.6.

Сравнение теоретической и реальной прочности материалов

Материал	Прочность на разрыв, Н/м ²		
	теоретическая, σ_t	реальная, σ_p	σ_t/σ_p
Цинк	360	0,18	2000
Хлористый натрий	300	0,50	600
Кварц	1000	11,60	90

Обоснование расхождения вычисленных по формуле (2.71) данных от экспериментальных результатов дается в теории разрушения Гриффитса [68, 74], согласно которой в твердых телах изначально присутствуют трещины. По предположению автора они имеют форму сплюсненного эллипса с полуосями l и $2l$. Для таких тел выполняются условия плоской задачи теории упругости всюду, в том числе и вблизи вершины трещины.

При растяжении тела единичной толщины его объем, вследствие раскрытия трещины, уменьшится на величину $2\pi l^2$, а уменьшение упругой энергии деформации составит

$$A_1 = \pi l^2 \sigma^2 / E. \quad (2.76)$$

При смещении берегов трещины друг относительно друга образуются новые поверхности. Затрачиваемая при этом работа

$$A_2 = 4l\gamma. \quad (2.77)$$

В результате изменение внутренней энергии системы составит

$$U = A_2 - A_1 = 4l\gamma - \pi l^2 \sigma^2 / E. \quad (2.78)$$

Распространение трещины в объекте, т.е. его разрушение возможно, если интенсивность уменьшения энергии упругой деформации превышает скорость возрастания поверхностной энергии, т.е. когда $dU/dl = 0$. В соответствии с этим из (2.78) следует

$$\pi l \sigma^2 / E = 2\gamma. \quad (2.79)$$

Откуда разрушающее напряжение

$$\sigma_m = \sqrt{\frac{2\gamma E}{\pi l}}. \quad (2.80)$$

Путем нанесения трещин различной длины на поверхность стекла Гриффитс установил, что величина $\sigma_m l^{1/2}$ остается постоянной.

Сравнивая ее значения с данными для образцов без искусственных трещин, он сделал предположение о присутствии исходных трещин длиной $\approx 0,5 \cdot 10^{-3}$ см, являющихся концентраторами напряжений.

По Инглису [41] напряжение, возникающее на остриях эллиптической трещины σ_m может быть определено из выражения

$$\sigma_m / \sigma_a = 1 + 2 a / b, \quad (2.81)$$

где σ_a — приложенное к телу внешнее напряжение; a и b — большая и малая полуоси эллипса.

В случаях трещин произвольной формы имеет место приближенное соотношение

$$\sigma_m / \sigma_a \approx 2 (a / r)^{1/2}, \quad (2.82)$$

где a — длина трещины; r — радиус кривизны кончика трещины.

Следует однако отметить, что наличие исходных гриффитсовых трещин в твердых телах не удавалось обнаружить с помощью не только оптических, но и электронных микроскопов. Несмотря на это гипотеза Гриффитса была положена в основу многих последующих исследований хрупкого разрушения. В частности, выражение подобное (2.80) было получено и Я.И. Френкелем. Согласно ему трещины, возникающие в твердом теле под действием внешних напряжений самопроизвольно распространяются в среде, если их длина превышает критическую величину $l_{кр}$, определяемую соотношением

$$l_{кр} \approx 2E \gamma / \sigma_m^2. \quad (2.83)$$

Исследованиями О.Е. Орована, независимо от него Г.Р. Ирвина, позднее А. Коттрелла и др. [68, 74] показано, что выражение (2.80), установленное Гриффитсом для хрупких тел применимо и в случае полухрупких материалов. При этом, по мнению авторов, кроме поверхностной энергии γ , должна учитываться работа пластической деформации в окрестности острия трещины, приходящаяся на единицу вновь образующейся поверхности в ходе распространения трещины γ'' . Тогда разрушающее напряжение может быть представлено в виде

$$\sigma_m = \sqrt{2E(\gamma + \gamma'') / \pi l}. \quad (2.84)$$

где величина γ_n определяется соотношением

$$\gamma_n = 9 \gamma / n (G / \pi \tau),$$

где G — модуль сдвига, τ — предел текучести кристалла.

Расчеты показывают, что $\gamma_n \gg \gamma$ и их отношение составляет 10^2 10^3 . Поэтому, с достаточной для практики точностью, формулу (2.84) можно переписать в виде

$$\sigma_m = \sqrt{2 E \gamma_n / \pi l}. \quad (2.84 \text{ а})$$

Из (2.84 а) видно, что при одинаковой длине трещины квазихрупкие тела имеют в десятки раз большую прочность, чем хрупкие материалы.

Таким образом, на основании теории Гриффитса удастся объяснить природу квазихрупкого разрушения материалов. Что же касается экспериментального подтверждения предположений Гриффитса об исходных трещинах, то оно получено сравнительно недавно, спустя 40 лет после появления гипотезы, методом ионного обмена [74]. Было, например, доказано, что в стекле присутствуют трещины длиной $\approx 40^{-4}$ см, ширина которых $\approx 10^{-7}$ см. Последняя находится за пределами разрушающей способности оптических устройств, с помощью которых исследователи пытались обнаружить эти очень малые дефекты, предсказанные Гриффитсом.

Природу этих трещин, причину их возникновения исследователи объясняют исходя из представлений о дефектности структур твердых тел. Современные представления о механизме деформации и разрушения реальных неоднородных твердых материалов основываются на достижениях физики твердого тела и механики сплошных сред. При этом используются результаты исследований различных механизмов развития дефектов, в частности, микротрещин, наличествующих в любом реальном твердом теле, а также возникающих в процессе его деформации.

Согласно исследованиям академика П.А. Ребиндера [33] и его школы реальное твердое тело является системой с дефектами структуры. Это объясняется тем, что уже в начальной стадии образования кристалла достаточно возникновения хотя бы одной дислокации, чтобы структура его стала дефектной. Такой кристалл обладает способностью роста даже без образования в среде зародышей и при прочих равных условиях растет быстрее, чем кристалл без дефектов. Поэтому вероятность образования

дефектных кристаллов значительно выше, чем кристаллов, не имеющих дефектов.

В настоящее время складываются вполне определенные и подтвержденные экспериментами представления о механизме пластической деформации и разрушения твердых тел. Согласно им разрушение твердых тел схематически можно представить как последовательный переход от скопления и слияния дислокаций, приводящих к образованию зародышевых трещин, к их развитию, вплоть до образования главной трещины разрушения.

Определение параметров зарождающихся трещин в общем случае связано с большими трудностями. Поэтому на практике приходится ограничиваться рассмотрением только процесса распространения уже образовавшихся трещин. Такое предположение сделано Гриффитсом при обосновании соотношения (2.80).

Источниками микротрещин могут быть различные дефекты, как точечные (электронные, энергетические, атомные: дефект Шотки, дефект Френкеля), так и линейные, роль которых огромна в процессах деформации и разрушения твердых тел. Под действием внешних и внутренних сил они могут перемещаться, взаимодействовать между собой, скапливаться в определенной области среды и сливаться, приводя в конечном счете к образованию трещин.

В образовании опасных трещин в неоднородных средах немаловажную роль играют также двух- и трехмерные дефекты, к которым относятся посторонние включения, границы зерен, возможные поры и пустоты и т.п. дефекты, часто встречающиеся в горючих породах.

В любом твердом теле, таким образом, всегда имеются или возникают при деформировании трещины. Если внешние воздействия таковы, что напряжение $\sigma \geq \sigma_p$, то это приводит к лавинному развитию трещины, т.е. к распаду тела на части. Развитие и распространение трещины в разрушаемом материале эквивалентно образованию новых поверхностей вследствие разрыва связей между частицами данного тела. Затрачиваемая на это часть запаса упругой энергии деформации пропорциональна объему объекта.

2.6. Влияние размеров образцов пород на их прочность

Согласно Р.Т. Хукки основные эмпирические законы дробления применимы в следующих интервалах крупности: Кирпичева-Кика в интервале от 1000 мм до 200 мм, Бонда — от 100 мм до 1 мм, а Риттишера в диапазоне от 1 мм до 0,001 мм. То есть процессы дробления и

измельчения твердых полезных ископаемых охватывают практически все масштабные уровни разрушения: субмикроскопический и макроскопический. Каждый из них характеризуется разрывом специфических, отличающихся друг от друга по физической природе, связей /68/. Это означает, что по мере изменения размера продуктов разрушения происходит соответствующее изменение пределов прочности минеральных зерен. Это обстоятельство должно быть учтено при определении энергозатрат на сокращение крупности материала.

Зависимость прочности пород от их линейных размеров, т.е. проявление масштабного фактора находит экспериментальное подтверждение. В качестве наглядного примера можно привести данные, полученные в Кемеровском горном институте. В опытах использовано свыше 40 угольных образцов одного и того же блока, площади их сечения колебались от 1 до 260 см². При этом получены следующие результаты:

S, см ²	1	4	25	50	100	165	260
σ_c , кг/см ²	536	480	450	390	270	250	220

Из этих данных явно прослеживается тенденция уменьшения предела прочности угля на сжатие с ростом площади его сечения.

Достаточной надежностью обладают исследования, выполненные сотрудниками английского научно-исследовательского горного института /75/. Результаты, полученные ими при испытании сравнительно однородных углей, выглядят следующим образом

Средняя длина стороны куба, мм	3	6	18	25	32	38	40
Число испытанных образцов, шт	159	445	30	78	12	27	76
σ_c , кг/см ²	830	760	635	628	553	560	530

Обобщая данные по влиянию масштабного фактора на разрушение различных горных пород, для их предела прочности Л.А. Шрейнер предложил формулу

$$\sigma = \sigma_c + k/d, \quad (2.85)$$

где σ_c — прочность сравнительно больших образцов, у которых проявлением масштабного эффекта можно пренебречь; d — линейный

размер образца; k — постоянная, зависящая от материала.

На основе анализа экспериментальных данных А.П. Алксандровым и С.Н. Жуковым для кварца установлена зависимость

$$\sigma = \sigma_0 + \frac{b}{r + c}, \quad (2.86)$$

где σ_0 — прочность больших образцов; r — радиус образца; b и c — постоянные.

Для кварца и кальцита М.И. Койфманом экспериментально выявлены следующие соотношения:

$$P = 1,80 \cdot 10^{-3} d + 8,80 d^2, \quad (2.87)$$

$$P = 0,95 \cdot 10^{-3} d + 0,91 d^2, \quad (2.88)$$

где P — разрушающая нагрузка, кГ; d — размеры минеральных частиц, мк.

Некоторые экспериментальные данные по углю приведены в табл. 2.7. Нетрудно заметить, что выражения (2.87) и (2.88) после преобразования могут быть приведены к виду (2.85), что подтверждает правомерность этого соотношения.

По С.Е. Чиркову масштабный эффект для углей описывается уравнением

$$\sigma = \frac{\sigma'}{(S/S')^n}, \quad (2.89)$$

где σ, σ' — прочности при одноосном сжатии образцов, площади сечения которых S, S' , соответственно; n — показатель степени масштабного эффекта.

Расчеты показывают, что у хрупких антрацитов показатель степени масштабного эффекта значительно больше, чем у вязких углей.

Если, для прочности углей одни исследователи предлагают формулу

$$\sigma = A d^n. \quad (2.90)$$

(A и n — постоянные; d — сторона куба), то другие, например,

Таблица 2.7

Предел прочности углей при одноосном сжатии (в кг/см²)

№№ проб	Марка углей	Площадь сечения образцов, см ²					
		2	5	10	25	50	100
1		92	86	78	61	31	-
2		107	103	94	80	66	50
3	K ₁	256	224	195	165	150	-
4	K ₂	-	112	103	90	82	-
5	K ₃	276	268	256	207	180	154
6	K ₄	224	215	200	150	132	118
7	C ₁	165	159	152	132	120	-
8	C ₂	200	-	160	120	108	-
9	C ₃	170	165	158	136	128	-
10	C ₄	148	140	134	115	95	-
11	C ₅	-	370	326	227	188	164
12	Г ₁	-	232	196	150	128	-
13	A ₁	-	575	505	350	240	-
14	A ₂	650	580	480	325	-	-
15	Г ₂	370	315	262	175	130	112
16	Г ₃	325	240	198	154	132	110

С.Т. Холланд [41] считают, что при одноосном сжатии угольных образцов кубической формы прочность пропорциональна $d^{-1/2}$, т.е.

$$\sigma = A d^{-1/2}, \quad (2.91)$$

Для тел, подверженных хрупкому разрушению А.Н. Стро и Н.И. Петч [74] установили следующее соотношение:

$$\sigma = \sigma_0 + k d^{1/2}, \quad (2.92)$$

где σ_0 — постоянная; d — средний диаметр зерна.

$$k = [6 \pi \gamma G / (1 - \nu)]^{1/2}, \quad (2.93)$$

где γ — удельная поверхностная энергия; G — модуль сдвига; ν —

коэффициент Пуассона.

Попытки теоретического обоснования изменения пределов прочности твердых материалов в зависимости от их линейных размеров предприняты А.П. Александровым и С.Н. Жуковым. Сущность сформулированной ими теории заключается в том, что прочность тела определяется прочностью «слабейшего звена», которое распределяется равномерно в нем. С уменьшением объемов образцов уменьшается вероятность присутствия в них различного рода дефектов, что и обуславливает возрастание прочности объекта.

Изложенные представления получили дальнейшее развитие в работах Т.А. Контаровой и Я.И. Френкеля и получили название статистической теории разрушения. Согласно этой теории предел прочности материала имеет плотность распределения

$$f(\sigma) = \sqrt{\alpha/\pi} \exp[-\alpha(\sigma - \bar{\sigma})^2], \quad (2.94)$$

где $\bar{\sigma}$ — среднее значение предела прочности; α — показатель дисперсии.

Наиболее вероятное значение σ определяется в виде

$$\sigma = \bar{\sigma} - \sqrt{A \lg V + B}, \quad (2.95)$$

где $A = 1/\alpha$; $B = (1/\alpha) \lg(\bar{N}/2\sqrt{\pi})$, $\bar{N}$ — среднее число дефектов в единице объема материала. Выражение (2.95) выполняется тем точнее, чем больше объем. При малых объемах разрушаемого тела справедливо соотношение:

$$\sigma = a + b/V, \quad (2.96)$$

где a и b — постоянные, характерные для данного материала.

Представление о вероятности разрушения p под внешним напряжением σ использовано В. Вейбулом [47]. По расчетам автора

$$p = 1 - \exp[-V(\sigma/\sigma_0)^m], \quad (2.97)$$

где σ_0 и m — феноменологически подбираемые параметры. А искомая зависимость среднего значения предела прочности σ от объема материала на основе выражения (2.97) определится в виде

$$\sigma = J_m \sigma_0 / V^{1/m}, \quad (2.98)$$

где

$$J_m = \int_0^{\infty} \exp(-z^m) dz. \quad (2.99)$$

То есть J_m — сходящийся собственный интеграл, стремящийся к постоянной величине при неограниченном роста аргумента. Параметр m является показателем неоднородности материала. С его уменьшением возрастает зависимость предела прочности от объема, т.е. чем меньше m , тем больше и ярче проявляется масштабный эффект.

Известно, что предел прочности горных пород при сжатии $\sigma_{сж}$, устанавливаемый по методике ГОСТа 21153.2-84 [20], может быть использован для определения прочности пород в массиве R_M согласно соотношению

$$R_M = \lambda \sigma_{сж}, \quad (2.100)$$

где λ — постоянная, учитывающая дефектность структуры массива, величина которой всегда меньше единицы, т.е. $\lambda < 1$ и формула (2.100), таким образом, выражает масштабный фактор.

На этом основании применительно к горным породам уравнение Вейбула может быть представлено в виде:

$$\sigma = R_M + \sigma_0 (V_0 / V)^{1/m} \int_0^{\infty} e^{-z} dz, \quad (2.101)$$

где V_0 — начальный объем образца.

В соответствии с (2.101) при неограниченном возрастании объема V предел прочности σ стремится к своему предельному, критическому значению $\sigma_{кр}$, характерному для массива, т.е. $\sigma_{кр} = R_M$.

На основании анализа экспериментальных данных [17] для различных пород: угля, железной руды и диорита установлены критические размеры образцов $l_{кр}$, при которых имеет место последнее равенство. Они оказались равными 1,5 м, 1,0 м и 0,9 м соответственно. Таким образом, при $l_{кр} \approx 1,0$ м предел прочности породы можно считать равным пределу ее прочности в массиве.

По статистической теории разрушения на предел прочности

материала оказывает влияние дефектность его структуры, разновидностью которой являются трещины Гриффитса. Физическая природа этих трещин раскрывается в теории дислокаций, где рассматриваются проблемы упругой и пластической деформаций, предшествующих разрушению твердых тел.

Известно, что хрупкое и квазихрупкое разрушение связано с зарождением скола, причиной которого главным образом является взаимодействие дислокаций, приводящее к возникновению микротрещин в деформируемом объеме разрушаемого тела. Механизмы зарождения и роста трещин достаточно подробно описаны К. Зинером, Коттреллом, В.Л. Инденбмом и другими исследователями [1]. Например, согласно Зинеру образование трещины — результат скопления и краевых дислокаций, заторможенных каким-либо препятствием: плоскостью скольжения, границами зерен и т.д. Их взаимодействие приводит к возникновению растягивающего напряжения

$$\sigma_{\text{теор}} = n (\tau - \tau_0), \quad (2.102)$$

где n — число дислокаций; τ — касательное напряжение; τ_0 — напряжение касательное, препятствующее движению дислокаций.

А.Н. Стро показано, что число дислокаций n связано с величиной действующего на них касательного напряжения следующим соотношением:

$$n = (\tau - \tau_0) d / G b, \quad (2.103)$$

где d — диаметр или линейные размеры зерен материала; G — модуль сдвига; b — модуль вектора Бюргерса.

Из сравнения (2.102) и (2.103) вытекает, что

$$\tau = \tau_0 + [(G b / d) \sigma_{\text{теор}}]^{1/2}. \quad (2.104)$$

На основании связи между растягивающим и касательным напряжениями выражение (2.104) может быть приведено (в условиях хрупкого разрушения) к виду

$$\sigma = \sigma_0 + 2 (G b \sigma_{\text{теор}})^{1/2} d^{-1/2}. \quad (2.105)$$

Итак, из дислокационного представления зарождения трещины следует, что разрушающее напряжение пропорционально $d^{-1/2}$.

Это обстоятельство, во-первых, взаимоувязывает проявление масштабного эффекта (2.92) с дислокационной природой микротрещин, возникающих в процессе деформаций. Во-вторых, выражение (2.105) подтверждает саму теорию Гриффитса в том плане, что соотношение (2.105) особенно в тех случаях, когда его второе слагаемое намного превышает первое, по форме совпадает с условием разрушения Гриффитса. Причем соответствие тем точнее, чем меньше размеры разрушаемых зерен материала, поскольку при этом имеет место условие $l \approx d$.

Другой, не менее важной особенностью разрушения горных пород является (наблюдающееся по данным гранулометрического анализа) постоянство соотношений линейных размеров зерен — «кратность отношений естественной кусковатости» /60/.

На основании анализа фактического материала для определения ϵ_i степени разрушения пород предложена зависимость

$$\epsilon_i = \exp [-A (U_i^2 - U_\alpha^2)], \quad (2.106)$$

где U_i — энергоемкость разрушения; U_α — удельная энергоемкость упругой деформации; A — параметр, зависящий от прочностных, упругих, инерционных и т.п. свойств породы.

Показано, что точка перегиба кривой соответствует численному значению $\epsilon_i = 1,65$. Аналогичные результаты получены при энергосистропном и системном анализе технологического разрушения горных пород, 1,63 и 1,67, соответственно. По исследованиям академика М.А. Садовского и др. [60] отношение средневзвешенных масс кусков породы, т.е. ϵ_i составляет 1,53.

Достаточно хорошая сходимость результатов по различным методикам является следствием проявления фундаментального закона «кратности отношений естественной кусковатости природных образований». Это указывает на присутствие в продуктах разрушения «преимущественных» размеров зерен материала.

При анализе гранулометрического состава продуктов дробления взрывом выявлено следующее приближенное равенство: $L_x/L_{x+1} = 2,3 \cdot 2,8$, где L_x, L_{x+1} — соседние «преимущественные» размеры кусков горной породы.

Особый интерес в этой связи представляет работа сотрудников

физико-технического института им. А.Ф. Иоффе, установивших наличие определенной зависимости между длиной трещин l , возникающих при деформировании пород, и расстоянием a от одной трещины до другой. Ими выявлено, если отношение $a/l = 3 + 5$, то происходит мгновенное разрушение материала вне зависимости его природных свойств.

Авторы при этом допускают сопоставимость соотношений a/l и L_k / L_{k+1} , полагая, что расстояние между трещинами a играет роль L_k , а средняя длина трещины l — роль L_{k+1} .

Последнее обстоятельство свидетельствует о том, что дискретность, иерархичность разрушения горных пород стыкуется с понятием критической длины трещины, следовательно, с критерием разрушения Гриффитса.

Таким образом, из анализа состояния теории дробления и особенностей разрушения горных пород вытекает:

- формулы существующих эмпирических законов дробления не позволяют определить абсолютные величины работ разрушения; они применимы только для сравнительной оценки процесса, для определения относительных величин работ дробления, производимых различными породоразрушающими устройствами;

- коэффициенты пропорциональности в упомянутых законах неизвестны, отсутствуют способы их определения; величины их считаются постоянными, не зависящими от ширины интервала крупности, что не соответствует реальной картине процесса;

- из рассмотренных выше законов дробления горных пород наиболее общей и учитывающей различные виды энергозатрат является гипотеза академика П.А. Ребиндера. Однако ее применимость затруднена отсутствием методов определения коэффициентов пропорциональностей;

- характеру изменения энергозатрат в процессе сокращения крупности зерен материала, вообще говоря, соответствует обобщающее выражение Р.Т. Хукки. Однако неопределенность в раскрытии вида функции $f(x)$ девальвирует его практическую ценность;

- дроблению горных пород свойственны дискретность, иерархичность, являющиеся проявлением фундаментальной закономерности «кратности отношения естественной кусковатости природных образований». Они сильно сказываются на величине степени дробления и удельных энергозатрат;

- - по мере сокращения крупности зерен рудного сырья во рас-

тают их пределы прочности на разрушение, предопределяемые природой минеральных образований. Эта важнейшая особенность поведения материала не в полной мере учитывается в рассмотренных выше законах дробления;

— очевидна необходимость более глубокого изучения дробления кусков горных пород с учетом их физико-механических свойств, гранулометрических характеристик исходного материала и конечного продукта.

ГЛАВА 3. КУСКОВАТОСТЬ ВЗОРВАННОЙ ГОРНОЙ ПОРОДЫ

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 породы 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.

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 удастся смоделировать все особенности природных свойств пород в массиве и их изменения в процессе взрыва. Поэтому упомянутые характеристики пород целесообразно найти расчетным путем с привлечением для анализа методов теории разрушения твердых деформируемых тел и математической статистики с дальнейшим сопоставлением их с данными практики.

3.1. Предельный радиус цилиндрической взрывной полости

Специалисты в области теории разрушения деформируемых тел действием взрыва считают, что среди различных эффектов взрыва в среднем 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 [19, 24, 35]. 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 и, более

распространенного на практике цилиндрического заряда в ограниченной среде. В связи с этим на основе исследований [8, 15, 44, 57] 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 [8, 73]. Вследствие этого газообразные продукты детонации (ПД), дальше развивая уже начатый процесс разрушения, переизмельчают среду в зоне 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 нагружения [15, 57]. 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 осесимметричное развитие полости. Вступает в силу вторая — стадия ускоренного движения раздробленной части массива. В такой постановке задача решена в работе [48].

Максимальная зона расширения продуктов детонации может быть рассчитана как максимальная величина перемещения границы раздела ПД — среда. Подвижки границы раздела связаны с раздагиванием среды, с ее дроблением и уплотнением (рис. 3.1.). Вытесняемый 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 ПД — среда;
 r_n — начальный радиус полости; ρ_0 — плотность вытесненной породы.

По аналогии с [57] плотность уплотненной породы принимается 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 $r_n = r_0(1 + \epsilon)$, где ϵ —

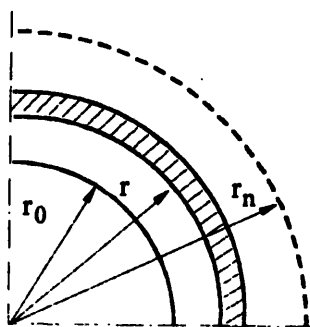


Рис. 3.1. Схема к определению радиуса взрывной полости

относительная толщина слоя, уплотненного (или раздробленного) УВ до начала движения границы раздела под действием газообразных продуктов детонации; r_0 — радиус заряда.

Согласно гидродинамической теории действия взрыва, в ближней зоне ($3 + 7r_0$) 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 $P_k = 200$ МПа, расширение ПД на рассматриваемом участке можно принять происходящим изэнтропически по закону $P V^3 = \text{const}$, откуда

$$P = P_n (r_0/r)^6, \quad (3.4)$$

где P_n — 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

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

или

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

Это линейное дифференциальное уравнение первого порядка. Обозначив u^2 и r/r_0 через y и x , его можно представить в привычном виде: $dy/dx + p(x)y = Q(x)$. 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 уравнение (3.5 а) дает

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

Постоянная интегрирования C находится по начальным условиям. При $t = 0$ $r = r_0(1 + \epsilon)$ и $u = u_*$ (u_* — начальная скорость движения границы раздела). Относительно величины r_* 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 даст для $C = P_{\text{вн}}/\rho_0 - P_c/\rho_0$.

Окончательно закон изменения скорости полости через ее радиус выразится зависимостью

$$u^2 = \frac{1}{\left[\left(\frac{r}{r_0}\right)^2 - 1\right]^2} \sqrt{\frac{P_{\text{вн}}}{\rho_0} \left(\frac{r_0}{r}\right)^2 \left[\left(\frac{r_0}{r}\right)^2 - 2 \right] - \frac{P_c}{\rho_0} \left(\frac{r}{r_0}\right)^2 \left[\left(\frac{r}{r_0}\right)^2 - 2 \right] + \frac{P_{\text{вн}} - P_c}{\rho_0}}. \quad (3.5 \text{ в})$$

Обозначим r/r_0 через $\bar{r}$, тогда после несложных преобразований

уравнение (3.5в) можно привести к виду

$$u = \frac{(\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_n - P_c \bar{r}^4}}{\bar{r}^2 (\bar{r}^2 - 1) \sqrt{P_0}} \quad (3.6)$$

Для того чтобы пользоваться уравнением (3.6), нужно знать значения величин P_n , P_c .

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 [72]. Следовательно, это давление для рассматриваемой стадии взрыва является начальным, т.е.

$$P_n = 1/8 \rho_{\text{вв}} D^2, \quad (3.7)$$

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:

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

Из них находим, что

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

$$\bar{r}_{\text{пр}} = (P_n / P_c)^{1/4}. \quad (3.10)$$

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 $P_n < P_c$ 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 (3.5 в). Действительно, по смыслу задачи первый корень (3.5 а) 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.

В табл. 3.1 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 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_c и $\bar{r}_{np}$ определялись по уравнениям (3.10) и (2.39).

Как видно из табл. 3.1, 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 характеристика в условиях взрывного нагружения. При применении аммонита № 6 ЖВ предельное значение относительного радиуса полости варьирует от 1,13 до 1,79. Большие значения $\bar{r}_{np}$ отмечаются у слабых пород (К-6). Для наиболее распространенных пород с $f = 10-16$ ($\sigma_{сж} = 100 + 240$ МПа) $\bar{r}_{np} = 1,2 + 1,4$. 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 промышленных ВВ с небольшими отклонениями в их свойствах изменение размеров полости практически неусловимо.

Таблица 3.1

Прочностные характеристики исследованных пород и возможные значения предельных радиусов полости

Породы	κ_d	$P_0 \cdot 10^2$, МПа	$P_n 10^3$, 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: неффузивных порфиров, крепкие	4,87	6,63	1,22	1,32	1,42	1,50	1,61
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, коагализированные	5,42	1,95	1,65	1,79	1,93	2,04	2,18
Скарпированный 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	4,08	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	1,44	1,55
Пироксеновые скарны	4,77	9,72	1,14	1,23	1,32	1,40	1,50
Оруденелые скарны	5,26	9,26	1,12	1,20	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

3.2. 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 [25, 35, 57]. В зоне, непосредственно примыкающей к зарядной камере, напряжения в волне сжатия значительно превышают предел прочности пород на сжатие. Здесь порода раздавливается, разрушение носит характер «персизмельчения». Размер зоны целиком зависит от величины напряжения в волне сжатия в пределах этой зоны, прочностных и упругих свойств породы. По мнению ряда отечественных и зарубежных специалистов, размер зоны мелкого дробления не превышает 3-15 радиусов заряда [26, 53, 73]. 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 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 компактном состоянии, и параметры прошедших через них волн напряжений оказываются достаточными для того, чтобы вызвать разрушение отдельностей, находящихся в более удаленных

точках массива /39, 69/. 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 /73/, что при ширине полый 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» /35/.

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, и наоборот, мелкоблочным массивам свойственны сомкнутые трещины. Поэтому размеры зоны радиальных трещин будут определяться прочностными и упругими свойствами пород, блочностью массива, а также дестонационными 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 /53/, 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 (2.35) при решении его относительно искомой величины:

$$r_1 = r_{\text{пр}} (\rho_0 c^2 / 5\sigma_{\text{ск}})^{1/2}. \quad (3.11)$$

Радиус зоны радиальных трещин определяется из соотношения (2.21) по зависимости

$$r_1 = r_2 \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p}. \quad (3.12)$$

Из уравнений (3.11) и (3.12) 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 зависимости (3.11) и (3.12) вычислены размеры искомых зон в массивах, состоящих из исследованных пород (табл. 3.2). Из таблицы следует, что в зависимости от конкретного сочетания определяющих свойств пары среда — ВВ радиусы зон мелкого дробления достигают (7,4 — 28,7) r_p , а радиусы радиальных трещин — (20,0 — 59,7) r_p . 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 характеристики 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 высокобрзантных ВВ. Общие выводы, вытекающие из анализа уравнений (3.11), (3.12), 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).

Таблица 3.2

**Относительные радиусы зон разрушения при различных
начальных давлениях ПД**

Породы (их индексы)	Р _н · 10 ³ , МПа				
	1,45	20,0	2,70	3,35	4,40
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
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, коаллинизированные (К-6)	21,7/45,1	23,5/48,8	25,4/52,8	26,8/55,7	28,7/59,7
Скарнированный известняк (А-1)	8,1/20,0	8,7/21,5	9,4/23,1	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
Ороговцованный песчанник (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
Туфоусчанник (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
Актиниолит-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
Оруденелые скарны (С-8)	13,9/33,4	15,0/36,0	16,1/38,6	17,0/40,8	18,2/43,7
Массивный известняк (С-9)	9,5/24,7	10,2/26,5	11,1/28,9	11,7/30,4	12,4/32,2
Мрамор белый (С-10)	17,5/46,0	28,9/49,7	20,3/53,4	21,4/56,3	23,0/60,5

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

С этой целью проведено около 50 полигонных взрывов на метровом уступе. Заряды диаметров $(3,5 - 4,5) \cdot 10^{-2}$ м взрывами 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. 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.

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 $2 r_0$. В связи с этим относительные отклонения данных от среднего размера зоны достигают порядка 20%.

Средние значения r_z 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 $9 r_0$, а во всех остальных породах составляет $7 r_0$. В крупнозернистых известняках $r_z = 8 r_0$, в диорит-порфирах Акжала $r_z = 14 r_0$. Размеры зон раздавливания измерялись в опытах по определению конечного радиуса полости. Для каждой породы проведено по пять измерений. Средние данные их приведены в табл. 3.3. Как видно из табл. 3.3, экспериментально установленные значения r_z 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 условиях. В целом результаты экспериментов подтверждают возможность вычисления размеров зон мелкого дробления по формуле (3.11) с учетом поправки на влияние естественной трещиноватости массива.

В результате анализа работы карьеров установлено [48], что при разработке 10—15 метровых уступов уходка линии забоя в тыл массива на уровне подошвы уступа на легко взрываемых породах составляет $(15-20) r_0$, на средне взрываемых — $(10-15) r_0$. Эти величины соответствуют радиусам зон мелкого дробления. Сопоставление их с данными табл. 3.2 указывает на удовлетворительное согласие результатов, что может

служить вторым, косвенным доказательством правомерности расчетов, выполненных по уравнению (3.11).

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 простирапия 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. 3.3.

Таблица 3.3

Относительные радиусы зон разрушения

Индекс породы	Данные		Индекс породы	Данные	
	Расчетные	Фактические		Расчетные	Фактические
К-3	15,1/28,5	12/30	С-3	8,3/22,6	7,0/22,0
К-4	16,9/36,7	14/35	С-4	7,8/23,9	6,5/25,0
А-2	9,9/24,7	8/5	С-5	10,7/25,5	9,0/24,0
А-4	17,4/42,1	14/40	С-6	10,7/28,9	9,0/30,0
С-2	8,9/24,7	7/25	С-7	12,6/29,6	10,0/27,0

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

Как показывают данные табл. 3.3; 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, несущественно.

Итак, роль естественной трещиноватости массива при 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 (3.11), (3.12).

Интересные сведения по определению радиуса зоны активного трещинообразования содержатся в работе /55/. 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 г. Свойства пород, в которых проводились эксперименты, идентичны свойствам пород Коунрадского карьера (см. табл. 2.5). В последних указанные величины соответственно составляют 50, 40 и 30 г (см. табл. 3.2). Из сопоставления видно, что сходимость результатов в аналогичных условиях довольно высокая.

3.3. 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. Считается, что 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 x 0,3 x 0,3 м. 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 во времени значительно отстают от первичного трещинообразования.

В натуральных условиях при рациональном размещении заряда ВВ в массиве объем разрушаемой породы за счет вспучивающего действия взрыва распределяется во взрывающей части массива равномерно. В случае ступенчатой 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

$$V_{\text{др}} = (1 + k_1 + k_2) \pi r_1^2 (h + r_2) , \quad (3.13)$$

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 (3.13) 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:

$$(1 + k) \pi r_1^2 (h + r_2) \leq 2 r_1 2 r_1 H . \quad (3.14)$$

Из неравенства (3.14) 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

$$b_2 = (1,4 + 1,6) r_0 . \quad (3.15)$$

Тогда в соответствии с закономерностью (2.21) расстояние между трещинами на внешней границе рассматриваемой зоны составит

$$b_1 = b_2 \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{\text{ср}}}{\sigma_p} . \quad (3.16)$$

При применении скважин диаметром $d = 0,25$ м весь объем зоны мелкого дробления состоит из кусков размером до 0,20 м, а зона радиальных трещин содержит куски размером 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. 3.2.

На основании изложенного для первых трех классов имеем

$$V(x_1) = \pi r_2^2 (h + r_2) + 1/3 \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - 1/3 V_{\text{о.ц}}; \quad (3.16)$$

$$V(x_2) = V(x_3) = 1/3 \pi (r_1^2 - r_2^2) (h + r_2) - 1/3 V_{\text{о.ц}} .$$

Объем породы, проницаемый радиальными трещинами — пыльной

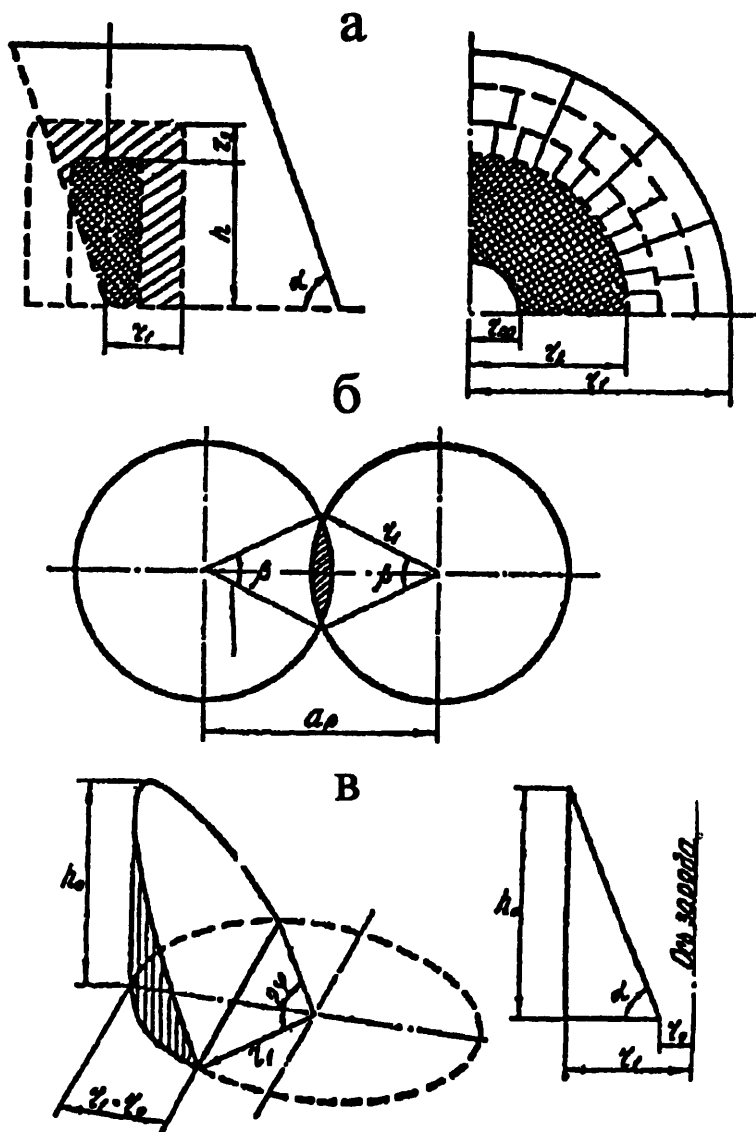


Рис. 3.2. Схемы к определению объемов зон дробления: а — зона разрушения вокруг заряда (слева — продольный, справа — поперечный разрез); б — учтенный объем разрушения; в — объем отрезка цилиндра

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

$$V_{\text{отл}} = \frac{h_0 r_1^3}{r_1 - r_0} \left(\sin \varphi - \frac{\sin^3 \varphi}{3} + \varphi \cos \varphi \right). \quad (3.17)$$

Из рис. 3.2 видно, что $h_0 = (r_1 - r_0) \operatorname{tg} \alpha$, $\cos \varphi = r_0 / r_1$. Основываясь на данных табл. 3.2, угол φ можно принять равным $\pi / 2$. Тогда выражение (3.17) примет вид

$$V_{\text{отл}} = 2/3 r_1^3 \operatorname{tg} \alpha. \quad (3.17 \text{ а})$$

где α — угол откоса уступа.

В случае ступенчатой сетки скважин, т.е. когда $a < 2r_1$ (a — расстояние между скважинами), из объема второго и третьего классов следует вычесть сегментную часть (см. рис. 3.2), так как она уже учтена уравнением (3.17). Этот объем определяется из выражения

$$V_{\text{сч}} = r_1^2 (\pi \beta / 180^\circ - \sin \beta) (h + r_2). \quad (3.18)$$

Центральный угол β равен

$$\beta = 2 \arccos a / 2 r_1. \quad (3.19)$$

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:

$$V'(x_1) = (1+k) [1-p(x_1)] V(x_1) + p(x_1) V,$$

$$V'(x_2) = (1+k) [1-p(x_1) - p(x_2)] V(x_2) + p(x_2) [V - V'(x_1)], \quad (3.20)$$

$$V'(x_3) = (1+k) [1-p(x_1) - p(x_2) - p(x_3)] V(x_3) +$$

$$+p(x_j)[V - V'(x_1) - V'(x_2)],$$

которые сокращенно можно записать в виде

$$V(x_j) = (1+k) \left[1 - \sum_{j=1}^i p(x_j) \right] V(x_j) + p(x_j) \left[V - \sum_{j=1}^{i-1} V'(x_j) \right], \quad (3.21)$$

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 следующие 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 самой крупной фракции. Доля естественных отдельностей в шестом классе (1,0 — 1,2 м) уменьшится на 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 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 зависимости [48]:

$$q(x_j) = p(x_j) + 1/6 [p(x_6) + p(x_7)],$$

$$q(x_6) = p(x_6) + 1/6 [p(x_6) + p(x_7)], \quad (3.22)$$

$$q(x_6) = 2/3 p(x_6) + 1/6 p(x_7), \quad q(x_7) = 1/2 p(x_7)$$

Значения $q(x_j)$ приведены в табл. 3.4.

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 искомых объемов ($j \geq 4$).

$$V'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=4}^m p(x_j)} [V - \sum_{j=1}^3 V'(x_j)]. \quad (3.23)$$

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

$$p'(x_j) = (1+k) [1 - \sum_{j=1}^3 p(x_j)] V(x_j) / V + p(x_j) [1 - \sum_{j=1}^3 p'(x_j)], \quad (3.24)$$

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

$$p'(x_j) = \frac{q(x_j)}{\sum_{j=4}^m p(x_j)} [1 - \sum_{j=1}^3 p'(x_j)], \quad (3.25)$$

где $p'(x_j)$ — содержание j -й фракций в развале, дол. ед.
Примногорядном КЗВ

$$p'_n(x_j) = \frac{p'_1(x_j) + (n-1)p'_n(x_j)}{n}, \quad (3.26)$$

где $p'(x_j)$ — выход j -й фракции из первого взрываемого слоя; $p'_n(x_j)$ — то же, из второго и последующих слоев; n — число рядов скважин.

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

Таким образом, по выражениям (3.24) — (3.26) при заданных физико-механических, структурных свойствах пород, детонационных, энергетических характеристиках ВВ, параметрах и способа взрывания

Таблица 3.4

Условный граунтометрический состав отложений в массиве

Индекс породы	Степень взрываемости пород	Номер строки	$p(x_1)$	$p(x_2)$	$p(x_3)$	$q(x_1)$	$q(x_2)$	$q(x_3)$
К-3, К-5, К-6	Легковзрываемые	1	47,1	29,0	10,4	6,0	4,7	2,3
К-2, К-3, К-4	Среднезрываемые	2	30,0	19,2	14,5	14,8	13,1	6,4
К-1, К-2	Трудновзрываемые	3	15,5	16,1	13,6	18,1	17,0	11,1
А-4, А-5	Легковзрываемые	4	42,0	28,0	14,7	7,2	5,2	2,4
А-2, А-3	Среднезрываемые	5	30,6	20,8	14,3	13,7	12,1	6,4
А-1, А-2	Трудновзрываемые	6	19,8	17,2	15,5	14,6	13,1	10,3
С-1, С-2, С-3,								
С-4, С-6	Трудновзрываемые	7	28,5	20,5	13,0	13,8	13,6	7,5
С-7, С-8, С-9, С-5	Трудновзрываемые	8	14,0	15,3	12,6	17,1	18,3	13,0
С-10	Трудновзрываемые	9	-	-	5,0	22,3	31,3	24,4

гранулометрический состав взрываемой руды и породы рассчитывается заранее. Отсюда следует, что, изменяя один или одновременно несколько из влияющих факторов, можно активно управлять кусковатостью взрываемой горной массы.

Экспериментальная проверка предлагаемого метода расчета производилась в условиях Коунрадского, Акжалского и Саяжского карьеров. Исходные данные и результаты некоторых типичных взрывов приведены в табл. 3.5. Сопоставление расчетных данных с фактическими результатами взрывов при фиксированных значениях определяющих параметров графически показано на рис. 3.3. Как видно из табл. 3.5. 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

3.4. Опытнo-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

Таблица 3.5.
Исходные данные и результаты некоторых типичных взрывов на 15 метровом уступе

Степень взрывчатост и тип пороха	Минус породы	ЛСП, м	РМС (РМР), м	Длина забойки, м	Масса заряда, кг	К-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
Текстово- взрываемые	К-5	12	10,0	8,5/8,0	340/360	3	64,0/63,5	14,0/15,5	4,3/6,0	7,8/8,0	6,2/5,1	3,0/2,4	0,7/0,5
Средств взрываемые	К-3	12	8,5	8,5/7,5	400/420	4	54,0/58,0	16,5/13,0	10,0/10,0	8,0/6,7	7,1/6,0	3,4/5,1	1,0/1,2
Грунтово- взрываемые	К-1,2	12	6,5	8,0/7,0	480/520	3	47,0/42,0	22,0/23,2	14,6/15,0	5,4/7,0	5,1/6,2	3,3/4,1	2,6/2,5
Текстово- взрываемые	А-4	12	9,0	7,5/7,0	380/420	4	68,0/60,5	15,0/19,0	6,3/9,0	5,0/5,5	3,7/3,0	1,7/2,5	0,3/0,5
Средств взрываемые	А-2	11	7,5	7,0/6,5	360/400	4	46,0/48,4	17,5/17,9	9,7/11,0	10,5/9,4	9,3/7,1	4,9/4,4	2,1/1,8
Грунтово- взрываемые	С-3	11	6,0	8,5/7,0	450/480	4	43,7/47,5	18,5/20,5	9,5/8,1	10,3/9,0	10,1/8,6	5,6/5,3	2,3/2,0
Грунтово- взрываемые	С-6	11	7,0	8,5/7,0	450/470	4	49,4/51,4	19,5/17,0	11,0/10,0	7,3/8,7	7,2/6,9	4,0/4,7	1,6/1,3
Грунтово- взрываемые	С-7	11	5,5	7,5/6,5	450/480	4	47,5/45,2	21,5/22,8	11,0/9,8	5,9/6,2	6,3/7,0	4,5/6,0	3,3/3,0
Грунтово- взрываемые	С-5	11	5,5	7,5/6,5	450/480	4	41,0/40,0	21,2/18,0	14,8/15,8	6,8/7,7	7,2/8,9	5,2/5,4	3,8/4,2

В числителе — данные для скважин первого ряда, в знаменателе — для скважин второго и последующих рядов в итоговой графе в числителе — расчетные, в знаменателе — фактические выходы фракций.

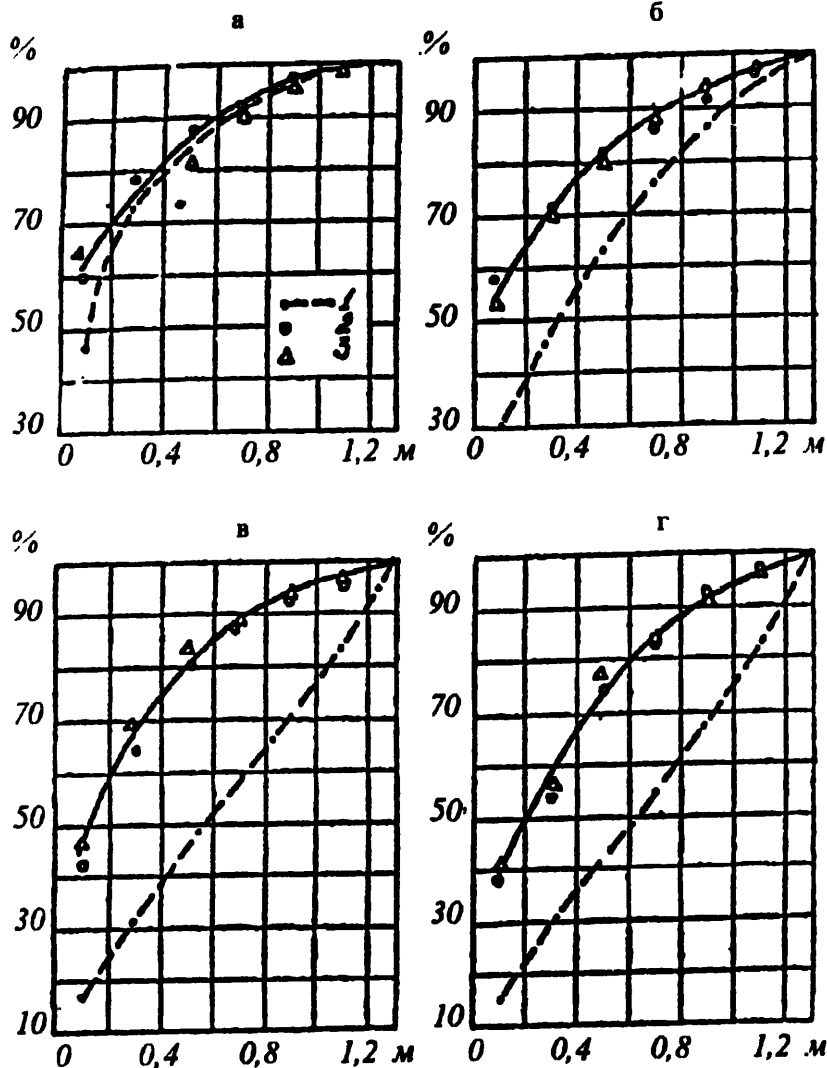


Рис. 3.3. Суммарный выход фракций на легковзрываемых (а), средневзрываемых (б), трудновзрываемых (в) и весьма трудновзрываемых (г) породах: 1 — в массиве; 2 — фактический; 3 — расчетный

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 (длина 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 /48/ 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 $p(x)$ — 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 /1/. 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, результат записи представляет 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:

$$\tilde{m}_p(x_j) = \frac{\sum p'_k(x_j)}{n}, \quad (3.27)$$

для дисперсий

$$\tilde{D}_p(x_j) = \frac{\sum [p'_k(x_j) - \tilde{m}_p(x_j)]^2}{n - 1}. \quad (3.28)$$

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

$$\sigma_{\tilde{m}_p(x_j)} = \sqrt{D_p(x_j)/n} . \quad (3.29)$$

Тогда доверительные интервалы для математических ожиданий приближенно определяются по выражению

$$J_p = [\tilde{m}_p(x_j) - \epsilon_p; \tilde{m}_p(x_j) + \epsilon_p] \quad (3.30)$$

Величина полуинтервала $\epsilon_p = 3\sigma_{\tilde{m}(x_j)}$

Значения $p'(x_j)$, лежащие в этом интервале, являются совместными с опытными данными, приведенными в приложении 2. Как показали численные значения $\sigma_{\tilde{m}(x_j)}$, 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 зоны дробления в легко- и средневзрываемых породах приняты равными расчетным в монолите. В трудно взрываемых породах ($d_p \geq 0,7$ 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 сравнимых 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 (3.24) — (3.26). 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 выглядит следующим образом. При соблюдении параметров буровзрывных работ, приведенных в табл. 3.5, объем зоны мелкого дробления составляет (%): на легко взрывае-
мых породах 60—70, на средневзрывае-
мых 45—55 и на трудновзрывае-
мых — 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. 3.4. Как видно из рис. 3.4 а, при однорядном взрывании первая зона в уступе располагается в районе взорванного заряда. 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, предопределяющих качество дробления взорванной породы.

В случае многорядного короткозамедленного взрывания (рис. 3.4 б) объем зоны крупного дробления резко сокращается за счет уменьшения ЛНС, длины забойки и использования эффекта нахождения естественных

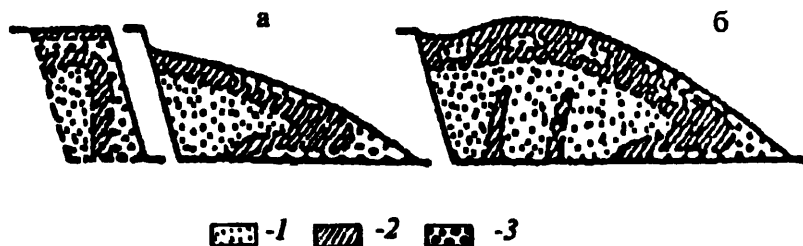


Рис. 3.4. Распределение зон дробления при однорядном (а) и многорядном КЗВ (б). Зоны дробления: 1 — мелкого, 2 — среднего, 3 — крупного.

трещины 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.

3.5. 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 [72]:

$$P_d = 2(\gamma - 1) \rho_{\text{вв}} Q_v; \quad D = \sqrt{2(\gamma^2 - 1) Q_v}; \quad (3.31)$$

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

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

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:

$$P_d = \frac{\rho_{\text{вв}} D^2}{\gamma + 1}; \quad u_d = \frac{1}{\gamma + 1} D. \quad (3.32)$$

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

$$D_2 = D_1 \sqrt{Q_2 / Q_1} \quad (3.33)$$

Здесь индексом 1 обозначены параметры какого-либо стандартного ВВ, скорость детонации которого хорошо известна при различных значениях $\rho_{\text{вв}}$, а индексом 2 — параметры испытываемого ВВ. Зная теплоту взрыва ВВ, по формуле (3.33) 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 помесении зарядов в прочные оболочки. В частности, экспериментами [36] 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 [72].

С увеличением плотности заряда скорость детонации взрывчатых веществ возрастает сначала быстро, затем медленнее. Б.И. Шехтером [72] между этими величинами установлена следующая зависимость: $D = \rho^a$. 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 [34].

Для установления влияния различных характеристик ВВ на кусковатость взорванной породы в условиях Коунрадского, Акжалского 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 алломотила с гранулотолом, грамманином 30/70 или 50/50). Результаты замеров, определенные как средние из 5-6 опытов, приведены в табл. 3.6.

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	
Лесовозрываемые породы (К-5, А-4)								
Граулит АС-8	59,8/54,0	14,4/16,5	4,3/5,7	9,5/10,4	7,5/8,1	3,7/4,3	0,8/1,0	
Граммонит 79/21	61,2/58,0	14,2/16,2	4,3/6,2	9,0/8,0	7,1/6,5	3,5/4,2	0,7/0,9	
Аммонит № 6 ЖВ	64,0/63,5	14,0/15,5	4,3/6,0	7,8/8,0	6,2/5,1	3,0/2,4	0,7/0,5	
Алюмотол +								
Граммонит 30/70	66,8/70,0	13,8/10,7	4,3/5,5	6,7/5,1	5,3/6,7	2,6/1,8	0,5/0,2	
Граулит АС-8	57,6/55,0	16,0/18,3	6,4/5,8	9,1/11,0	6,6/7,5	3,1/2,5	0,6/0,9	
Граммонит 79/21	61,2/60,0	15,8/13,9	6,5/5,6	7,7/8,0	5,6/4,8	2,6/3,0	0,5/0,7	
Аммонит № 6 ЖВ	69,0/60,5	15,0/19,0	6,3/9,0	5,0/5,5	3,6/3,0	1,8/2,5	0,3/0,5	
Алюмотол +грам-								
монит 30/70	69,7/65,0	15,4/18,0	6,8/8,4	3,8/3,6	2,8/3,4	1,3/1,5	0,2/0,1	
Среднезрываемые породы (К-3, А-2)								
Граулит АС-8	48,0/50,0	16,0/14,9	9,5/10,9	10,8/9,3	9,6/8,2	4,7/4,8	1,4/1,9	
Граммонит 79/21	50,0/46,0	16,2/18,0	9,8/11,0	9,8/10,6	8,7/9,0	4,2/3,8	1,3/1,6	
Аммонит № 6 ЖВ	54,0/58,0	16,5/13,0	10,0/10,0	8,0/6,7	7,1/6,0	3,4/5,1	1,0/1,2	
Алюмотол-грам-								
монит 30/70	56,3/58,0	17,0/15,0	10,2/12,0	6,7/7,4	6,0/4,8	2,9/2,1	0,9/0,7	
Граулит АС-8	42,5/39,0	17,0/19,2	9,3/11,2	12,2/14,0	10,8/9,2	5,7/4,4	2,4/3,0	
Граммонит 79/21	43,5/45,3	17,2/20,0	9,4/10,0	11,7/10,3	10,4/8,7	5,5/4,8	2,3/1,9	
Аммонит № 6 ЖВ	46,0/48,4	17,5/17,9	9,7/11,0	10,5/9,4	9,3/7,1	4,9/4,4	2,1/7,8	
Алюмотол +грам-								
монит 30/70	47,8/50,0	17,8/19,3	9,9/8,6	9,6/7,9	8,5/9,1	4,5/3,8	1,9/1,3	

1	2	3	4	5	6	7	8
Трудновзрываемые породы (С-3,4, С-6, С-7)							
Граунт АС-8	41,0/37,5	17,2/21,4	8,6/9,7	12,1/10,5	11,9/11,0	6,5/6,7	2,7/3,2
Грамонит 79/21	43,0/40,0	17,8/19,0	9,0/10,5	11,2/11,4	11,0/9,7	6,1/6,6	2,5/2,8
Аммонит № 6 ЖВ	43,7/47,5	18,5/20,5	9,5/8,1	10,3/9,0	10,1/8,6	5,6/5,3	2,3/2,0
Алюмотол + гра- монит 30/70	44,6/45,0	19,0/19,0	10,0/11,3	9,6/10,5	9,4/8,0	5,2/4,5	2,1/1,7
Граунт АС-8	45,0/43,2	18,0/20,0	9,7/11,3	9,9/9,2	9,8/9,0	5,4/4,8	2,2/2,5
Грамонит 79/21	47,0/44,0	18,7/19,9	10,2/12,0	8,8/9,4	8,6/8,9	4,7/4,1	2,0/1,7
Аммонит № 6 ЖВ	49,4/51,4	19,5/17,0	11,0/10,0	7,3/8,7	7,2/6,9	4,0/4,7	1,6/1,3
Алюмотол + гра- монит 30/70	52,0/53,2	20,0/18,0	10,8/9,6	6,3/7,6	6,1/6,7	3,4/3,7	1,4/1,2
Граунт АС-8	39,5/36,2	20,0/20,8	10,5/12,0	8,8/10,0	9,5/8,8	6,7/7,0	5,0/5,2
Грамонит 79/21	42,5/40,0	20,8/20,4	10,7/11,4	8,0/10,0	8,5/7,4	6,0/6,6	4,5/4,2
Аммонит № 6 ЖВ	47,5/45,2	21,5/22,8	11,0/9,8	5,9/6,2	6,3/7,0	4,5/6,0	3,3/3,0
Алюмотол + гра- монит 30/70	51,0/50,0	23,0/25,0	11,2/10,4	4,3/4,7	4,7/4,4	3,3/3,5	2,5/2,0
Трудновзрываемые породы (С-5)							
Граунт АС-8	32,1/30,0	19,2/22,0	13,8/15,3	10,3/10,2	11,0/9,5	7,8/7,0	5,8/6,0
Грамонит 79/21	36,5/35,0	20,0/20,4	14,1/13,0	8,7/10,5	9,2/10,0	6,6/6,6	4,9/4,5
Аммонит № 6 ЖВ	41,0/40,0	21,2/18,0	14,8/15,8	6,8/7,7	7,2/9,3	5,2/5,0	3,8/4,2
Алюмотол + гра- монит 30/70	45,0/43,6	22,5/24,6	15,8/14,0	4,9/5,8	5,3/6,0	3,7/3,5	2,8/2,5

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

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 короткозамедленное. Параметры буровзрывных работ такие же, как в табл. 3.5.

Отдельные значения фактических фиксированных фракций не выходили за пределы доверительных интервалов (3.30). Здесь также приведен теоретический гранулометрический состав взорванной породе, вычисленный по уравнениям (3.14)–(3.16). 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 аммонитов № 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 алломотила, гранулотила, граммонитов – $2,7 \cdot 10^3$ (см. 3.4).

Анализ данных табл. 3.6 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 трудно взрываемых 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 лопаты. 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 алломотила и граммонита 30/70, гранулотила объясняется как повышением удельной энергии зарядов, так и тем, что вода, заполняющая трещины в массиве, является более активным проводником энергии взрыва на удельные участки, чем воздух.

Из данных табл. 3.6 следует, что выход фракции более 0,60 мм в легко взрываемых породах Коунрадского месторождения по мере возрастания детонационных характеристик ВВ снижается с 22,8 до 13,8%, а в таких же породах Акжалского 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 трудно взрываемых породах Саякского месторождения содержание указанных классов сокращается: в туфопесчанниках (С-3), диабазовых

порфиритах (С-4) и гранодиоритах (С-6) — в 1,3 раза, в пироксеновых скарнах (С-7) — в 2 раза, 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 [26]. 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 таковому 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 [34]. 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 заряжения, что привело к возрастанию скорости детонации ВВ, следовательно, среднего давления ПД.

Возвращаясь к анализу данных табл. 3.6, 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 не 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. / (3.31) /. Этому не противоречат и результаты работ [34].

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 выше, зависит от плотности заряда, скорости детонации ВВ, механических, акустических свойств среды и предопределяет основной механический эффект взрыва. Распирение 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.

Распирение полости, как известно, сопровождается очень сильным измельчением 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. 3.6), где обеспечивалось хорошее качество дробления, предельный радиус полости примерно составлял $1,3 r_0$. 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 (3.14) -- (3.16).

ГЛАВА 4. ЭНЕРГОЗАТРАТЫ НА ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ МАССИВА ПОРОД

4.1. 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)У/:

- 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. $A = A_1 + A_2 + \dots + A_n = \eta E$, где η — полный коэффициент полезного действия взрыва; E — полная энергия взрыва.

Ф.А. Баум [8] отмечает, что в процессе расширения ПД в ударную волну «перекачивается» значительная доля от общей энергии взрыва. Довыхода фронта УВ на свободную поверхность массива баланс энергии будет определяться соотношением $E_{\text{н}} = E_{\text{г}} + E_{\text{у}}$, где $E_{\text{г}}$ — остаточная энергия продуктов детонации к моменту их полного расширения, $E_{\text{у}}$ — энергия, перешедшая в ударную волну. Отсюда коэффициент перехода энергии ВВ в УД $\eta_{\text{у}} = 1 - E_{\text{г}} / E_{\text{н}}$.

Исходя из модели твердой среды как несжимаемой жидкости, получив выражение для E 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 [73] 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 [15] 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 в твердой среде передается 78% полной энергии взрыва [35].

Авторами работы [5] энергия, передаваемая 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 породы и составляет 10-90% от полной энергии взрыва.

В работе Э.А. Кошелева 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 группы 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. Садовским. Общие потери энергии, приводящие к нагреванию, определялись в работе [35]. 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 Э.А. Кошелева, 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 [44, 73].

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 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 измельчение 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 [44], 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; оставшая 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. 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 замесить равной ей по величине кинетической энергией, которая в случае полного перехода в работу деформации обеспечивает наступление разрушения [12]. Если разрушение массива горных пород рассмотреть с этой позиции, то работа деформации отбиваемой части уступа будет определяться 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 c_0 центра при взрыве цилиндрического заряда ВВ.

4.2. 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 ассиметричном развитии достигает своего предельного положения.

На второй стадии из-за влияния свободных поверхностей нарушается ассиметричное развитие полости. Заключенные в полость газобразные 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, обеспечивающий 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 взрываемых пород и другие промежуточные характеристики, предопределяющие конечные результаты взрыва.

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. 4.1). Согласно [8, 57], весь процесс расширения

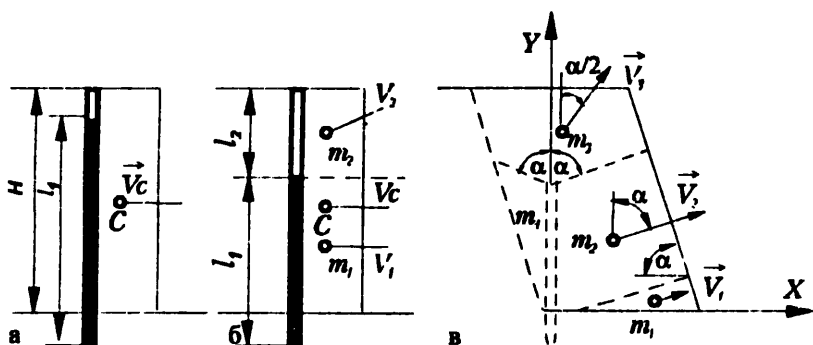


Рис. 4.1. Направление движения центра масс и частей уступа: при размещении заряда по всей длине скважины (а); при неполном использовании длины скважины (б) и при обычном расположении заряда (в)

продуктов взрыва описывается двумя адиабатами. В главе 3 было 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 приять происходящим по закону

$$P_n V_n^3 = P_n V_n^3 = \text{const} ; \quad (4.1)$$

во второй стадии — по закону

$$P_n V_n^\gamma = P_n V_n^\gamma = \text{const} , \quad (4.2.)$$

где P_n, V_n — начальный удельный объем и давление ПД; P_n, V_n — удельный объем и давление ПД при предельном положении полости; P, V — текущий удельный объем и давление ПД; γ — показатель изэнтропии на втором участке, равный 1,25 — 1,4.

Как известно из теории взрыва, уравнение (4.2) описывает расширение ПД при переходе их к состоянию идеального газа. Значения параметров V_γ, P_γ , 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 (4.1), можно принять точку, значения V_γ, P_γ в которой обуславливаются предельным положением границы раздела ПД — среда. Менее корректное сопряжение уравнений (4.1), (4.2) в условной точке, в которой $P_\gamma = 200$ МПа или где радиус полости достигал значения, равного $2 r_0$, принималось рядом авторов [8, 39] и ранее. Так что принятое нами допущение о точке сопряжения уравнений, как показывают результаты вычислений, вполне обоснованно [48].

Приняв отбиваемую часть уступа за механическую систему кусков пород, подготовленных в первой стадии взрыва, и применив теорему о движении центра масс, можно написать

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = SP. \quad (4.3)$$

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

$$S = S_0 \frac{r_n}{r_0} , \quad (4.4)$$

где S_0 — начальная площадь боковой поверхности заряда;

r_0, r_n — соответственно радиус заряда и полости.

Из уравнения (4.1) имеем

$$P_n = P_n \left(\frac{V_n}{V_n} \right)^3 = P_n \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^6. \quad (4.5)$$

Начальное давление продуктов взрыва $P_n = 1/8 \rho_{nn} D^2$

Из двух законов (4.1), (4.2) на основании принятого допущения текущее давление продуктов взрыва выразится зависимостью

$$P = 1/8 r_{nn} D^2 \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^6 \left(\frac{r}{r} \right)^2. \quad (4.6)$$

Подставив значения S, P в правую часть уравнения (4.3), получим:

$$M v_c \frac{dv_c}{dr} = \frac{m D^2 \left(\frac{r_0}{r_n} \right)^4}{4} \frac{r_n^{2\gamma-1}}{r^{2\gamma}}, \quad (4.7)$$

где m — масса заряда ВВ; $m = 1/2 S_0 \rho_{nn} r_0$.

Интегрируя уравнение (4.7) в соответствующих пределах, для скорости центра масс имеем

$$v_c = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{np}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)} \left[1 - \left(\frac{r_n}{r} \right)^{2\gamma-1} \right]}, \quad (4.8)$$

$$\text{при } r \rightarrow \infty, \quad v_c = \frac{D}{2} \left(\frac{r_0}{r_{np}} \right)^2 \sqrt{\frac{2m}{M(2\gamma-1)}}. \quad (4.9)$$

Сопротивление среды на различные виды деформации в уравнениях (4.8), (4.9) учитывается предельным радиусом полости r_{np} . За это время преодолевается сила сцепления между частицами пород. Предельный радиус полости рассчитывается теоретически по формуле (3.10) и устанавливается экспериментально.

Выразив массу заряда и отбываемой части массива через удельный расход ВВ и плотность породы, уравнению (4.9) можно придать более удобный вид:

$$v_c = \frac{D}{2 \bar{r}_{\text{пр}}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}} \quad (4.10)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³; ρ_0 — плотность породы, кг/м³.

Как видно из структуры формулы (4.10), 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 зависимость (4.10) следует внести поправку, учитывающую неравномерность распределения энергии ВВ по высоте уступа. В соответствии со структурой формулы (4.8) она может быть оценена соотношением

$$\mu_1 = \sqrt{m_1/M} \quad \text{или} \quad \mu_1 = \sqrt{h/H}, \quad (4.11)$$

где m_1 — масса насыщенного энергией взрыва участка раздробленной породы; h — высота колонки заряда над подошвой уступа; H — высота уступа.

В этом случае уравнение (4.10) 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 моделирующей о устройства, показывает, что при расположении зарядов параллельно откосу уступа отбиваемая порода движется в направлении, перпендикулярном откосу (рис. 4.1, 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. 4.1, 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 стой уступа, расположен выше колена 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, т.е.

$$M \bar{v}_c = \sum m_i \bar{v}_i. \quad (4.12)$$

где m_i — масса i -го участка разрушенной породы; v_i — максимальная скорость центра i -го участка движущейся породы.

Проектируя обе части векторного уравнения (4.12) на декартовы оси координат (рис. 4.1, в) и совместно решая полученные равенства относительно v_c , имеем

$$v_c = \frac{m_2 v_2 + m_3 v_3}{M}. \quad (4.13)$$

При выводе зависимости (4.13) в соответствии с данными модельных экспериментов положено, что $m_1 v_1 = 0$, $m_4 v_4 = 0$, значение косинуса половинного угла при $2m_2 m_3 v_2 v_3$ принято равным единице. Оценки показывают, что внесенная при этом погрешность пренебрежимо мала.

Обозначив v_3/v_2 через θ , соотношение (4.13) перепишем в виде

$$v_c = v_2 \frac{m_2 + \theta m_3}{M}, \quad (4.14)$$

Следует напомнить, что скорость центра второго участка вычисляется по формуле

$$v_2 = \mu_1 \frac{D}{2 \bar{r}_{np}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}} \quad (4.15)$$

Как показывают результаты скоростных кино съемок и модельных опытов, значение θ близко к единице.

Так как в первом рассмотренном случае $m_1 = 0, m_2 = M$, то из (4.15) вытекает, что $v_c = v_2$. Следовательно, множитель при v_2 в равенстве (4.14) может служить второй поправкой на условия взрыва. Обозначим его через μ_2 . Из рис. 4.1 видно, что суммарная площадь первого и четвертого участков с достаточной точностью может быть найдена из выражения $S_1 + S_2 = 1/2 l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha$ (l_1 — длина заряда в скважине; α — угол откоса уступа). Тогда вторую поправку можно вычислить по зависимости

$$\mu_2 = \frac{HW - 1/2 l_1^2 \operatorname{ctg} \alpha}{HW} \quad (4.16)$$

Для модуля скорости центра масс отбиваемой части уступа в наиболее общем случае получим

$$v_c = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2 \bar{r}_{\text{ср}}^2} \sqrt{\frac{2q}{\rho_0(2\gamma-1)}} \quad (4.17)$$

Вектор скорости центра масс системы образует с вертикалью угол

$$\beta = \operatorname{arccctg} \frac{m_2 v_2 \cos \alpha + m_3 v_3 \cos \alpha / 2}{m_2 v_2 \sin \alpha + m_3 v_3 \sin \alpha / 2} \quad (4.18)$$

При многорядном КЗВ для второго и последующих взрываемых слоев имеем

$$v_c = \frac{\sqrt{m_2^2 v_2^2 + m_3 v_3^2 + 2 m_2 v_2 m_3 v_3 \cos \alpha}}{M} \quad ,$$

$$\beta = \operatorname{arccctg} \frac{m_2 v_2 \cos \alpha + m_3 v_3}{m_2 v_2 \sin \alpha} \quad (4.19)$$

Анализ уравнений (4.15), (4.17) показывает, что в них комплексно учитываются 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 $\bar{r}_{\text{пр}}$ заметно меньше, а удельный расход ВВ больше, то из уравнения (4.15) вытекает результат, хорошо согласующийся с экспериментом.

Точность вычислений по формулам (4.15), (4.17) существенно зависит от величины показателя изэнтропии γ . Точно поставленными экспериментами [72] показано, что разгон оболочек при взрывании внутренних зарядов заканчивается при $\gamma = 1,2$. В соответствии с этим и уравнениями (4.15), (4.17) 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 совершают 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, 48], а также v_2 и v_c вычисленные по уравнениям (4.15), (4.17), приведены в табл. 4.1. 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 изэнтропии — 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 изэнтропии 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

Таблица 4.1.

Результаты промышленных взрывов по данным отдельных работ и расчетные значения скоростей
характерных элементов уступа [48]

№ № опыта	Н, м	в, м	а, град.	W, м	1', м	2', м	q, кг/м ³	г, кг/м ³	V ₂ (м/с) по		v (м/с) по (4,17)
									книгоземке	(4,15)	
1	52	4,0	90	4,0	51,0	2,0	0,136	2500	6,6	6,7 — 7,4	6,7 — 7,4
2	15	6,0	70	11,5	10,0	8,0	0,436	2800	9,6	10,0 — 11,4	8,9 — 10,2
3	20	4,0	65	12,5	18,0	5,0	0,420	2700	15,0	12,7 — 14,5	9,0 — 10,4
4	10	3,4	58	9,6	8,0	5,0	0,365	2600	9,0	9,9 — 11,2	7,7 — 8,9
5	15	3,0	60	11,7	6,0	12,0	0,190	2500	5,5	4,6 — 5,3	4,3 — 5,0
6	20	5,0	70	12,3	14,0	9,0	0,310	2500	12,0	9,7 — 11,0	8,3 — 9,5
7	20	5,0	60	16,5	14,0	10,0	0,210	2600	9,0	7,4 — 8,5	6,2 — 7,1
8	20	5,5	65	15,0	13,5	10,0	0,220	2600	9,5	7,6 — 8,7	6,6 — 7,5
9	20	5,5	65	15,0	13,0	10,0	0,230	2600	10,0	7,8 — 8,9	6,8 — 7,7
10	20	4,5	65	14,0	13,5	9,5	0,240	2600	10,5	8,1 — 9,3	6,9 — 7,9
11	20	6,5	70	14,0	14,0	9,0	0,245	2600	11,0	8,5 — 9,8	7,4 — 8,5
12	20	5,5	70	13,0	14,0	9,0	0,300	2600	12,0	9,3 — 10,7	9,0 — 9,3

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 (4.15) 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.

Таким образом, действительные значения скоростей характерных элементов отбиваемой части массива достаточно обоснованно и точно могут быть вычислены по теоретически выведенным уравнениям (4.15), (4.17). Эти уравнения позволяют при любых параметрах буровзрывных работ заранее определить расчетную скорость центра масс отбиваемой части уступа, следовательно, основные характеристики механического движения взрывающих пород.

4.3. Кинематические 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 (4.17) 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-, средние- и трудновзрываемых 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. табл. 3.4). Это означает, что при взрывании массивов с минимальным удельным расходом ВВ разрушение на больших расстояниях от заряда осуществляется за счет разваливания их на естественные отдельности, а также за взаимного соударения кусков в процессе движения.

Параметры расположения зарядов и характеристики разрушения массива при типичных промышленных, а также экспериментальных взрывах приведены в табл. 4.2. Угол откоса уступа на легко- и средневзрываемых породах 63° , на трудновзрываемых — 66° . Расстояние от оси скважины 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 (4.15) с использованием данных табл. 4.2. 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 по развалу выявило их согласие и, следовательно, подтвердило справедливость полученных значений v_{2m} и v'_{2m} (при этом обозначая скорость при уменьшенном удельном расходе ВВ). Далее, по уравнению (4.17) были рассчитаны v_{2m} , v'_{2m} . Поскольку эти

кинематические параметры являются максимальными, для определения их модулей в начале второй стадии взрыва показатель энтропии 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 (4.17) с использованием экспериментально установленных значений удельных расходов ВВ $q_{кр}$, приведены в табл. 4.2. как видно из этих данных, $v'_{кр}$ в легко-, средне- и трудно взрываеваемых породах составляет 3,6—3,8; 4,3—4,8 и 5,0—5,5 м/с; а $v''_{кр}$ — 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.

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 легко взрываеваемых породах приближалась к высоте уступа. На 10-метровом уступе эта скорость в переводе на натуру составляла 4,0 м/с. С учетом поправки μ , критическая скорость разрушения при однорядном взрывании равняется 3,7 м/с, что подтверждает расчетную величину $v'_{кр}$.

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 взрывающей 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 появления приобретенной скорости среда в пространстве займет несколько больший объем. Как показывают кинокадры скоростной съемки, за время,

Таблица 4.2.

Характеристики разрушения при нормальном и уменьшенном удельном расходе ВВ

H, м	W, м	a, м	a _p , м	l', м	l'', м	При обычном взрывании				При критическом разрушении							
						q ₁ , кг/м ³	q ₁₁ , кг/м ³	V _{2м} , м/с	V _{ст} , м/с	q' _{сп} , кг/м ³	q'' _{сп} , кг/м ³	V' _{2м} , м/с	V' _{ст} , м/с	V' _{сп} , м/с	V'' _{сп} , м/с	V ³ _{сп} , 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	0,378	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.

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.

Таким образом, принятая схематизация действия взрыва позволяет применять методы моделирования и использовать готовую раздробленную породу для воспроизведения состояния массива в первой стадии взрыва, что даст возможность экспериментально определить крипическую скорость разрушения. Последняя вычисляется как скорость, сообщенная центру масс отбиваемого слоя для приведения его в положение, соответствующее 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 $10 \cdot 10^{-3} \text{ м}$. 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 отбиваемого слоя — 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 положения отбиваемой части регистрировались

скоростной кинокамерой СКС-1.

Моделировались рассмотренные выше экспериментальные взрывы, проведенные на Коутрадском 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 отбрасываемую часть массива как однородную, для координат центра тяжести до взрыва имеем

$$x_c = b/2, \quad y_c = H/2, \quad (4.20)$$

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 поперечный разрез развала разбивался на три фигуры простой геометрической формы (рис. 4.2).

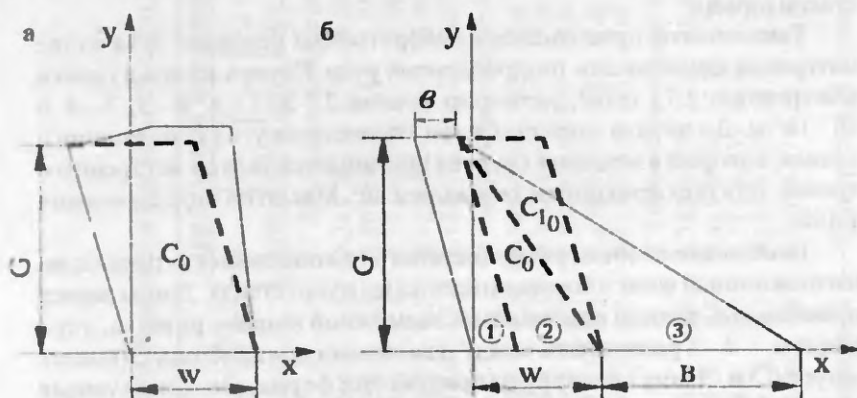


Рис. 4.2. Положение разрушенного массива во второй стадии (а) и после взрыва (б)

Ширина необрушенной части слоя во всех случаях равнялась расстоянию от оси скважины до верхней бровки уступа.

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

$$x_{c_1} = \frac{1,2 b x_1 + 1,2 \frac{W-b}{2} x_2 + \frac{B}{2} x_3}{1,2 b + 1,2 \frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}} ; \quad (4.21)$$

$$y_{c_1} = \frac{1,2 b \frac{H}{2} + 1,2 \frac{W-b}{2} \frac{H}{2} + \frac{B}{2} \frac{H}{2}}{1,2 b + 1,2 \frac{W-b}{2} + \frac{B}{2}} . \quad (4.21)$$

Абсциссы центров тяжести упомянутых фигур

$$x_1 = -\frac{H \operatorname{ctg} \alpha - b}{2} ; \quad x_2 = \frac{-H \operatorname{ctg} \alpha + W}{2} ; \quad x_3 = \frac{-(H \operatorname{ctg} \alpha - b) + 2W + B}{2} .$$

Предполагая, что центр масс системы кусков в конечном положении придет под действием энергии взрыва только в первой стадии, и применяя теорему о движении центра масс в проекциях на декартовы оси координат, получаем

$$M \ddot{x}_c = \Sigma F_x^e, \quad M \ddot{y}_c = \Sigma F_y^e, \quad (4.22)$$

где M — масса системы; $\ddot{x}_c, \ddot{y}_c$ — проекции ускорения центра масс системы на оси координат; $\Sigma F_x^e, \Sigma F_y^e$ — 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 с его сопротивлением.

Интегрируя уравнения (4.22), находим текущие проекции скорости центра системы v_{cx} и v_{cy} :

$$v_{cx} = v_{кр} \sin \beta ; \quad v_{cy} = v_{кр} \cos \beta - gt . \quad (4.23)$$

Интегрируя (4.23) еще раз, получим уравнения движения центра уступа:

$$x_c = v_{кр} t \sin \beta; \quad y_c = v_{кр} t \cos \beta - gt^2/2 + y_c. \quad (4.24)$$

Здесь время t отсчитывается от начала движения уступа.

Совместно решая уравнения (4.24), найдем выражение для определения скорости $v_{кр}$:

$$v_{кр} = \frac{x_c - x_{c_1}}{\sin \beta} \sqrt{\frac{g}{2[(x_c - x_{c_1}) \operatorname{ctg} \beta - (y_c - y_{c_1})]}}. \quad (4.25)$$

Угол бросания определяется по формуле (4.18). 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 $v_{кр}^*$ вычисленные по уравнению (4.25) с использованием результатов модельных опытов, в переводе на натуру приведены в табл. 4.2. Как видно из сопоставления, согласие между $v_{кр}^*$ и $v_{кр}^*$ вполне удовлетворительное. Некоторое расхождение на высоких уступах при взрывании легко взрываемых пород является следствием того, что материал модели имеет большую плотность, чем массив.

Итоговые показатели натуральных экспериментов и модельных опытов подтверждают объективность результатов, полученных по уравнению (4.17) при минимально возможном расходе ВВ. Отсюда следует, что критерий разрушения массива горных пород — критическая скорость $v_{кр}^*$ 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.

4.4. 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 дробленных продуктов будет представлять собой полезную часть работы взрыва /53/. Таким образом

$$E_{\text{пол}} = E_{\text{др}} + E_{\text{пер}} \quad (4.26)$$

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 отбрасываемой части массива, которая определяется из уравнения (4.17) при $\gamma = 1,2$, т.е.

$$E_{\text{пол}} = 1/2 M v_{\text{см}}^2 \quad (4.27)$$

Максимальная скорость состоит из суммы критической и некоторой «добавочной» скоростей, т.е.

$$v_{\text{см}} = v_{\text{кр}} + v_{\text{доб}} \quad (4.28)$$

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 кинетические параметры являются суммарными характеристиками разрушения и движения пород.

С использованием соотношения (4.28) в наиболее общем случае для полезной работы взрыва ВВ можно написать

$$E_{\text{пол}} = 1/2 M v_{\text{кр}}^2 + M v_{\text{кр}} v_{\text{доб}} + 1/2 M v_{\text{доб}}^2 \quad (4.29)$$

В целях сокращения записи индекс «с» при v опущен.

Из уравнения (4.29) 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 (4.29). Однако это можно устранить, если учесть, что второй член уравнения имеет отношение к общим составляющим полезной работы взрыва. При незначительной величине $v_{\text{доб}}$ он содержит меньшую долю

энергии перемещения, а при $v_{кр} = v_{доб}$, очевидно, в одинаковой мере представляет энергию дробления и энергию перемещения. Если бы массив был выброшен без разрушения ($v_{кр} = 0$), то имело бы место $E_{пол} = E_{пер}$. Рассмотренные предельные случаи показывают, что разбисие второго члена правой части уравнения (4.29) на две составляющие может быть произведено пропорционально модулям скоростей, характеризующих соответствующие формы полезной работы. Таким образом, на основе проведенного анализа можно написать

$$E_{др} = \frac{1}{2} M v_{кр}^2 \frac{v_{кр} + 3 v_{доб}}{v_{кр} + v_{доб}}, \quad (4.30)$$

$$E_{пер} = \frac{1}{2} M v_{доб}^2 \frac{3 v_{кр} + v_{доб}}{v_{кр} + v_{доб}}, \quad (4.31)$$

Доказательством правомерности уравнений (4.30), (4.31) могут служить многочисленные данные промышленных взрывов [48]. 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 [7, 39, 42] 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 (4.30), (4.31).

В связи с тем, что на практике отмечается существенное превышение значения $v_{кр}$ рассмотрим, как влияет изменение максимальной скорости центра масс отбрасываемой части уступа на использование энергии взрыва. С этой целью уравнения (4.30), (4.31) преобразуем к виду

$$E_{пол} = \frac{1}{2} M v_{кр}^2 (1 + \xi)^2, \quad E_{др} = \frac{1}{2} M v_{кр}^2 \frac{1 + 3\xi}{1 + \xi},$$

$$E_{\text{пер}} = \frac{1}{2} M v_{\text{кр}}^2 \xi^2 \frac{3+\xi}{1+\xi} . \quad (4.32)$$

Введено обозначение $v_{\text{доб}}/v_{\text{кр}} = \xi$.

При фиксированных условиях взрыва M и $v_{\text{кр}}$ — 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 (4.32) на величину критической энергии разрушения, приведены в табл.4.3. Относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы ВВ характеризуется числами

$$\eta(\xi)_{\text{др}} = \frac{1+3\xi}{(1+\xi)^3} ; \quad \eta(\xi)_{\text{пер}} = \xi^2 \frac{3+\xi}{(1+\xi)^3} . \quad (4.33)$$

Графически безразмерные величины $\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{др}}$, $\bar{E}(\xi)_{\text{пер}}$ показаны на рис. 4.3, а. Из рисунка видно, что на одних и тех же породах при

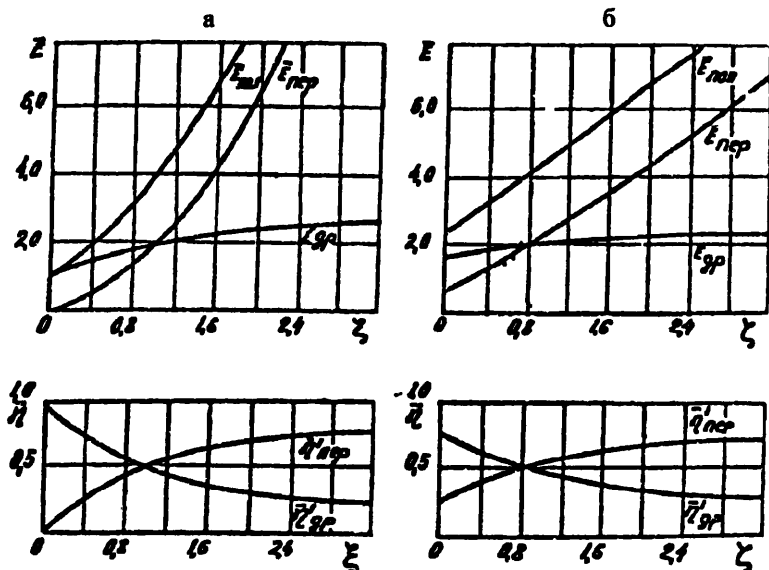


Рис. 4.3 — Изменение использования безразмерной энергии ВВ на дробление и перемещение в зависимости от ξ и ζ .

Таблица 4.3.

Значения безразмерных характеристик разрушения и перемещения пород в зависимости от ξ и ζ

Виды энер- гии и ее ис- пользование	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	3,0
$\bar{E}(\xi)_{\text{пол}}$	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	0,21	0,21	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	4,95	5,37	5,80	6,23	7,10
$\bar{\eta}(\zeta)_{\text{др}}$	0,75	0,67	0,60	0,50	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

постоянстве прочих параметров взрыва увеличение наибольшей скорости движения центра 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 утроенной 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 взрываемых 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 (4.17), общая скорость центра масс отбиваемой части уступа прямо пропорциональна корню квадратному из фактического удельного расхода ВВ:

$$v_{кр} (1 + \xi) = C_1 \sqrt{q_{кр} (1 + \xi)}, \quad (4.34)$$

где C_1 — некоторая постоянная для заданных конкретных условий, т.е. множитель при удельном расходе q в уравнении (4.17), равный

$$C_1 = \mu_1 \mu_2 \frac{D}{2T_{пр}^2} \sqrt{\frac{2}{\rho_0(2\gamma - 1)}}.$$

По аналогии с максимальной скоростью общий удельный расход ВВ выражен зависимостью

$$q = q_{кр} + q_{доб} = q_{кр} (1 + \xi). \quad (4.34 а)$$

Здесь $q_{кр}$ — критический расход ВВ, при котором взрываемый массив обладает критической скоростью разрушения;

$q_{\text{доб}}$ — добавочный расход, равный разности между общим и критическим удельным расходами ВВ; отношение $q_{\text{доб}}/q_{\text{кр}}$ обозначено через ζ .

Как показано выше, величина $q_{\text{кр}}$ постоянна для фиксированных условий взрывания и служит характеристикой разрушения массива горных пород. Она связана с $v_{\text{кр}}$ зависимостью

$$v_{\text{кр}} = C_2 \sqrt{q_{\text{кр}}} \quad (4.35)$$

За счет изменения параметров расположения заряда и показателя энтропии 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 (4.34) и (4.35) вытекает следующая связь между величинами ξ и ζ :

$$1 + \xi = C_3 \sqrt{1 + \zeta} \quad \text{или} \quad \xi = C_3 \sqrt{1 + \zeta} - 1 \quad (4.36)$$

Подставив значения $v_{\text{кр}}$ и ξ из (4.34) и (4.36) в соотношения (4.32), получим уравнения энергии, выраженные через критический удельный расход ВВ и ζ :

$$\begin{aligned} E_{\text{пол}} &= C_4 C_3 q_{\text{кр}} (1 + \zeta); \quad E_{\text{др}} = C_4 q_{\text{кр}} \frac{3C_3 \sqrt{1 + \zeta} - 2}{C_3 \sqrt{1 - \zeta}}, \\ E_{\text{пер}} &= C_4 q_{\text{кр}} \frac{C_3 (1 + \zeta) \sqrt{1 + \zeta} - 3C_3 \sqrt{1 + \zeta} + 2}{C_3 \sqrt{1 + \zeta}}. \end{aligned} \quad (4.37)$$

Произведение $0,5 \text{ М С}_2^2$ заменено постоянной C_4 .

Первое из уравнений (4.37) 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 (4.37) вычислены значения безразмерной общей энергии, энергии дробления и перемещения. Они получены путем деления зависимостей (4.37) на величину критической энергии разрушения, выраженную через минимальный удельный расход ВВ, т.е.

$$\begin{aligned} \bar{E}(\zeta)_{\text{пол}} &= C_3^2(1+\zeta); \quad \bar{E}(\zeta)_{\text{др}} = \frac{3C_3(1+\zeta)^{1/2} - 2}{C_3(1+\zeta)^{1/2}} \\ \bar{E}(\zeta)_{\text{пер}} &= \frac{C_3^3(1+\zeta)^{3/2} - 3C_3(1+\zeta)^{1/2} + 2}{C_3(1+\zeta)^{1/2}}. \end{aligned} \quad (4.38)$$

Значения безразмерных энергий при $C = 1,5$ и величин

$$\begin{aligned} \eta(\zeta)_{\text{др}} &= \frac{3C_3(1+\zeta)^{1/2} - 2}{C_3^3(1+\zeta)^{3/2}}, \\ \eta(\zeta)_{\text{пер}} &= \frac{C_3^3(1+\zeta)^{3/2} - 3C_3(1+\zeta)^{1/2} + 2}{C_3^3(1+\zeta)^{1/2}}, \end{aligned} \quad (4.39)$$

характеризующих относительное распределение энергии по видам внутри общей полезной работы взрыва, приведены в табл. 4.3.

Уравнения (4.37) и данные табл. 4.3. 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. 4.3, б). Как видно из рис. 4.3, б, кривая роста энергии движения имеет явно выраженный крутой наклон к оси ζ . Так, при увеличении удельного расхода ВВ до трехкратного критического значения 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. 4.3, 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 (4.32) --- (4.38) с использованием

данных табл. 4.2 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 3 показано, что при порядном взрывании наличие раздробленного слоя породы, образовавшегося в первом ряду предыдущего ряда, препятствует направленному перемещению отбиваемой массы в сторону ЛНС, вследствие чего происходит перераспределение 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 изменения ее модуля и направления в конце второй стадии.

Часть энергии, получаемая 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 (4.17) соответственно при $\gamma = 1,5$ и $1,2$.

Результаты вычислений приведены в табл. 4.4. 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 м^3 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 при этом предлагаемой методики для определения

Таблица 4.4.
Энергетические характеристики разрушения и перемещения раздробленной породы

$v_{cm}, м/с$	ξ	ζ	$E_{кр}, МДж$	$E_{пол}, МДж$	$E_{др}, МДж$	$E_{пер}, МДж$	$\eta_{пол}, \%$	$\eta_{др}, \%$	$\eta_{пер}, \%$
Легковзрываемые породы									
6,06/7,05	0,68/0,76	0,36/0,51	14,6/15,2	43,7/47,0	28,0/28,3	15,7/18,7	4,5/4,5	2,9/2,9	1,6/1,6
5,80/6,60	0,57/0,61	0,29/0,34	22,7/21,7	55,7/56,2	39,1/38,2	16,6/18,0	4,9/4,9	3,4/3,4	1,5/1,5
5,80/6,82	0,53/0,55	0,37/0,40	36,8/34,8	87,0/83,2	62,5/59,5	24,5/23,7	5,5/5,3	3,9/3,8	1,6/1,5
5,80/6,95	0,61/0,66	0,32/0,36	42,3/39,6	109/108	74,5/71,2	35,0/37,3	5,9/5,9	4,0/3,9	1,9/2,0
5,65/6,90	0,49/0,50	0,32/0,31	63,0/61,5	140/138	104/103	35,5/35,0	6,1/6,1	4,6/4,5	1,5/1,6
Соединяемые породы									
8,50/9,90	0,98/0,98	0,53/0,51	16,3/15,8	63,4/62,0	32,4/31,3	31,0/30,7	6,0/6,0	3,0/3,0	3,0/3,0
7,90/9,45	0,76/0,78	0,42/0,43	25,5/24,6	78,9/78,5	47,5/46,0	31,2/32,5	6,4/6,4	3,8/3,8	2,6/2,6
7,80/9,65	0,63/0,64	0,41/0,42	44,4/44,0	118/117	78,5/78,4	39,2/38,6	7,2/7,2	4,8/4,8	2,4/2,4
7,80/9,75	0,63/0,65	0,32/0,38	56,0/56,5	154/154	102/101	51,5/53,0	8,2/8,2	5,4/5,4	2,8/2,8
7,20/9,35	0,52/0,56	0,34/0,42	81,0/77,0	187/187	136/132	51,0/54,5	7,9/7,9	5,7/5,6	2,2/2,3
Трудновзрываемые породы									
10,8/14,0	1,04/1,06	0,55/0,53	16,8/16,3	70,0/69,5	34,1/33,0	35,9/36,5	7,0/6,9	3,4/3,3	3,6/3,6
9,9/13,6	0,68/1,12	0,30/0,51	22,1/18,6	87,0/84,0	44,0/38,3	43,0/45,7	7,6/7,4	3,8/3,4	3,8/4,0
9,5/13,3	0,80/0,90	0,38/0,53	38,3/34,3	123/123	72,3/66,8	51,2/56,7	7,8/7,8	4,6/4,3	3,2/3,5
9,2/12,9	0,71/0,79	0,36/0,51	53,5/48,7	155/156	98,0/91,5	57,0/64,5	8,1/8,1	5,1/4,8	3,0/3,3
9,2/13,0	0,68/0,71	0,37/0,44	83,5/79,5	234/234	151/145	83,0/89,0	9,5/9,5	6,1/6,9	3,4/3,6

Примечание. В числителе приведены данные для первого, а в знаменателе — для второго и последующих рядов.

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 легко взрываемых породах в 2-3 раза больше ее затрат на перемещение. На средне- и трудно взрываемых породах это соотношение уменьшается до единицы, так как в трудно взрываемых породах в целях достижения более качественного дробления часто увеличивают удельный расход ВВ. Однако в условиях рассмотренных типичных взрывов ξ 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, оно колеблется от 4,8 до 6,0%, в 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 взрываемой среды, применяемого ВВ и условиями взрывания. На самом деле,

$$\eta_{\text{пол}} = \frac{C_4 q}{V U q} f(C_4) . \quad (4.40)$$

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 газобразных продуктов детонации в основном завершается за время образования максимального объема полости, то работу взрыва по осуществлению этого расширения в соответствии с /4, 35/ можно принять за энергию дробления. Следует подчеркнуть, что эта энергия включает в себя часть энергии, идущей на перемещение 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

$$A_{\text{др}} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 P_c (\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1), \quad (4.41)$$

а потенциальная энергия взрыва ВВ

$$E_{\text{пот}} = \frac{\pi d_0^2}{4} l_1 \rho_{\text{вв}} U, \quad (4.42)$$

то коэффициент полезного действия взрыва на дробление определяется соотношением

$$\eta_{\text{др}} = \frac{P_c (\bar{r}_{\text{пр}}^2 - 1)}{\rho_{\text{вв}} U}. \quad (4.43)$$

Как видно, КПД взрыва на дробление не зависит от удельного расхода ВВ. Что касается влияния плотности заряда на $\eta_{\text{др}}$, то оно носит более сложный характер, так как $\rho_{\text{вв}}$ входит и в состав предельного радиуса полости. Таким образом, подтверждается вывод, полученный на основе анализа выражения (4.40).

Наибольшее значение коэффициента полезного использования энергии взрыва в исследованных породах при применении аммонита № 6 ЖВ, вычисленное по формуле (4.43), колеблется от 9,7 (ороговатанный песчаник) до 12,3% (вторичные кварциты из гранодиорит-порфиров, сильно окварцованные, диорит-порфириты Акжала). Сопоставление их с данными табл. 4.4. показывает, что энергия дробления, рассчитанная по уравнению (4.41), не полностью переходит в полезную работу взрыва. Оставшаяся часть энергии тратится на перемалывание породы вокруг заряда и является резервом для повышения КПД взрыва.

ГЛАВА 5. ЭНЕРГОЗАТРАТЫ НА ДРОБЛЕНИЕ КУСКОВ ПОРОД

5.1. Энергоемкость разрушения горных пород при дроблении

Как отмечено выше, при бурении имеет место последовательное разрушение от вдавливания и скалывание частиц пород с забоя, что идентично с процессом дробления при обогащении полезных ископаемых. Поэтому суммирующим параметром этого процесса может служить показатель удельной энергоемкости e , который предопределяется физико-механическими характеристиками объекта, в частности, прочностными свойствами буримой породы и гранулометрическим составом продуктов разрушения. Следует отметить, что гранулометрия бурового шлама дает определенную информацию о механизме разрушения горных пород. Например, если в продуктах разрушения преобладают наиболее мелкие фракции, то это свидетельствует о расходе энергии в основном на создание новых поверхностей и разрушение, соответствующее такому грансоставу продуктов, считается поверхностным; если же в буровом шламе преобладают крупные куски, то это служит признаком преобладания в процессе бурения объемного разрушения.

В работе /68/ предлагаются следующие варианты анализа результатов изучения гранулометрического состава продуктов бурения и затрачиваемой при этом энергии:

1. Сопряженный анализ удельных энергозатрат на выбуривание единицы объема скважины и гранулометрического состава продуктов разрушения, отобранных из этого интервала, представляет техническую характеристику удельной поверхностной энергоемкости разрушения породы

$$e_s = e / S, \quad (5.1)$$

2. Энергозатраты на выбуривание 1 м^3 породы при условии относительного постоянства продуктов разрушения определяют объемную энергоемкость разрушения

$$e_v = e / V, \quad (5.2)$$

которая может использоваться в качестве характеристики свойств массива горных пород.

Результаты исследования /68/ по установлению связи между такими параметрами процесса бурения, как диаметр долота, гранулометрические характеристики продуктов разрушения и удельные энергозатраты приведены в таблицах 5.1 и 5.2.

Таблица 5.1.

Распределение продукта разрушения по классам крупности

Диаметр долота, мм	Распределение бурового шлама (%) по классам крупности частиц, мм								d _{ср} , мм
	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8	8-9	
190	22	40	20	8	5	3	-	-	2,9
214	4	20	52	16	4	4	-	-	3,6
244	1,5	5	8	23	48	12	1,5	1	5,1
269	-	-	12	25	60	3	-	-	5,0
320	13	11	11	21	17	17	10	-	5,1

Из табл. 5.1 и 5.2 видно, что характер изменения крупности продуктов разрушения зависит от крепости пород, их структурных неоднородностей. В частности, уменьшение среднего размера частиц с ростом крепости пород связано с переходом процесса разрушения от объемного в поверхностное. А в трещиноватых породах прослеживается обратный процесс, т.е. возрастание среднего размера частиц продуктов разрушения.

Таблица 5.2

Соотношение между средним размером частиц и удельными поверхностями

Диаметр долота, мм	Объем 1 м скважины, м ³	Средний диаметр частиц, м	Полная удельная поверхность, м ² /м ³	Удельная поверхность, м ² /м
190	0,0283	0,0029	2030	58,6
214	0,0359	0,0036	1670	59,8
244	0,0463	0,0051	1180	54,5
269	0,0565	0,0050	1200	67,8
320	0,0800	0,0051	1180	94,5

По среднему диаметру продуктов разрушения рассчитана полная удельная их поверхность, соответствующая 1 м скважины (м²/м³)

$$S = 6 V / d_{\text{ф}} \quad (5.31)$$

и удельная поверхность, образующаяся при выбуривании 1 м скважины ($\text{м}^2/\text{м}$)

$$S_{\text{уд}} = \frac{3 \pi D^2}{2 d_{\text{ф}}} \quad (5.4)$$

Данные таблицы 5.2 показывают, что, если полная удельная поверхность S с ростом диаметра долота уменьшается, то удельная поверхность $S_{\text{уд}}$ остается, можно считать, постоянной. Это свидетельствует о том, что удельная объемная энергоемкость бурения является величиной постоянной и может быть использована как характеристика прочностных свойств пород.

Процессы бурения, дробления и измельчения, заключающиеся в расчленении горных пород на более мелкие части, сокращения крупности крен до размеров, необходимых для дальнейшего потребления, охватывают три из четырех основных уровней разрушения: макроскопический, микроскопический и субмикроскопический. На каждом из этих уровней осуществляется разрыв характерных и различных по физической природе связей, что в конечном счете сказывается на изменении механической прочности от размеров отдельностей твердых полезных ископаемых. В частности, экспериментально установлено, что масштабный эффект для большинства горных пород выражается, как отмечено выше формулой (2.85).

Принимая во внимание дискретный, иерархичный характер разрушения горных пород [60], опираясь на выражение (2.85), рассмотрим влияние изменения пределов прочности по мере сокращения крупности на величину энергозатрат. Если при этом предположить, что дробление производится от начальной крупности D до конечной — d в n приемов разрушения с постоянной линейной степенью однократного сокращения крупности i , то суммарная работа деформации определится как:

$$A = (2 E)^{-1} [(\sigma_0 + \kappa / D)^2 D^3 + (\sigma_0 + \kappa / d_1)^2 a d_1^3 + \dots + (\sigma_0 + \kappa / d_{n-1})^2 a^{n-1} d_{n-1}^3] \quad (5.5)$$

где $a = i^3$ — объемная степень однократного разрушения.
После соответствующих преобразований, получим:

$$A = (2E)^{-1} [\sigma_0 n + 2 \sigma_0 \kappa D^{-1} (1 + i + i^2 + \dots + i^{n-1}) + \\ + \kappa D^{-2} (1 + i^2 + i^4 + \dots + i^{2(n-1)})] D^3, \quad (5.6)$$

Выражения в малых скобках есть геометрические прогрессии со знаменателями i и i^2 , суммы членов которых соответственно равны

$$S_1 = \frac{i^n - 1}{i - 1}, \quad S_2 = \frac{i^{2n} - 1}{i^2 - 1}. \quad (5.7)$$

С учетом (5.7) выражение (5.6) приобретает вид:

$$A = (2E)^{-1} [\sigma_0^2 n + 2 \sigma_0 \kappa D^{-1} \frac{i^n - 1}{i - 1} + \kappa^2 D^{-2} \frac{i^{2n} - 1}{i^2 - 1}] D^3, \quad (5.8)$$

Поскольку $i^n = i_0$ (где $i_0 = D/d$ общая степень дробления) это соотношение может быть переписано в виде

$$A = (2E)^{-1} \left\{ \sigma_0^2 n + \frac{\kappa}{i-1} \left[2\sigma_0 + \frac{\kappa}{i+1} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right] \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) \right\} D^3, \quad (5.9)$$

Введя обозначения:

$$K_x = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i}, \\ K_R = \frac{\kappa}{2E\rho (i-1)} \left[2\sigma_0 + \frac{\kappa}{i+1} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right], \quad (5.10)$$

(где ρ — плотность материала) из (5.9) получим формулу удельной работы разрушения:

$$A_0 = K_x \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + K_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.11)$$

Как нетрудно заметить, первое слагаемое соотношения (5.11)

выражает закон Кирпичева-Кика, а второе — закон Риттенгера.

Проведенные выкладки, таким образом, могут быть рассмотрены как математическое обоснование объединенного закона дробления, т.е. гипотезы Ребиндера.

Следует также отметить, что с ростом дисперсности конечного продукта численное значение логарифмического члена формулы (5.11) становится пренебрежимо малым по сравнению с линейной составляющей. Тогда работа разрушения может быть представлена только второй составляющей

$$A_0 = K_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.12)$$

Этот результат подтверждает правомерность до сих пор математически не обоснованных предположений о том, что закон Риттенгера может быть получен из закона Кирпичева-Кика.

Пользуясь представлением о дискретности энергетических уровней начального и конечного состояний кусков горных пород в соответствии с методикой Бонда, произведем теперь расчет работы, затрачиваемой для сокращения крупности зерен материала от D до d . При этом потребляемая энергия может быть определена из следующего выражения:

$$\begin{aligned} A &= (2E)^{-1} \left[\left(\sigma_0 + \frac{K}{d} \right)^2 a d^3 - \left(\sigma_0 + \frac{K}{D} \right)^2 \right] D^3 = \\ &= (2E)^{-1} K \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right] \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) D^3. \end{aligned} \quad (5.13)$$

Если ввести обозначение

$$K_R = \frac{K}{2E\rho} \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right], \quad (5.14)$$

то удельную работу разрушения можно представить в виде:

$$A_0 = K_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.15)$$

Как видно из сопоставления, соотношение (5.15) практически совпадает с формулой (5.12), полученной в результате применения принципа многократности процесса разрушения твердых полезных ископаемых. Однако преимущество выражения (5.15) заключается в том, что оно раскрывает смысл коэффициента пропорциональности K_R . Его численное значение может быть рассчитано по формуле (5.14) с использованием физико-механических свойств пород, средних размеров отдельностей до и после дробления.

Кроме того, уравнение (5.13) позволяет определить работу, затрачиваемую на создание единицы новой поверхности K_R . Для этого достаточно принять во внимание то, что в процессе сокращения крупности материала в указанных выше пределах приращение поверхности $\Delta S = 6D^2(D/d - 1)$, а удельная поверхностная энергия не что иное, как $A/\Delta S$. Тогда после подстановки их значений и упрощений, получим:

$$K'_R = (12E)^{-1} k [2\sigma_0 + k(1/d + 1/D)]. \quad (5.16)$$

Таким образом, использование методики расчета энергозатрат, предложенной Бондом, для определения работы, затрачиваемой на образование единицы новой поверхности при дроблении твердых материалов с учетом масштабного фактора показывает, что эта величина переменная. В литературе же ее принято считать постоянной, в частности, при сравнительной оценке эффективности работ различных видов размольного оборудования.

Из выражения (5.16) следует, что величина удельной поверхностной энергии возрастает с уменьшением конечной крупности продукта. По-видимому, этим и объясняется отклонение реальной картины расхода энергии на дробление и измельчение полезных ископаемых по мере роста дисперсности материала.

Известно, что разрушение горных пород при дроблении в зависимости от их природных свойств носит разнообразный характер. При этом определяющим параметром является предел их прочности, зависимость которого от линейных размеров образца выражается в общем виде формулой [55]:

$$\sigma = \sigma_0 + K d^{-a}, \quad (5.17)$$

где σ_0 — предел прочности породы при $d = \infty$; K — постоянная; d —

средний размер зерен, мкм; v — показатель, принимающий значения от 0,2 до 0,9.

Из всевозможных разновидностей особое внимание привлекает случай хрупкого разрушения. Дело в том, что присутствие в кусках горных пород микротрещин или большая вероятность их возникновения под внешним воздействием предопределяет хрупкий характер разрушения. Поэтому к таким породам приложима теория разрушения твердых тел, разработанная Гриффитсом. В ней достаточно строго доказывается правомерность использования эмпирической формулы Стро-Петча-Коттрелла, описывающей разрушение хрупких твердых тел, в том числе и горных пород [74]

$$\sigma = \sigma_0 + K_1 d^{-1/2}, \quad (5.18)$$

где K_1 — постоянная.

Рассмотрим влияние выражения (5.18) на величину работы деформации при дроблении таких тел с учетом многостадийности процесса. При этом расход энергии в каждом акте разрушения определится как:

$$A_1 = \frac{(\sigma_0 + K_1 D^{-1/2})^2}{2E} D^3,$$

$$A_2 = \frac{(\sigma_0 + K_1 d_1^{-1/2})^2}{2E} a d_1^3,$$

$$\dots\dots\dots$$

$$A_n = \frac{(\sigma_0 + K_1 d_{n-1}^{-1/2})^2 a^{n-1}}{2E} d_{n-1}^3. \quad (5.20)$$

Так как:

$$D^3 = a d_1^3 = a^2 d_2^3 = \dots a^{n-1} d_{n-1}^3, \quad (5.20)$$

то суммарная работа дробления может быть представлена в виде:

$$A = \frac{\sigma_0^2 n D^3}{2E} + \frac{\sigma_0^2 K_1 D^3}{E} \left(\frac{1}{\sqrt{D}} + \frac{1}{\sqrt{d_1}} + \frac{1}{\sqrt{d_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{d_{n-1}}} \right) +$$

$$+ \frac{\kappa_1^2 D^3}{2E} \left(\frac{1}{D} + \frac{1}{d_1} + \frac{1}{d_2} + \dots + \frac{1}{d_{n-1}} \right). \quad (5.21)$$

Для дальнейшего упрощения примем во внимание, что

$$\begin{aligned} \frac{\sqrt{D}}{\sqrt{d_1}} &= \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d_1}} = \frac{\sqrt{i}}{\sqrt{D}}; \\ \frac{\sqrt{d_1}}{\sqrt{d_2}} &= \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d_2}} = \frac{\sqrt{i}}{\sqrt{d_1}} = \frac{(\sqrt{i})^2}{\sqrt{D}}; \\ &\dots\dots\dots \\ \frac{\sqrt{d_{n-2}}}{\sqrt{d_{n-1}}} &= \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d_{n-1}}} = \dots = \frac{(\sqrt{i})^{n-1}}{\sqrt{D}}. \end{aligned}$$

Тогда формула полной работы приобретает вид:

$$\begin{aligned} A &= \frac{\sigma_0^2 n D^3}{2E} + \frac{\sigma_0 \kappa_1 D^3}{E} \frac{1}{\sqrt{D}} \left[1 + i^{0.5} + (i^{0.5})^2 + \dots + (i^{0.5})^{n-1} \right] + \\ &+ \frac{\kappa_1^2 D^3}{2E} \frac{1}{D} \left[1 + i + i^2 + \dots + i^{n-1} \right]. \end{aligned} \quad (5.22)$$

Здесь второе и третье слагаемые содержат геометрические прогрессии со знаменателями $i^{0.5}$ и i соответственно, суммы членов которых равны:

$$\begin{aligned} S_1 &= \frac{\sqrt{i_0 - 1}}{\sqrt{i - 1}}, \\ S_2 &= \frac{i_0 - 1}{i - 1}. \end{aligned}$$

Следовательно

$$A = \frac{\sigma_0^2 n D^3}{2E} + \frac{\sigma_0 \kappa_1 D^3}{E (\sqrt{i-1})} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{\kappa_1^2 D^3}{2E (i-1)} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.23)$$

Учитывая, что $n = \lg i_0 / \lg i$ и введя обозначения:

$$K_z = \frac{\sigma_0^2}{2 E \rho \lg i} ,$$

$$K_b = \frac{\sigma_0 k_1}{E \rho (\sqrt{i} - 1)} ,$$

$$K_R = \frac{k_1^2}{2 E \rho (i - 1)} ,$$

удельную работу разрушения можно представить в виде:

$$A_0 = K_z \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + K_b \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + K_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.24)$$

Таким образом, проведенный анализ показывает, что работа, затрачиваемая на деформацию при дроблении хрупких материалов, равна сумме работ, определяемых законами Кирпичева-Кика, Бонда, Риттингера вместе взятых.

Нетрудно заметить, что с ростом дисперсности продукта значение логарифмической составляющей становится малым по сравнению с двумя последними членами. Тогда удельный расход энергии

$$A_0 = K_b \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + K_R \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) . \quad (5.25)$$

т.е. он равен сумме удельных работ, определяемых законами Бонда и Риттингера.

Определим теперь указанную работу в соответствии со вторым принципом дробления. Согласно этому принципу работа, необходимая для сокращения крупности материала от D до d , должна быть равна разности их энергетических уровней, т.е.:

$$A = \frac{(\sigma_0 + k_1 / \sqrt{d})^2}{2E} a d^3 - \frac{(\sigma_0 + k_1 / \sqrt{D})^2}{2E} D^3 . \quad (5.26)$$

После соответствующих упрощений получим:

$$A = - \frac{\sigma_0 k_1 D^3}{E} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{k_1^2 D^3}{2E} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) . \quad (5.27)$$

Откуда удельная работа разрушения может быть представлена так:

$$A_0 = \frac{\sigma_0 k_1}{\rho E} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{k_1^2}{2 \rho E} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.28)$$

Как видно из сопоставления, имеет место полная аналогия с выражением (5.25). Совпадение результатов, полученных по двум различным методам дает основание утверждать, что известные законы Бонда и Риттингера являются предельными случаями общей закономерности (5.23), учитывающей влияние масштабного эффекта на величину работы деформации в процессе дробления и измельчения хрупких минеральных сред.

На основании (5.27) можно теперь определить удельную работу образования новой поверхности при разрушении данной группы тел в виде:

$$K'_R = \frac{k_1}{12E} \left[2\sigma_0 + k_1 \left(\frac{1}{\sqrt{d}} + \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \right] \frac{\sqrt{D}}{(\sqrt{i_0} + 1)}. \quad (5.29)$$

Достоинство выражения (5.29) состоит в том, что оно позволяет определить поверхностную энергию хрупких материалов простым вычислением по известным физико-механическим параметрам и характеристикам крупности исходного сырья и конечного продукта. Из него следует, что величина удельной поверхностной энергии не остается постоянной в процессе сокращения крупности материала и возрастает по мере роста дисперсности продукта.

5.2. Математическая модель полной работы сокращения крупности пород

Экспериментальные исследования показывают, что работа деформации составляет только определенную долю суммарной работы, затрачиваемой на разрушение горных пород в процессе дробления и измельчения [33]. Известно, что при деформировании структурно-неоднородных тел в них образуются микротрещины и объект переходит в состояние неустойчивого равновесия, называемого состоянием предразрушения. При дальнейшем росте интенсивности внешнего воздействия наступает второй этап разрушения --- слияние микротрещин и образование магистральных макротрещин, приводящих к распаду образца горных пород на части.

Общим для обоих этапов разрушения является образование новых поверхностей, на что затрачивается энергия упругой деформации. В связи с этим к расчету суммарных энергозатрат на сокращение крупности горных пород должна быть привлечена гипотеза Ребиндера в виде:

$$A = K_v \Delta v + K_s \Delta S, \quad (5.30)$$

где K_v — удельная работа деформации; ΔV — изменение объема при деформации; K_s — удельная поверхностная энергия; ΔS — вновь образованная поверхность.

То обстоятельство, что формула (5.30) не получила практического применения объясняется тем, что отсутствуют методы определения K_s . Между тем расчеты, выполненные выше с учетом особенностей разрушения горных пород в сочетании со вторым принципом дробления, указывают на возможность определения величины K_s и характера ее изменения.

В этой связи рассмотрим вклад составляющей $K_s \Delta S$ в общую сумму энергозатрат на дробление пород. В соответствии с принципом многократности разрушения частиц материала при дроблении энергия, затрачиваемая на образование новой поверхности в каждой отдельной стадии равна [49, 50]:

$$A_{s1} = K_{s1} 6 D^2 (i-1),$$

$$A_{s2} = K_{s2} 6 D^2 i (i-1),$$

.....

$$A_{sn} = K_{sn} 6 D^2 i^{n-1} (i-1).$$

Суммарная работа образования новой поверхности:

$$A_s = 6 D^2 (i-1) (K_{s1} + K_{s2} + K_{s3} + \dots + K_{sn} i^{n-1}). \quad (5.31)$$

Для удобства формулу (5.16) перепишем в виде:

$$K_s = c + b (1/d + 1/D), \quad (5.32)$$

где

$$c = \sigma_0 \kappa / 6E, \quad b = \kappa^2 / 12E. \quad (5.33)$$

После подстановки значений K_i в (5.31) и упрощений, получим:

$$A_i = 6D^2(i-1) \left\{ c \frac{i_0-1}{i-1} + b \left[\frac{1}{D}(i+1) + \frac{i}{d_1}(i+1) + \frac{i^2}{d_2}(i+1) + \dots + \frac{i^{n-1}}{d_{n-1}}(i+1) \right] \right\}.$$

Выразив $d_1, d_2, \dots, d_{n-1}$ через D и i , последнее выражение можно переписать так:

$$A_i = 6D^2(i-1) \left[c \frac{i_0-1}{i-1} + \frac{b}{D}(i+1)(1+i^2+i^4+\dots+i^{2(n-1)}) \right]. \quad (5.34)$$

где второе слагаемое выражения представляет собою геометрическую прогрессию со знаменателем i^2 .

Пользуясь формулой суммы геометрической прогрессии, имеем:

$$A_i = 6D^2(i_0-1) \left[c + \frac{b}{D}(i+1) \right]. \quad (5.35)$$

После обратной замены значений c и b получим:

$$A_i = \frac{\sigma_0 \kappa D^3}{E} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa^2 D^3}{2E} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.36)$$

Вклад первой составляющей объединенного закона в общую сумму энергозатрат при дроблении, как это было показано раньше, определяется выражением:

$$A_v = \frac{\sigma_0^2 \kappa D^3}{2E} n + \frac{\sigma_0 \kappa D^3}{E(i-1)} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa^2 D^3}{2E(i-1)} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.37)$$

Таким образом, полная работа разрушения при дроблении будет равна сумме A_v и A_i , т.е.

$$A = \frac{\sigma_0^2 D^3}{2E} n + \frac{\sigma_0 \kappa D^3}{E} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa^2 D^3}{2E(i-1)} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) +$$

$$+ \left[\frac{\sigma_0 \kappa}{E} + \frac{\kappa^2}{2E} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right] \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) D^3. \quad (5.38)$$

После преобразования получим:

$$A = \frac{\sigma_0^2 D^3}{2E} n_i + \frac{\sigma_0 \kappa D^3}{E} \left[\frac{1}{i-1} + 1 \right] + \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \\ + \frac{\kappa^2 D^3}{2E} \left[\frac{1}{i^2-1} + 1 \right] \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.39)$$

При больших степенях разрушения полную удельную работу, затрачиваемую на сокращение крупности материала можно найти по формуле:

$$A_0 = \frac{\sigma_0^2}{2 E_p \lg i} \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + \frac{\sigma_0 \kappa}{E_p} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \\ + \frac{\kappa^2}{2 E_p} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.40)$$

В тех случаях, когда значением логарифмического члена можно пренебречь, удельные энергозатраты могут быть определены из уравнения:

$$A_0 = \frac{\sigma_0 \kappa}{E_p} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa^2}{2 E_p} \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.41)$$

Нетрудно заметить, что по мере уменьшения крупности продукта дробления определяющим в (5.41) является второе слагаемое.

Полная работа дробления хрупких горных пород определяется формулой:

$$A' = K'_{\Delta v} \Delta v + K'_{\Delta S} \Delta S, \quad (5.42)$$

где $K'_{\Delta v}$ и $K'_{\Delta S}$ — коэффициенты пропорциональности, зависящие от

физико-механических свойств материала и крупности зерен исходного сырья и конечного продукта. В частности, в соответствии с формулой (5.29) удельная работа образования новой поверхности может быть представлена соотношением:

$$K'_i = c' + b' \frac{1}{(1/\sqrt{d_i} + 1/\sqrt{D})} \quad (5.43)$$

где

$$c' = K_1^2 / 12 E, \quad b' = K_1 \sigma_0 / 6 E. \quad (5.44)$$

Вычислим работу образования новой поверхности в процессе дробления. В каждой стадии она определяется по формулам [27, 28]:

$$A'_{s1} = K'_{s1} 6 D^2 (i-1),$$

$$A'_{s2} = K'_{s2} 6 D^2 i (i-1),$$

.....

$$A'_{sn} = K'_{sn} 6 D^2 i^{n-1} (i-1).$$

Полная работа образования новой поверхности для определенного цикла дробления, после подстановки значений K'_i , имеет вид:

$$A'_i = 6 D^2 (i-1) \left\{ c' (1 + i + i^2 + \dots + i^{n-1}) + b' \left[\frac{1}{1/\sqrt{d_1} + 1/\sqrt{D}} + \frac{i}{1/\sqrt{d_2} + 1/\sqrt{d_1}} + \frac{i^2}{1/\sqrt{d_3} + 1/\sqrt{d_2}} + \dots + \frac{i^{n-1}}{1/\sqrt{d_n} + 1/\sqrt{d_{n-1}}} \right] \right\}.$$

Дальнейшее упрощение этого выражения может быть сделана с учетом соотношений:

$$\frac{\sqrt{D}}{\sqrt{d_1}} = \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d_1}} = \frac{\sqrt{i}}{\sqrt{D}};$$

$$\frac{\sqrt{d_1}}{\sqrt{d_2}} = \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d_2}} = \frac{\sqrt{i}}{\sqrt{d_1}} = \frac{(\sqrt{i})^2}{\sqrt{D}} ;$$

$$\frac{\sqrt{d_{n-1}}}{\sqrt{d_n}} = \sqrt{i}, \quad \frac{1}{\sqrt{d}} = \frac{\sqrt{i}}{\sqrt{d_{n-1}}} = \frac{(\sqrt{i})^n}{\sqrt{D}} .$$

После подстановки и преобразований, получим:

$$A'_i = 6 D^3 [c' (1/d - 1/D) + b' (1/\sqrt{d} - 1/\sqrt{D})] . \quad (5.45)$$

Произведя обратную замену значений c' и b' для удельной работы образования новой поверхности при дроблении имеем следующее выражение:

$$A'_i = \frac{\kappa_1^2}{2E\rho} \left[\left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa_1 \sigma_0}{E\rho} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \right] . \quad (5.46)$$

Первая составляющая уравнения (5.42) при дроблении хрупких пород определяется соотношением:

$$A'_v = \frac{\sigma_0^2 n}{2 E \rho / g i} + \frac{\sigma_0 \kappa_1}{E \rho (\sqrt{i}-1)} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{\kappa_1^2}{2 E \rho (i-1)} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) . \quad (5.47)$$

Следовательно, суммарная удельная работа в данном случае будет равна сумме A'_v и A'_i , т.е.

$$A' = \frac{\sigma_0^2 n}{2 E \rho / g i} + \frac{\sigma_0 \kappa_1}{E \rho (\sqrt{i}-1)} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{\kappa_1^2}{2 E \rho (i-1)} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \\ + \frac{\kappa_1 \sigma_0}{E \rho} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{\kappa_1^2}{2 E \rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) . \quad (5.48)$$

После упрощений и предельного перехода находим:

$$A' = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i} \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + \frac{\kappa_1 \sigma_0}{E\rho} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{\kappa_1^2}{2E\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.49)$$

Вводя обозначения

$$K'_\kappa = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i}, \quad K'_\kappa = \frac{\kappa_1 \sigma_0}{E\rho}, \quad K'_\kappa = \frac{\kappa_1^2}{2E\rho},$$

выражению (5.49) можно придать вид

$$A' = K'_\kappa \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + K'_\kappa \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + K'_\kappa \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.50)$$

Из полученной формы записи следует, что в случае дробления хрупких пород удельная работа сокращения крупности материала равна сумме удельных работ, определяемых законами Кирпичева-Кюка, Бонда и Риттингера. Во-первых, это указывает на частный характер известных эмпирических законов дробления; во-вторых, в уравнении (5.50) раскрывается физический смысл коэффициентов пропорциональности K'_κ , K'_κ , K'_κ . Поэтому они могут быть рассчитаны по известным физико-механическим и гранулометрическим характеристикам минеральных образований до и после дробления.

Таким образом, проведенный анализ дробления кусков горных пород с учетом характерных особенностей их разрушения и форм проявления масштабного эффекта показывает:

- выведенное уравнение работы деформации позволяет определить ее абсолютную величину в зависимости от физико-механических свойств горных пород и степени их дробления. Закон Риттингера в общем уравнении (5.40) входит как составляющая, что указывает на его частный характер. Кроме того, в уравнении (5.41) раскрывается физический смысл коэффициента пропорциональности в законе Риттингера. Это даст возможность определения удельной работы образования новой поверхности в каждом конкретном случае;

- уравнение (5.49), полученное для случая дробления хрупких горных пород, свидетельствует, что и закон Бонда является частным

случае более общей закономерности. Оно служит базой для определения удельной работы, затрачиваемой на образование единицы новой поверхности в процессе дробления хрупких минеральных образований;

- разработанная математическая модель полной работы разрушения горных пород при дроблении (5.40), учитывающая общий случай проявления масштабного эффекта, содержит в себе как объемную, так и поверхностную составляющие энергозатрат. Она находится в полном согласии с гипотезой Ребиндера и удачно взаимоувязывает физико-механические свойства материала, степень его разрушения, гранулометрические характеристики исходного сырья и конечного продукта. Данная математическая модель включает в себя выражения законов Кирпичева-Кика, Бонда и Риттингера;

- аналитическое решение задачи об энергоемкости разрушения хрупких горных пород при дроблении и полученное при этом уравнение (5.49) свидетельствует об отсутствии каких-либо ограничений относительно интервала дисперсности материала. Из него следует, что в случае, когда масштабный эффект выражается формулой Стро-Петча-Коттрелла полная работа дробления равна сумме энергозатрат, определяемых законами Кирпичева-Кика, Бонда и Риттингера вместе взятых;

- и в том и другом вариантах проявления масштабного фактора в уравнениях (5.40) и (5.49), определяющих полную работу дробления, полностью раскрываются смыслы коэффициентов пропорциональностей упомянутых эмпирических соотношений. А это открывает возможность для определения их численного значения простым вычислением с использованием табличных значений физико-механических параметров горных пород и гранулометрических характеристик материала до и после дробления.

5.3. Коэффициент полезного действия при дроблении пород

Известно, что различные породоразрушающие устройства, механизмы для достижения одних и тех же результатов дробления совершают разную по величине работу. Иначе говоря, коэффициент их полезного действия различен. Несмотря на очевидность такого факта, до сих пор отсутствует единая научно-обоснованная методика определения КПД этих устройств, в частности, размольного оборудования. Все это является следствием того, что еще не разработан надежный метод установления минимальной удельной работы, необходимой для получения одинакового конечного результата независимо от способа разрушения твердых материалов [32].

Ряд исследователей, например, КПД процесса разрушения горных пород при дроблении предлагает определить как отношение работы, затрачиваемой на образование новой поверхности к работе, расходуемой на деформацию объекта:

$$\eta = \frac{K_R S}{K_K V} . \quad (5.51)$$

По оценкам Л.А. Шрейнера, произведенным на основании (5.51), КПД разрушения горных пород составляет порядка 0,01%.

По В.И. Акунову под КПД процесса разрушения минеральных образований следует понимать отношение энергии, расходуемой на создание новой поверхности, к полной работе дробления, определяемой законом Ребиндера, т.е.:

$$\eta = \frac{K_R S}{K_K V + K_R S} . \quad (5.52)$$

Согласно выражению (5.52) работа образования новой поверхности при дроблении материала есть полезная работа. Поэтому повышение КПД разрушения связано с максимальным воздействием на породы в процессе разрушения. Следует однако отметить, что нет каких-либо цифровых данных о КПД, установленных на основании формулы (5.52).

Иной подход к проблеме у В.П. Ромадина. Он предлагает определить КПД процесса следующим образом:

$$\eta = \alpha_T / \alpha_r , \quad (5.53)$$

где α_T — теоретическая удельная поверхностная энергия; α_r — реальный удельный расход энергии на образовании единицы новой поверхности.

Численное значение α_r в этой формуле определяется прямым замером. Затруднение вызывает определение величины α_T , значение которого для твердых тел пока не удается установить с достаточной точностью. По литературным данным для ряда кристаллических материалов она колеблется в пределах от 3,6 до 0,36 Дж/м². /70/.

Принимая для кварца α_T равной 0,98 Дж/м², Ромадин установил, что КПД шаровой мельницы составляет 0,06%. Этот результат, по-видимому, сильно заниженный.

Для определения величины α_T с учетом достигнутой степени дробления может быть использовано полученное выше соотношение:

$$\alpha_T = \frac{K}{12E} [2\sigma_0 + k(1/d + 1/D)] . \quad (5.54)$$

Наши расчеты показывают, что при $D = 10$ мм и $d = 0,1$ мм для кварца $\alpha_T = 8,58$ Дж/м². Следовательно, КПД разрушения составит 0,98%. Как видно из сопоставления, эта величина по крайней мере на порядок выше, чем результат Ромашина. Она хорошо согласуется с общей оценкой полезных энергозатрат на дробление горных пород, выполненной рядом других исследователей, в частности, Бонцом [10].

В то же время следует отметить, что при определении КПД разрушения пород в формуле (5.53) не учитывается работа, затрачиваемая на деформацию материала.

Физическому смыслу коэффициента полезного действия разрушения горных пород более полно соответствует следующее выражение:

$$\eta = A_0 / A_p , \quad (5.55)$$

где A_0 — чистая работа дробления; A_p — реальная затрачиваемая работа, включающая и все возможные потери на преодоление сил трения, деформацию материалов без разрушения, вибрацию, деформацию узлов породоразрушающих устройств и т.д.

Сложность в определении искомого КПД состоит в том, что отсутствуют теоретические формулы, позволяющие найти величину чистой работы разрушения, необходимую для получения конечного продукта определенной крупности. В этой связи установленные в предыдущей главе уравнения служат основой для определения численного значения A_0 по заданным характеристикам минеральных образований.

Действительно, энергия, расходуемая непосредственно на дробление в процессе сокращения крупности кварца, может быть найдена из уравнения (5.40). Расчеты показывают, что в интервале крупности от $D = 20$ мм до $d = 1$ мм ее величина составляет $3,44 \cdot 10^{-2}$ кВт. ч/г. Реальный же удельный расход энергии на измельчение кварца в барабанных мельницах в указанных интервалах крупности по данным работы [13] равен 4,53 кВт. ч/г. По формуле (5.55) значение КПД составит 0,76%. Это хорошо согласуется с результатами, полученными другими ав-

торами исходя из иных предпосылок. Например, по данным /32/ чистая работа разрушения минеральных частиц при дроблении составляет около 0,6% от действительных энергозатрат. По оценке Бонда /10/ на непосредственное дробление горных пород затрачивается менее 1% от общего расхода энергии.

В пользу приведенных выкладок говорит и то, что удельная работа разрушения для конечной крупности 0,1 мм, вычисленная по формуле (5.55), равняется 13,98 кВт. ч/т. По экспериментальным данным /43/ указанный показатель составляет 13,57 кВт. ч/т. Как видно, совпадение достаточно высокое, если учесть, что крупность 0,1 мм находится вне интервала (1—20) мм, для которого собственно получено, приведенное выше численное значение КПД дробления.

Таким образом, проведенный анализ дает основание утверждать, что предлагаемая методика определения коэффициента полезного действия процесса разрушения минеральных образований при дроблении достаточно обоснованная и она может быть использована для расчета реальных энергозатрат на дробление и измельчение твердых полезных ископаемых при решении различных инженерных задач, связанных с энергозатратами на разрушение горных пород.

5.4. Взаимосвязь между энергозатратами и сокращением крупности минерального сырья

Практическая применимость полученных уравнений может быть проверена на кварце — эталонном материале, применяющемся, как правило, при исследовании процессов дробления и измельчения. Экспериментально установлено, что изменение пределов прочности его зерен по мере уменьшения их крупности выражается формулой (2.85). Поэтому расход энергии может быть определен из выражения:

$$A_0 = K_1 \lg \frac{D}{d} + K_2 \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + K_3 \left(\frac{1}{d^2} - \frac{1}{D^2} \right), \quad (5.56)$$

где

$$K_1 = \frac{\sigma_0^2}{2 E \rho \lg i}, \quad K_2 = \frac{\kappa \sigma_0}{E \rho}, \quad K_3 = \frac{\kappa^2}{2 E \rho}.$$

После вычислений соответствующих значений постоянных для

кварца, расчетное уравнение приобретает вид:

$$A_0 = 9,05 \lg \frac{D}{d} + 8,15 \cdot 10^{-4} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + 6,11 \cdot 10^{-8} \left(\frac{1}{d^2} - \frac{1}{D^2} \right),$$

где удельная работа выражена в Дж/кг, а линейные размеры частиц — в м.

Уравнение (5.56) показывает, что энергоемкость разрушения состоит из трех слагаемых, каждое из которых своеобразно зависит от степени дробления материалов. Характер изменения каждой из составляющих полной работы разрушения можно проследить из данных таблицы 5.3. Из их графического

Таблица 5.3

Соотношение между составляющими работы разрушения кварца

Сост. \ d, м	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}	10^{-7}
A_{10} , Дж/кг	68,8	157,0	245,2	333,4	421,6	509,8
A_1 , кВт. ч/т	2,53	5,78	9,03	12,26	15,51	18,76
A_{20} , Дж/кг	0,659	7,81	79,40	$7,94 \cdot 10^2$	$7,94 \cdot 10^3$	$7,94 \cdot 10^4$
A_2 , кВт. ч/т	0,024	0,287	2,92	29,19	191,92	2919,22
A_{30} , Дж/кг	$5,8 \cdot 10^{-3}$	0,58	58	$5,3 \cdot 10^3$	$5,8 \cdot 10^5$	$5,8 \cdot 10^7$
A_3 , кВт. ч/т	$2,2 \cdot 10^{-4}$	$2,2 \cdot 10^{-2}$	2,2	218,9	2189,7	$2,189 \cdot 10^6$

представления рис. (5.1) видно, что с ростом степени дробления материала составляющая A_2 и в особенности — A_3 , возрастает

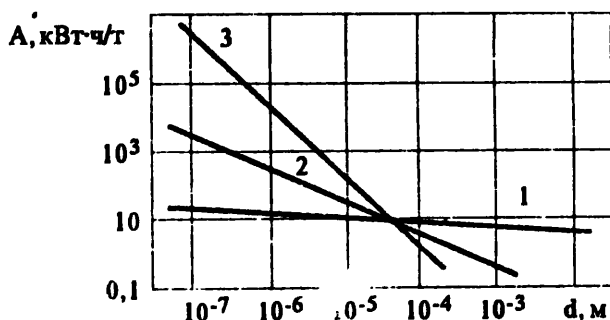


Рис. 5.1. Изменение составляющих работы дробления в зависимости от конечной крупности материала: 1 — A_1 ; 2 — A_2 ; 3 — A_3 .

значительно быстрее, чем A_1 — работы разрушения, определяемой соотношением, напоминающим формулу закона Кирпичева - Кика. Установленное уравнение (5.56), таким образом, раскрывает причину отклонения энергозатрат в области измельчения от эмпирического закона Кирпичева-Кика.

Таблица 5.4 содержит результаты вычислений суммарных энергозатрат для достаточно широкого диапазона крупности, охватывающего области крупного и среднего дробления и тонкого и

Таблица 5.4

Удельный расход энергии на сокращение крупности кварца

d, м	10^{-1}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}	10^{-7}	10^{-8}
A_1	68,8	68,8	157,0	245,2	333,4	421,6	509,6	597,9
	0,66 ·	0,659	7,81	7,94·	7,94·	7,94·	7,94·	7,94·
Дж/кг	10^{-1}			10	10^2	10^3	10^4	10^5
A_2	5,8 ·	5,8 ·	5,8 ·	5,8	5,8 ·	5,8 ·	5,8 ·	5,8 ·
Дж/кг	10^{-5}	10^{-3}	10^{-1}		10^3	10^5	10^7	10^9
A_3	68,87	69,46	165,4	382,6	6,93 ·	5,88 ·	5,8 ·	5,8 ·
Дж/кг					10^3	10^5	10^7	10^9
A_4	19,1·	19,3·	45,9 ·	10,6 ·	1,92	16,3 ·	16,1·	16,1·
кВт. ч/т	10^{-3}	10^{-3}	10^{-3}	10^{-2}			10^3	10^5
A_5	2,51	2,54	6,04	13,98	252,6	2,14 ·	2,12 ·	1,12 ·
кВт. ч/т						10^4	10^6	10^8

сверхтонкого измельчения кварца /28/. На рис. 5.2 представлен график зависимости удельной работы разрушения от конечной крупности материала, построенный по данным табл. 5.4. В нем расчетные точки располагаются вдоль кривой, практически полностью совпадающей с диаграммой Р.Т. Хукки [68].

Произведем теперь расчет энергозатрат на сокращение крупности кальцита, для которого масштабный эффект выражается формулой (2.92). Поэтому рабочее соотношение будет аналогичным уравнению (5.56) с той лишь разницей, что после подстановки данных физико-механических параметров кальцита и вычислений, постоянные будут иметь значения:

$$K_1 = 1,85 \text{ Дж/кг}; K_2 = 64 \cdot 10^{-5} \text{ Дж. м/кг}; K_3 = 19 \cdot 10^{-8} \text{ Дж м}^2/\text{кг}$$

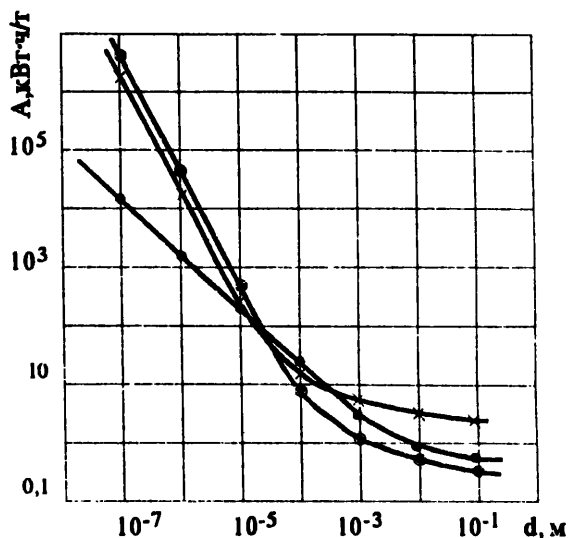


Рис. 5.2. Зависимость удельного расхода энергии от крупности материала : 1 — кварц; 2 — апатит; 3 — кальцит.

Тогда расчетное уравнение приобретает следующий вид:

$$A = 1,85 \lg \frac{D}{d} + 64 \cdot 10^{-5} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + 19 \cdot 10^{-3} \left(\frac{1}{d^2} - \frac{1}{D^2} \right),$$

где работа разрушения выражена в Дж/кг, а линейные размеры минеральных зерен — в м.

Результаты вычислений удельных энергозатрат по этой формуле приведены в табл. 5.5. Из нее видно, что в области дисперсности материала, где действует в основном закон Кирпичева-Кика, удельная работа разрушения кальцита значительно ниже, чем у кварца. По мере уменьшения линейных размеров зерен кальцит, наблюдается постепенное возрастание величины удельной работы, а вблизи крупности 10^{-5} м ее численное значение становится равным расходу энергии на измельчение кварца. При дальнейшем сокращении крупности удельная работа разрушения кальцита растет быстрее по сравнению с расходом энергии на измельчение кварца.

Характер изменения энергоемкости разрушения с ростом степени

Таблица 5.5.

Удельный расход энергии на сокращение крупности кальцита

$d, \text{ м}$	10^{-1}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}	10^{-7}	10^{-8}
$A_1,$ Дж/кг	1,44	1,44	3,29	5,14	6,99	8,84	10,69	12,54
$A_2,$ Дж/кг	5,3· 10^{-3}	5,3· 10^{-2}	6,29· 10^{-1}	6,39	6,4· 10	6,4· 10^2	6,4· 10^3	6,4· 10^4
$A_3,$ Дж/кг	1,8· 10^{-5}	1,85· 10^{-3}	1,8· 10^{-1}	1,8· 10	1,8· 10^3	1,8· 10^5	1,8· 10^7	1,8· 10^9
$A_0,$ Дж/кг	1,445	1,492	5,1	29,53	1,87· 10^3	1,8· 10^5	1,8· 10^7	1,8· 10^9
$A_0,$ кВт. ч/т	0,4· 10^{-3}	0,41· 10^{-3}	1,42· 10^{-3}	8,2· 10^{-3}	5,2· 10^{-1}	50,0	5,0· 10^3	5,0· 10^5
$A_p,$ кВт. ч/т	0,39	0,40	1,38	7,93	5,05· 10^2	4,85· 10^4	4,85· 10^6	4,85· 10^8

дробления кальцита виден из графика (рис. 5.2), построенного по данным вычислительного эксперимента. То обстоятельство, что зависимость удельного расхода энергии от крупности разрушаемых частиц в этом случае в логарифмической шкале имеет вид гиперболы, практически полностью повторяющей контуры диаграммы Хукки, служит свидетельством правомерности и практической применимости для расчетных работ уравнения (5.56), а следовательно, и исходного выражения (5.40).

Итак, приведенные выше расчетные данные и результаты их графического анализа дают основание считать выражение (5.40) математической моделью процесса разрушения горных пород при дроблении. Оно достаточно удовлетворительно отражает реальную картину изменения энергоемкости разрушения в зависимости от крупности продукта и может быть использовано при решении ряда инженерных задач, где требуется учет всех видов энергозатрат на дробление горных пород [18, 68]. Оно, в частности, пригодно для расчета производительности проектируемых дробилок и барабанных мельниц [29].

Проверим теперь применимость выведенного уравнения для определения энергозатрат на сокращение крупности апатита с учетом масштабного эффекта. С этой целью сравним их с расчетными

энергозатратами в областях дисперсности, для которых имеются надежные экспериментальные данные. Результаты соответствующих вычислений приведены в табл. 5.6, а их графические выражения представлены на рис. 5.3. Сопоставление данных указывает на их значительное расхождение как в области дробления, так и в области более высокой дисперсности продуктов разрушения. Причем расхождение в крайних точках графика достигает до 85-90%, что указывает на непригодность уравнения (5.40) для определения энергозатрат на сокращение крупности апатита.

Таблица 5.6

Соотношение между энергозатратами и сокращением крупности апатита (по уравнению 5.40)

$d, 10^{-3}, \text{м}$	1,0	0,8	0,7	0,5	0,3	0,2	0,1	0,075
$A_1, \text{Дж/кг}$	119,95	199,1	204,4	220,3	243,6	262,7	294,5	307,2
$A_2, \text{Дж/кг}$	14,01	17,54	20,10	28,32	47,40	71,25	142,7	190,4
$A_3, \text{Дж/кг}$	1,61	1,45	3,28	6,43	17,84	10,18	160,7	285,7
$A_0, \text{Дж/кг}$	204,2	219,2	227,9	255,1	308,9	374,2	598,0	783,3
$A_0, \text{кВт. ч/т} \cdot 10^{-2}$	5,67	6,09	6,33	7,08	8,58	10,39	16,61	21,76
$A_p, \text{кВт. ч/т}$	4,07	4,36	4,52	5,06	6,13	7,42	11,96	15,54

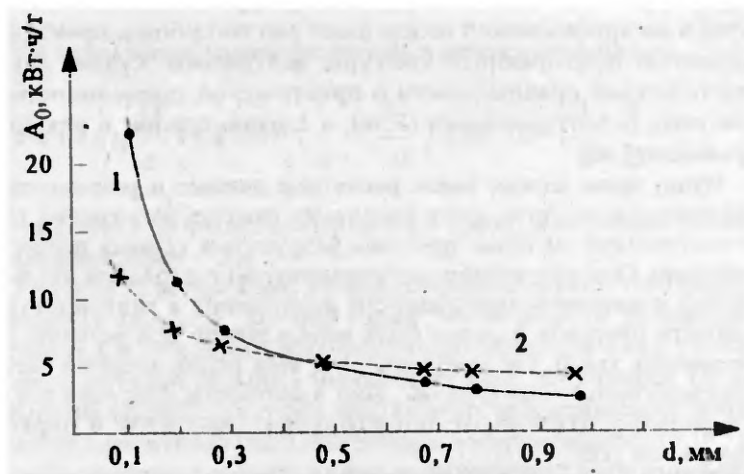


Рис. 5.3. График изменения удельного расхода энергии на сокращение крупности апатита: 1 — экспериментальный; 2 — по (5.40).

Произведем теперь оценку степени соответствия уравнения (5.49) реальной картине изменения энергозатрат на сокращение крупности апатита. При этом параметр масштабного эффекта K может быть найден из выражения [1]:

$$K_1 = [6 \pi \alpha G / (1-\nu)]^{1/2}, \quad (5.57)$$

где α — удельная поверхностная энергия.

Вычисления по известным величинам физико-механических параметров апатита показывают, что постоянная масштабного эффекта $K_1 = 82,17 \cdot 10^5 \text{ Н/м}^{3/2}$

В соответствии с этим расчетная формула приобретает вид:

$$A = 10,82 / g \frac{D}{d} + 0,68 \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + 35,66 \cdot 10^{-3} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right),$$

Результаты вычислений удельного расхода энергии в зависимости от конечной крупности продукта приведены в таблице 5.7 и представлены графически на рис. 5.4. Из них явно прослеживается достаточно удовлетворительное соответствие вычисленных данных результатам экспериментов практически на всем протяжении рассматриваемого интервала дисперсности. Иначе говоря, в случае хрупкого разрушения твердых материалов уравнение (5.49) достаточно полно описывает действительное изменение удельных энергозатрат в процессе сокращения

Таблица 5.7

Удельный расход энергии на сокращение крупности апатита по уравнению (5.49)

$d \cdot 10^{-3}, \text{ м}$	1,0	0,8	0,7	0,5	0,3	0,2	0,1	0,075
$A'_1, \text{ Дж/кг}$	188,7	199,3	204,6	220,6	243,9	269,9	294,8	307,5
$A'_2, \text{ Дж/кг}$	181,1	201,8	229,1	275,7	364,8	448,7	639,2	738,7
$A'_3, \text{ Дж/кг}$	343,7	431,0	493,8	699,7	1157,4	1741,5	3488,8	4652,6
$A'_0, \text{ Дж/кг}$	713,5	841,1	927,6	1189,1	1766,5	2453,2	4422,8	5622,8
$A'_0 \cdot 10$ кВт. ч./т	19,82	23,36	25,76	33,22	49,07	68,14	122,85	158,29
$A'_p, \text{ кВт. ч./т}$	3,00	3,54	3,90	5,00	7,43	10,32	18,61	23,98

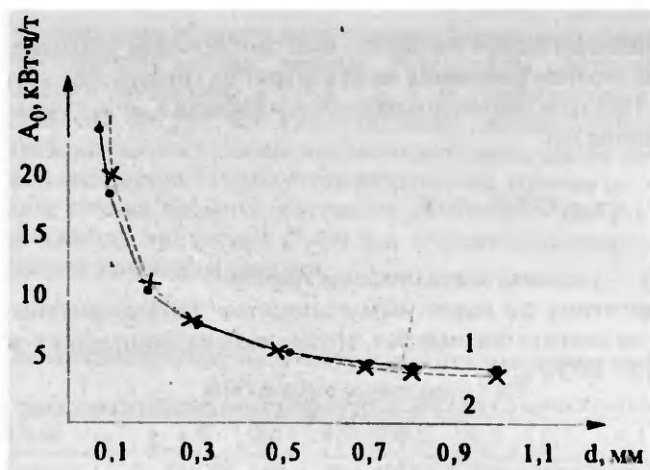


Рис. 5.4. График изменения удельного расхода энергии на сокращение крупности апатита: 1 — экспериментальный; 2 — по (5.49).

крупности апатита. Полученные при этом результаты подтверждают при этом формулы (5.57) для определения числа значения параметра масштабного эффекта K_1 .

Таким образом, анализ вычисленных по уравнению (5.49) данных даст основание утверждать, что это соотношение может служить математической моделью энергоемкости разрушения апатита и других хрупких материалов при дроблении и измельчении.

Этот вывод подкрепляется и данными табл. 5.8, где приведены

Таблица 5.8

Удельный расход энергии на сокращение крупности апатита

d, м	10^{-1}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}	10^{-7}	10^{-8}
A'_1 , Дж/кг	84,4	84,4	188,0	293,6	399,2	504,8	610,4	716,0
A'_2 , Дж/кг	12,45	39,42	178,5	638,8	2,08 · 10^3	6,63 · 10^3	2,1 · 10^4	6,7 · 10^4
A'_3 , Дж/кг	2,9	29,2	344,1	3,49 · 10^3	3,5 · 10^4	3,5 · 10^5	3,5 · 10^6	3,5 · 10^7
A'_4 , Дж/кг	97,75	151,02	710,6	4,43 · 10^3	3,75 · 10^4	3,75 · 10^5	3,52 · 10^6	3,51 · 10^7
A'_5 , кВт·ч/г	27,2 · 10^{-3}	41,9 · 10^{-3}	19,7 · 10^{-2}	1,23	10,04	99,2	9,8 · 10^2	9,8 · 10^3
A'_6 , кВт·ч/г	0,55	0,85	4,01	25,3	203,2	2 · 10^3	1,99 · 10^4	1,99 · 10^5

результаты тестирования того же уравнения (5.49) в широком интервале дисперсности продукта. Они представлены также графически (рис. 5.2). Из него видно, что удельные энергозатраты на сокращение крупности апатита, в отличие от расхода энергии на измельчение кварца и кальцита, растут в логарифмической шкале линейно. Такой ход зависимости обуславливается третьей составляющей (5.49), напоминающей формулу закона Риттингера, так как ее численное значение в области высокой дисперсности намного превышает сумму первых двух слагаемых.

В целом характер изменения энергозатрат с ростом степени разрушения и в этом случае подтверждает гипотезу Хукки, правомерность и практическую применимость уравнения (5.49), его соответствие реальной картине разрушения хрупких минеральных образований в процессе сокращения их крупности.

5.5. Зависимость вновь образующейся поверхности от энергозатрат

В ряде отраслей промышленности — в машиностроительной, химической, строительной и др. ставится задача получения тонких и сверхтонких порошков, например, при производстве твердых иттиных материалов на ферритной основе. При этом мерой дисперсности продукта служит вновь образующаяся при разрушении твердых тел удельная поверхность ΔS , а мерой эффективности действия разрушающего устройства — удельные энергозатраты A_0 .

Ввиду отсутствия теоретических разработок взаимосвязь между этими величинами пока что устанавливается опытным путем. В частности, экспериментами А.Д. Лесина и Р.В. Локшиной [51] доказано наличие прямо пропорциональной зависимости между вновь образующейся поверхностью и удельным расходом энергии, а также независимость этого соотношения от веса материала. Экспериментальными исследованиями зарубежных ученых Гросса, Циммерли, Вильсона, Таггарта и других также показано, что при измельчении кварца, пирита, сфалерита, кальцита, галенита во всех случаях наблюдается прямая пропорциональность между вновь образующейся поверхностью и удельным расходом энергии. В то же время угол наклона прямой оказывается различным для разных по природе материалов. Таким образом, зависимость работы от величины вновь образованной поверхности ΔS в полном соответствии с законом Риттингера может быть представлена в виде [38/

$$A = \alpha \Delta S, \quad (5.58)$$

где α — удельная поверхностная энергоемкость разрушения. Она зависит от физико-механических свойств материала, что прослеживается из данных табл. 5.9. Значительный разброс значений α , полученных по различным методам, объясняется трудностью определения удельной поверхностной энергии твердых тел.

Таблица 5.9

Удельная поверхностная энергия (10^{-7} Дж/см²) минералов

Метод определения	Твердость по шкале Мооса								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
По В.Д. Кузнецову	25	39	78	146	198	358	780	1080	1550
По теоретическим расчетам	80	150	220	400	700	1200	2500	4000	7000
По теплоте испарения	350	400	460	590	650	820	1000	1200	1600

Рассчитанные по формуле (5.58) с использованием данных табл. 5.8 энергозатраты в интервале дисперсности от 10^4 до 10^6 см²/2 приведены в табл. 5.10.

Однако ряд других исследователей отмечает закономерность такого утверждения только до определенного предела дисперсности продукта. Например, в опытах Мартина по измельчению кварца в барабанных мельницах установлена прямая пропорциональность образующейся поверхности удельным энергозатратам в пределах дисперсности до 270 м²/кг, после чего обнаруживается заметное отклонение от линейности. Причем наблюдается снижение скорости образования новой поверхности с дальнейшим ростом удельных энергозатрат.

На основе анализа экспериментальных данных для интервала дисперсности материала примерно от 200 м²/кг до 1200 м²/кг предлагается формула [57]:

$$A_0 = \varphi (\Delta S)^2, \quad (5.59)$$

где A_0 — удельный расход энергии; ΔS — вновь образованная удельная поверхность; φ — постоянная, зависящая от природы материала.

Отмечая приближенный характер этого соотношения, В.А. Олевский предложит следующую зависимость:

$$A_0 / g \frac{C}{A_i} = \frac{1}{K} \Delta S, \quad (5.60)$$

Таблица 5.10

Расчетная работа измельчения (Дж) минералов при различной дисперсности /38/

Минералы	Принятое значение $\sigma, 10^{-7}$ Дж/см ²	Дисперсность, см ² /г				
		1·10 ⁴	5·10 ⁴	1·10 ⁵	5·10 ⁵	1·10 ⁶
Алмаз	11400	11,4	57,0	114	570	11400
	1200	1,2	6,0	12	60	120
Корунд	1550	1,55	9,3	15,5	93	155
	7000	7,0	35,0	70,0	350	700
	1600	1,6	8,0	16,0	80	160
Топаз	1080	1,08	5,4	10,8	54	108
	4000	4,0	20	40	200	400
	1200	1,2	6,0	12	60	120
Кварц	780	0,78	3,9	7,8	39	78
	2200	2,2	11,0	22,0	110	220
	1000	1,0	5,0	10,0	50	100
Ортоклаз	358	0,36	1,8	3,58	18	35,8
	1200	1,2	6,0	12,0	60	120,0
	820	0,82	4,1	8,2	41	82,0
Апатит	176	0,19	1,0	1,86	10	186
	700	0,7	3,5	7,0	35	70,0
	650	0,65	3,25	6,5	32,5	65,0
Флюорит	146	0,15	0,73	1,5	7,3	15,0
	400	0,4	2,0	4,0	20,0	40,0
	590	0,59	2,95	5,9	29,5	59
Кальцит	78	0,08	0,39	0,78	3,9	7,8
	220	0,22	1,1	2,20	11,0	22,0
	460	0,46	2,3	4,60	23,0	46,0
Гашит	39	0,04	0,2	0,4	2,0	4,0
	150	0,15	0,75	1,5	7,5	15,0
	400	0,4	2,0	4,0	20,0	40,0
Тальк	25	0,025	0,125	0,25	1,25	2,5
	80	0,08	0,4	0,8	4,0	8,0
	350	0,35	1,75	3,5	17,5	35,0

где C и K — постоянные величины.

Из графического анализа данных, полученных по выражению (5.60) следует, что и оно относится к разряду приближенных формул. Подтверждение этому заметное расхождение данных от диаграммы Р.Т. Хукки.

В сравнительно новой работе М. Кислевина и К. Хофгла показано, что в логарифмической шкале соотношение между ΔS и A в значительном интервале дисперсности продукта представляет собой прямую линию, уравнение которой имеет вид [51]:

$$\Delta S \approx 1,05 A_0^{0,887} e^{\pm 0,159} \quad (5.61)$$

где ΔS выражена в $\text{см}^2/\text{г}$, а удельная работа в $\text{Дж}/\text{см}^3$.

Различие эмпирических уравнений объясняется очевидно тем, что каждое из них получено для определенной области дисперсности и узкого интервала крупности. Попытки теоретического обоснования и объединения их в один общий закон, охватывающий широкий интервал дисперсности материала пока что остаются безуспешными. Решению задачи может способствовать использование уравнений, выведенных с учетом особенностей разрушения горных пород и различных форм проявления масштабного фактора.

Как было установлено выше, для большинства горных пород удельная работа разрушения в зависимости от степени дробления определяется соотношением:

$$A_0 = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i} \lg \frac{D}{d} + \frac{\sigma_0 K}{E\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{K^2}{2E\rho} \left(\frac{1}{d^2} - \frac{1}{D^2} \right). \quad (5.62)$$

Поскольку вновь образующаяся удельная поверхность вычисляется по формуле:

$$\Delta S = \frac{6}{\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (5.63)$$

то искомая зависимость между ΔS и A может быть представлена в виде:

$$A = \frac{\sigma_0^2}{\rho \lg i} \lg \left(1 + \frac{\Delta S}{S_0} \right) + \frac{K}{6E} \left(\sigma_0 + \frac{K}{6} S_0 \right) \Delta S + \frac{\rho K^2}{72E} (\Delta S)^2. \quad (5.64)$$

где S_0 — начальная удельная поверхность.

Введя соответствующие обозначения, получим:

$$A = K_1 \lg \left(1 + \frac{\Delta S}{S_0} \right) + K_2 \Delta S + K_3 (\Delta S)^2, \quad (5.65)$$

где K_1, K_2, K_3 — новые постоянные.

Формула (5.64) позволяет, не прибегая к экспериментам, расчетным путем найти A с использованием физико-технических характеристик материала. В табл. 5.11 приведены результаты таких вычислений для начальной стадии процесса измельчения различных материалов. По этим данным построены графики зависимости ΔS от A (рис. 5.5 а). Из них нетрудно

Таблица 5.11
Изменение удельной поверхности с ростом энергозатрат
в начальной стадии измельчения

Материалы	Параметры	10^{-3}	$0,7 \times 10^{-3}$	$0,4 \times 10^{-3}$	10^{-4}	$0,7 \times 10^{-4}$	$0,4 \times 10^{-4}$	$0,3 \times 10^{-4}$
кварц	$\Delta S, \text{ м}^2/\text{кг}$	2,22	3,19	5,61	22,55	32,25	56,45	74,60
	$A, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$	6,04	6,67	7,88	14,05	17,97	31,20	44,70
апатит	$\Delta S, \text{ м}^2/\text{кг}$	1,79	2,57	4,52	18,17	25,97	45,47	-
	$A, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$	4,02	5,22	8,01	25,30	34,27	57,07	-
кальцит	$\Delta S, \text{ м}^2/\text{кг}$	2,12	3,05	5,36	21,56	30,82	53,96	71,30
	$A, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}$	1,11	1,31	1,83	8,30	14,20	38,00	63,9

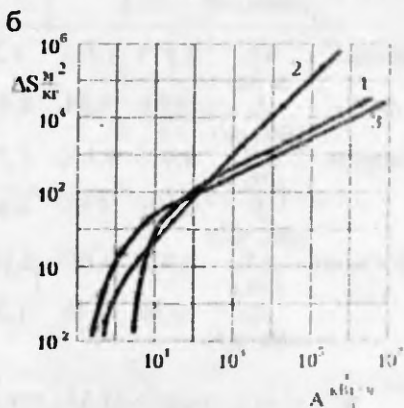
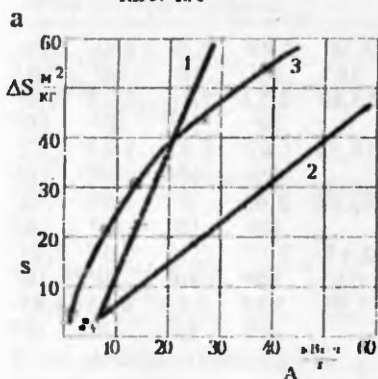


Рис. 5.5. Зависимость удельной поверхности материала от энергозатрат на сокращение крупности: в обычной (а), логарифмической (б) 1 — кварц; 2 — апатит; 3 — кальцит.

замечить, что пропорциональность удельного расхода энергии величине вновь образованной удельной поверхности у кварца наблюдается примерно до дисперсности $30\text{--}32\text{ м}^2/\text{кг}$, у апатита в несколько большем интервале – до $43\text{--}46\text{ м}^2/\text{кг}$, а у кальцита – до дисперсности $20\text{--}21,6\text{ м}^2/\text{кг}$.

Во всех случаях отклонения зависимости от линейной кривые имеют выпуклость, что указывает на замедление роста удельной поверхности с дальнейшим ростом удельных энергозатрат. Из графика, построенного для широкого интервала крупности (по данным табл. 5.12) видно, (рис. 5.5 в), что зависимость ΔS от A не остается линейной даже в логарифмической шкале. А это является свидетельством того, что поверхностная энергосмкость разрушения минеральных частиц не есть физическая константа материала.

Если такому утверждению в работе [68] дается качественное объяснение, то установленное соотношение (5.64) может служить его достаточно строгим математическим обоснованием. Оно является математической моделью энергозатрат на создание новой поверхности от уровня разрушения, размеров разрушаемых минеральных частиц.

Таблица 5.12

Взаимосвязь между удельной поверхностью и энергозатратами

Минералы	d, м Параметры	10^{-1}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-5}	10^{-6}	10^{-7}	10^{-8}
Кварц	ΔS , $\text{м}^2/\text{кг}$	0,019	0,188	2,2	$2,26 \cdot 10$	$2,26 \cdot 10^2$	$2,26 \cdot 10^3$	$2,26 \cdot 10^4$	$2,26 \cdot 10^5$
	A , кВт. ч./т	2,51	2,54	6,04	13,98	$2,52 \cdot 10^2$	$2,14 \cdot 10^4$	$2,12 \cdot 10^6$	$2,12 \cdot 10^8$
Апатит	ΔS , $\text{м}^2/\text{кг}$	0,015	0,152	1,79	18,20	$1,82 \cdot 10^2$	$1,82 \cdot 10^3$	$1,82 \cdot 10^4$	$1,82 \cdot 10^5$
	A , кВт. ч./т	0,55	0,85	4,01	25,03	$2,03 \cdot 10^2$	$2 \cdot 10^3$	$1,99 \cdot 10^4$	$1,99 \cdot 10^5$
Кальцит	ΔS , $\text{м}^2/\text{кг}$	0,018	0,179	2,123	$2,17 \cdot 10$	$2,17 \cdot 10^2$	$2,17 \cdot 10^3$	$2,17 \cdot 10^4$	$2,17 \cdot 10^5$
	A , кВт. ч./т	0,39	0,40	1,38	7,93	$5,05 \cdot 10^2$	$4,85 \cdot 10^4$	$4,85 \cdot 10^6$	$4,85 \cdot 10^8$

Из соотношения (5.64) следует, что в областях тонкого и

сверхтонкого измельчения материалов его третья составляющая значительно преобладает над остальными двумя слагаемыми. Удельную работу разрушения минеральных частиц в этом случае можно считать пропорциональной квадрату вновь образующейся поверхности. Это, вероятно, и было обнаружено экспериментально авторами работы [23, 42].

В тех интервалах дисперсности продукта, где преобладает второе слагаемое названного уравнения с некоторым приближением можно считать зависимость между удельной поверхностью и удельными энергозатратами линейной и из нее определить энергию, затрачиваемую на создание единицы новой поверхности. Такое определение показывает, что при сокращении крупности кварца от 20 мм до 1 мм удельная поверхностная энергия составляет 41 Дж/м². Практически к такому же результату пришли Гросс и Циммерли на основе калориметрических опытов при определении свободной поверхности энергии кварца.

Если принять расчетное значение - 41 Дж/м² за чистую работу образования новой поверхности и учесть, что реальные энергозатраты при этом составляют $0,76 \cdot 10^4$ Дж/м² [13], то из их сравнения следует, что на образование новой поверхности в процессе измельчения твердых минеральных образований затрачивается менее одной части общего расхода энергий. Такой анализ подкрепляет правомерность сделанных допущений относительно соотношения (5.64), наличие прямой пропорциональности между вновь образующейся при измельчении материала поверхностью и энергозатратами в указанном интервале крупности зерен. Аналитически эта взаимосвязь может быть представлена в форме:

$$A_0 = \frac{K}{2E\rho} \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right] \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right). \quad (5.66)$$

Откуда следует, что удельная поверхностная энергия равна

$$\alpha = \frac{K}{12E} \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right]. \quad (5.67)$$

и ее можно вычислить по известным физико-механическим характеристикам и крупности материала до и после измельчения.

Существенный вывод, следующий из соотношения (5.67), заключается в том, что величина удельной поверхностной энергии разрушаемого материала не есть физическая константа. Она возрастает с уменьшением размеров его зерен. А это, вообще говоря, не согласуется с основным принципом квазикрупного разрушения, гласящим: «Величина необратимой работы α , затраченной на образование единицы площади свободной поверхности тела при разрыве трещины, является постоянной материала, не зависит от нагрузок, формы и размеров тела» /74/.

В этой связи следует особо отметить, что выражение (5.67) подтверждает выводы автора /68/ о том, что концепция теории квазикрупного разрушения о постоянстве удельных энергозатрат на создание новой поверхности относится к абсолютно бездефектным твердым телам. Что же касается горных пород, которые таковыми не являются, то их удельная поверхностная энергия должна зависеть от степени сокращения крупности, от их уровня разрушения, имеющегося в процессе дробления в очень широких пределах: от макроскопического до атомного.

Поскольку соотношение (5.67) вытекает из общего уравнения удельных энергозатрат и его графическое представление практически совпадает с упомянутой диаграммой Хукки, можно утверждать, что оно отражает реальную картину изменения удельной поверхностной энергии разрушения твердых тел. Это является весомым вкладом в теорию определения удельной работы, затрачиваемой на образование новой поверхности в процессе дробления и измельчения минеральных образований.

Кроме того, раскрытие смысла коэффициента α в равенстве (5.67) открывает возможность установления численного значения другого параметра — коэффициента измельчаемости $K_{\text{и}}$. Для его определения можно воспользоваться зависимостью энергетической эффективности $\mathcal{E}$ от измельчаемости в виде $K_{\text{и}}$ /43/:

$$\mathcal{E} = \frac{K_{\text{и}}}{\frac{6}{\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right)} . \quad (5.68)$$

На основании уравнения (5.67) та же эффективность может быть выражена формулой

$$\Xi = \frac{1}{\frac{K}{2E\rho} \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right] \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right)} \quad (5.69)$$

Приравняв правые части уравнений (5.69) и (5.68), получим:

$$K_n = \frac{1}{\frac{K}{12E} \left[2\sigma_0 + K \left(\frac{1}{d} + \frac{1}{D} \right) \right]} \quad (5.70)$$

По зависимости (5.70) по заданным характеристикам минеральных образований рассчитывается их показатель измельчаемости, столь необходимый при определении производительности проектируемых барабанных мельниц. Как видно, предлагаемая методика полностью исключает постановку трудоемких экспериментов по вычислению K_n .

Таким образом, проведенные по уравнению (5.64) расчеты и полученные результаты для неограниченного интервала крупности — от крупного и среднего дробления до тонкого и сверхтонкого измельчения — дают основание считать, что создана математическая модель вновь образующейся удельной поверхности от энергозатрат на эти процессы. Она содержит в себе практически все основные элементы известных эмпирических соотношений, что повышает ее общность и применимость для широкого интервала дисперсности обрабатываемых полезных ископаемых.

5.6. Разупрочнение минеральных образований

Разрушение горных пород и руд в технологических процессах требует соответствующего расхода материальных и энергетических ресурсов. Например, на буровзрывную подготовку горной массы к выемке затрачивается до 35-45% всех расходов рудника. При обогащении полезных ископаемых на долю операций дробления и измельчения приходится до 40-60% капитальных и свыше 50% эксплуатационных затрат [47]. Высок при этом расход высококачественной стали, используемой в качестве породоразрушающих инструментов, шаров, стержней и футеровочных материалов.

В связи с этим к рассмотренным выше технологическим способам

материало- и энергосбережения следует присовокупить потенциал принципиально важного направления в области разрушения твердых тел — разупрочнение обрабатываемых горных пород воздействием на них различными видами внешних физических полей. Не вдаваясь в детали методов снижения прочности минеральных образований, следует отметить, что в этом случае действуют закономерности, присущие каждому из уровней разрушения материала. Поэтому удельный расход энергии на разрушение материала с учетом проявления масштабного эффекта может быть вычислен по выведенным выше формулам

$$A_1 = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i} \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + \frac{K_1 \sigma_0}{E\rho} \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) + \frac{K_1}{2E\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right), \quad (5.71)$$

при хрупком разрушении

$$A_0 = \frac{\sigma_0^2}{2E\rho \lg i} \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) + \frac{K \sigma_0}{E\rho} \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) + \frac{K^2}{2E\rho} \left(\frac{1}{d^2} - \frac{1}{D^2} \right). \quad (5.72)$$

Как видно, параметр σ_0 входит в первые две слагаемые суммарных энергизатрат. Это свидетельствует о повышении эффекта разрушения путем разупрочнения горных пород посредством их обработки различного рода излучениями.

Известны различные методы воздействия на объект внешними физическими полями. Одним из действенных, эффективных видов физических полей является электромагнитное излучение высокой частоты (В) и сверхвысоких частот (СВЧ). В этом случае в процессе облучения пород энергия высокочастотного электромагнитного поля переходит в тепловую энергию. Последняя, накапливаясь в минеральных сростках, образующих породу, приводит к повышению их температур. В результате в обрабатываемом объеме объекта создаются разнородные температурные поля в соответствии с соотношением:

$$T = \frac{2\pi / \epsilon_n \epsilon E_1^2 t \lg \delta}{C\rho}. \quad (5.73)$$

где f — частота, Гц; ϵ_0 — электрическая постоянная, Ф/м; ϵ — относительная диэлектрическая проницаемость среды; E_1 — напряженность электрического поля, В/м; t — время облучения, с; $\operatorname{tg} \delta$ — тангенс угла диэлектрических потерь; C — удельная теплоемкость, Дж/(кг·К); ρ — плотность минерала, кг/м³.

Так как в минеральных образованиях сложного состава плотности, электрические, тепловые свойства зерен сильно отличаются друг от друга, то это приводит, соответственно, к различным линейным и объемным расширениям. Это иллюстрируют данные табл. 5.13, которая заимствована из работы /55/.

Таблица 5.13

Физические параметры железистого кварцита
и составляющих минералов

Порода	ϵ	$\operatorname{tg} \delta$	$C \cdot 10^3$ Дж/(кг·К)	$\rho \cdot 10^3$ кг/м ³	$E \cdot 10^{10}$ Па	ν	$\sigma_{\text{сж}}$ МПа	σ_r МПа	$\sigma \cdot 10^{-5}$ К ⁻¹
Железистый кварцит	8	0,100	0,72	3,72	12,0	0,20	280	16	1,2
Магнетит	68	0,400	0,60	4,70	10,5	0,20	52	14	1,6
Гематит	25	0,010	0,63	5,10	21,2	0,14	60	6	0,8
Кварц	5,1	0,009	0,85	2,66	9,6	0,08	400	21	1,3

Время обработки породы, необходимое для ее нагрева до температуры, не превышающей 150°C, составляло 0,3 с. Выбранное значение напряженности $E_1 = 100$ кВ/м, $f = 3 \cdot 10^8$ Гц, а скорости роста температуры, вычисленные по формуле (5.73), равнялись $T_k = 2,13$ к/с, $T_m = 513$ к/с и $T_r = 8,15$ к/с соответственно для кварца, магнетита и гематита. В результате в обрабатываемом объеме породы возникают внутренние термические напряжения $\sigma_r > \sigma_{\text{сж}}$, приводящие к образованию многочисленных трещин, преимущественно по границам раздела минералов. Следовательно, разрушение таких пород будет происходить со значительно меньшими энергозатратами, чем при отсутствии воздействия высококачественных электромагнитных излучений.

Разрушение горных пород, предварительно обработанных энергией СВЧ, также происходит с большей интенсивностью по сравнению с необлученными. Возникающие при этом термо-упругие напряжения порождают в данном объеме породы систему трещин, образующихся в основном по плоскостям спайности. Разрушение такого материала при

технологической переработке осуществляется с наименьшими энергозатратами.

Результаты экспериментов по обработке магнетитовых руд, поступающих на дробление и измельчение энергией СВЧ, показали, что производительность процесса при этом повышается на 5-7%. Кроме того, наблюдалось значительное улучшение в селективности раскрытия минеральных сростков.

Среди других физических методов воздействия на исходное минеральное сырье особое место занимает метод использования энергии релятивистских электронных пучков [74]. Известен способ обработки сырья непрерывным пучком ускоренных электронов (НПУЭ). Предполагается, что такое воздействие на материал приводит к росту дефектности его структуры и, тем самым, к снижению механической прочности. По приведенным экспериментальным данным обработки цементного клинкера НПУЭ повышает производительность оборудования на 24%.

Однако данный метод обладает рядом существенных недостатков, к которым относятся: высокий расход энергии на создание и поддержание стабильного непрерывного электронного пучка в зоне контакта и излучения с обрабатываемым материалом; недостаточно высокая интенсивность структурных изменений, происходящих под действием НПУЭ.

Существует также способ получения порошков путем облучения исходного материала импульсным пучком релятивистских электронов. При этом обработке подвергаются крупнодисперсный порошок или небольшие куски объекта, предварительно прошедшие операции дробления и крупного измельчения.

Существенное повышение производительности дробильного, измельчительного оборудования, снижение энергозатрат на эти операции достигается при обработке минерального сырья импульсным пучком ускоренных электронов при перемещении его на конвейерной ленте. При этом за счет воздействия энергии электронов имеет место нагрев пород, который приводит к образованию в кусках сети трещин вследствие разлущивания коэффициентов расширения минеральных зерен. Такие куски пород под действием механической нагрузки разрушаются с гораздо меньшей затратой энергии, чем при отсутствии обработки. Процесс

регулируется путем поддержания необходимого температурного поля в обрабатываемой породе, непрерывности подачи ее в зону облучения и механического воздействия. Это способствует значительному росту производительности дробильного (измельчительного) оборудования и заметному снижению энергозатрат на переработку минерального сырья.

Источником таких электронов может служить ускоритель ЭЛИТ-1Б конструкции Института сильноточной электроники СО АН СССР, промышленный вариант которого имеет следующие параметры: энергия электронов 1 МэВ, длительность импульса $3 \cdot 10^{-8} - 2 \cdot 10^{-7}$ с, скважность 10 Гц. Габариты: высота 2 м, максимальный горизонтальный размер 1,8. Ускоритель легко может встраиваться в технологические линии первичной переработки минерального сырья.

Развертка пучка дает полосу $50-3 \text{ см}^2$ на расстояние 20 см от входного окна. Облучение кусков горных пород ведется при поглощаемой материалом дозе за импульс в пределах от 10 до 100 Дж/см³. Скорость конвейерной ленты в пределах 0,03—0,15 м/с.

Под действием сильноточных импульсных электронных пучков в твердых телах возникают ударные волны, обуславливаемые кратковременностью ввода энергии в поверхностный слой. Давление, порождающее ударные волны, в первом приближении может быть определено из выражения

$$P = 0,3 q^{2/3} \rho^{1/3}, \quad (5.74)$$

где q — плотность потока энергии; ρ — плотность вещества.

Сжатие и сдвиг, возникающие в точке контакта электронного луча с поверхностью объекта, передаются от одного элемента среды к другому с различными скоростями распространения. При этом в полиминеральной среде под воздействием волны возникают разные напряжения. Многократное отражение волн от поверхностей объекта приводит к образованию трещин по слабым местам и границам спайности зерен материала. Образование и росту микротрещин сильно способствуют растягивающие напряжения, поскольку сопротивление горных пород к разрыву в десятки и более раз меньше сопротивления сжатию.

Развитие трещин в горных породах происходит скачкообразно. Это обусловлено квантовым разрывом связей, характерных для микроуровня разрушения минеральных частиц. Квант скачка трещины зависит от физико-механических свойств вещества, его структурных особенностей.

Например, для угля он определяется формулой:

$$\Delta l = \frac{G}{(1-\nu)} \alpha \tau_0^{-2}, \quad (5.75)$$

где G — модуль сдвига; ν — коэффициент Пуассона; α — поверхностная энергия; τ_0 — постоянная Шмидта.

Расчеты, проведенные с использованием усредненных значений указанных параметров показывают, что $\Delta l = (3+12) \cdot 10^{-9}$ м.

Каждый квант скачка трещин, являющийся константой материала, сопровождается импульсным излучением энергии. Тогда, в соответствии с законами квантовой физики, должно иметь место и поглощение энергии порциями (квантами) при формировании предельного состояния деформируемого твердого тела. При этом согласно (5.75) каждый конкретный материал должен обрабатываться порциями энергии, достаточными для разрыва связей, характерных соответствующему уровню разрушения.

Не менее эффективным механизмом ослабления прочности твердых материалов под действием релятивистских электронных пучков является быстрый нагрев поверхностного слоя облучаемой массы — термоудар. Скорость нагрева при этом может быть доведена до 10^{10} К/с. В результате возникают термические напряжения, превышающие пределы прочности материала и приводящие к растрескиванию, образованию трещин и разрушению обрабатываемого тела.

Для характеристики стойкости материалов к термоудару вводится параметр

$$K = \frac{\sigma_p}{\alpha E} \left(\frac{\lambda}{\rho C} \right)^{1/2}, \quad (5.76)$$

где σ_p — предел прочности на растяжение; λ — коэффициент теплопроводности; α — температурный коэффициент расширения; E — модуль Юнга; ρ — плотность вещества; C — удельная теплоемкость.

Параметр K , как видно, зависит от физико-механических свойств материала. Поскольку горные породы — полиминеральная среда, состоящая из различных по составу и физической природе частиц, то трещины в них образуются преимущественно по границам зерен.

Существует еще один механизм ослабления предела прочности твердых тел — электростатический. Суть его заключается в вводе и

накоплении энергии в обрабатываемом объекте пучками заряженных частиц. Причем центрами формирования объемных зарядов являются всевозможные неоднородности, в частности, имеющиеся или возникающие под внешним воздействием в твердом теле микротрещины. Кулоновские силы отталкивания противоположных берегов трещины при этом способствуют росту ее длины. Из условия обеспечения минимально необходимой силы отталкивания и критерия критической длины Гриффитса следует, что наименьший электрический заряд, при котором формируются трещины, определяется из выражения:

$$Q_{кр} = \left(\frac{\pi l E \gamma}{1 - \nu^2} - P_0 \pi l \right)^{1/4} (\epsilon_0 \epsilon)^{1/2} 3d, \quad (5.77)$$

где l — длина трещины; E — модуль Юнга; γ — удельная поверхностная энергия; ν — коэффициент Пуассона; P_0 — напряжение внешних сил искулоновского происхождения; ϵ_0 — электрическая постоянная; ϵ — диэлектрическая проницаемость вещества; d — ширина трещины.

При условии $P_0 = 0$ критический заряд равняется

$$Q = \left(\frac{\pi l E \gamma}{1 - \nu^2} \right)^{1/4} (\epsilon_0 \epsilon)^{1/2} 3d, \quad (5.78)$$

Расчеты, выполненные для днабаза показывают, что заряд, вносимый в объем импульсными пучками ускоренных электронов при пороговом значении плотности пучка $\Phi \cong 10^{18}$ электрон/м² вполне сравним с величиной $Q_{кр}$, полученной по формуле (5.77). Это подтверждает правомерность сделанных выше предположений и допущений при обосновании величины критического заряда.

В случаях, когда все три механизма снижения предела прочности действуют во взаимосвязи друг с другом, достигается высокая производительность обработки, наименьшая поглощаемая материалом доза облучения (от 10 до 100 Дж/см³ против 100 — 10000 Дж/см³), исключается необходимость в создании вакуума или среды из инертных газов. В процессе дальнейшей переработки уменьшается степень перемеления материала, улучшаются степень раскрытия минеральных сростков и все показатели обогащения. Эти выводы подтверждаются данными табл. 5.14, 5.15. В экспериментах облучению

импульсными пучками ускоренных электронов подвергались образцы гранодиоритов Кайрактинского и Акчатауского месторождений Центрального Казахстана. В качестве источника воздействия использовался высокоточный ускоритель «Кальмар» Института атомной энергии имени И.В. Курчатова, (г. Москва). Образцы пород до и после обработки электронным излучением испытывались на прессе 2ПГ50 по стандартной методике. Параметры обработки и показатели разрушения образцов пород приведены в табл. 5.14, 5.15.

Таблица 5.14

Параметры обработки и показатели разрушения пород

Образец и его состояние	Поглощаемая доза, кДж/кг	Мощность дозы, кВт/кг	Удельная работа, кВт. ч/т	Удельная производительность, кг/кВт. ч
А 1	-	-	2,143	468
	17,3	$0,865 \cdot 10^{-7}$	0,816	1226
Б 1	-	-	2,290	437
	23,1	$1,156 \cdot 10^{-7}$	0,394	2538
С 1	-	-	1,120	893
	26,7	$1,335 \cdot 10^{-7}$	0,499	2004
Д 1	-	-	3,002	331
	302,0	$1,510 \cdot 10^{-8}$	1,78	926
Е 1	-	-	2,770	362
	318,0	$1,586 \cdot 10^{-8}$	1,631	764

Примечание: 1, 2 — соответственно, состояние образца до и после обработки

Таблица 5.15

Параметры контрольных и обработанных ИПУЭ образцов пород

Образец и его состояние	σ , Па	$\sigma_n / \sigma_{об}$	$A_n / A_{об}$
А 1	$1,13 \cdot 10^8$	2,41	6,23
	$0,47 \cdot 10^8$	.	
С 1	$7,91 \cdot 10^7$	1,497	2,299
	$5,28 \cdot 10^7$		
Е 1	$1,29 \cdot 10^8$	1,67	2,79
	$0,78 \cdot 10^8$		

Зависимость удельной производительности размольного оборудования от величины поглощенной дозы представлена на рис. 5.6. Как видно из графика, максимум эффекта приходится на поглощенную дозу в области 23-24 кДж/кг. Левая ветвь кривой падает довольно круто, в то время как правая -- имеет достаточно пологий вид.

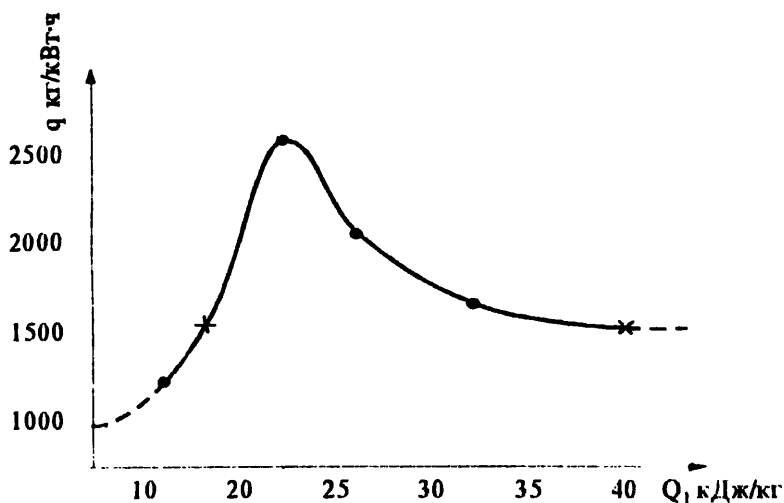


Рис. 5.6. Зависимость удельной производительности q от поглощенной дозы Q .

Границы кривой ограничены значением удельной производительности равным $1,5 \cdot 10^3$ кг/кВт·ч. Этим границам левой ветви кривой соответствует поглощенная доза 19 кДж/кг, а в правой 40 - 41 кДж/кг, граничные значения мощности дозы соответственно будут равны: нижнее --- $1,0 \cdot 10^{-7}$ кВт/кг, верхнее --- $1,5 \cdot 10^{-7}$ кВт/кг. В случаях, когда параметры обработки ИПУЭ превышают указанные верхние пределы, в зоне действия излучения на поверхности горючих пород возникают кратеры с расплавленным верхним слоем. Они вызывают ослабление ударных волн и приводят к снижению производительности процесса. Последнее имеет место и тогда, когда величина поглощенной дозы и мощности меньше нижнего предела. Таким образом, параметры обработки импульсными пучками ускоренных электронов имеют оптимальную область, которая устанавливается в каждом конкретном случае индивидуально.

Данные табл. 5.15 показывают, что у обработанных ИПУЭ пород

прочность на сжатие по сравнению с контрольными снижается в 1,49 — 2,41 раза, а работа разрушения — в 2,79—6,23 раза. Предварительная обработка твердых полезных ископаемых электронными лучами приводит к весьма существенному снижению расхода энергии. Породы разрушаются при приложении меньших внешних усилий, поэтому повышается производительность породоразрушающих устройств, о чем свидетельствуют данные табл. 5.16. К положительным эффектам воздействия на породы различных физических полей следует отнести уменьшение износа трущихся поверхностей дробильных установок, мельниц тел — стальных шаров и стержней. Кроме того, возникающие при этом преимущественно по плоскостям спайности минеральных зерен трещины способствуют лучшему раскрытию минеральных сростков и, следовательно, повышению извлекаемости ценных полезных компонентов.

Таблица 5.16

Влияние обработки пород ИПУЭ на результаты сокращения крупности

Класс крупно- сти, мм	Пробы	Частный выход, %							
		дробление				измельчение			
		№ 1		№ 3		№ 1		№ 3	
		н/о	о	н/о	о	н/о	н/о	н/о	о
1,6		1,0	0,5	0,6	0,5				
0,85		38,5	31,5	31,4	32,4				
0,60		14,5	12,4	13,2	15,3	1,2			
0,42		9,4	8,9	9,0	9,7	2,2	1,9	0,7	0,2
0,315		7,4	7,7	8,0	7,5	5,1	3,3	1,6	2,8
0,200		9,3	10,0	10,0	19,5	18,5	16,0	14,3	16,0
0,150		0,4	5,0	4,6	4,3	8,6	12,3	12,0	14,1
0,105		9,7	6,9	8,2	5,2	23,9	20,1	23,4	21,2
0,075		1,1	2,5	2,2	1,7	7,3	7,6	8,2	7,3
-0,075 крист.		2,8	2,1	3,8	1,0	5,6	5,2	5,4	5,5
-0,075 аморф.		5,9	12,5	9,0	13,0	27,2	33,2	34,4	32,9
Сумм. выход класса - 0,0									
0,075		8,7	14,6	12,8	14,0	32,8	39,8	39,3	38,4

Примечание: 1. Дроблению на щековой дробилке подвергнуты пробы из продуктов раздвигания на прессе. 2. Измельчению в шаровой мельнице в течение 10 минут подвергнуты пробы весом 250 г. крупностью + 2,00 мм, отобранные из продуктов щековой дробилки.

Заключение

Технологические процессы, связанные с разрушением горных пород в горно-металлургической, энергетической, строительной, химической и других отраслях промышленности, являются довольно энергоемкими. Например, на взрывную подготовку горной массы к выемке затрачивается до 45% всех рудничных расходов, а на дробление и измельчение полезных ископаемых при обогащении и того больше. В зависимости от поставленных задач удельный расход энергии на технологические процессы дробления и измельчения колеблется от нескольких кВт. ч/т до 10^5 кВт. ч/т и более. Поэтому изыскания, направленные на разработку и внедрение энергосберегающих технологий разрушения горных пород, представляют собой важнейшую научно-техническую проблему.

Решение проблемы будет результативным, если в каждом рассматриваемом процессе полнее использовать особенности механизма разрушения естественных твердых тел при воздействии на них различных физических полей. Как показали рассмотренные выше теоретические исследования, для каждого уровня (макроскопического, микроскопического и субмикроскопического) разрушения присущ свой механизм разрыва различных по физической природе связей, что в конечном счете предопределяет энергоемкость разрушения. Поиск состоит в создании технических средств и технологий, при которых максимально реализуются преимущества указанных механизмов.

В случае подготовки горной массы к выемке для выбора ресурсосберегающей технологии взрывных работ на основе изучения прочностных, упругих свойств пород, структурных характеристик массива составляется их классификация по степени взрываемости. Исходя из конкретных требований к качеству дробления, для каждого типа пород на основе предлагаемого в работе принципа рационального размещения заряда ВВ в массиве назначаются конкретные параметры расположения зарядов и схемы их взрывания. Окончательное решение принимается на основе оценки конечной экономической эффективности (включая процесс механического дробления руд) конкурирующих вариантов.

Следует подчеркнуть, что качество взорванной горной массы, характеризующееся реальной кусковатостью и распределением кусков по размерам в забое, оказывает решающее влияние на результаты работы всех последующих технологических звеньев. Например, недостаточная степень дробления пород приводит к резкому снижению

производительности горно-транспортного, дробильного оборудования, увеличению их аварийности, ухудшению энергетических показателей процессов добычи и обогащения руд. Все перечисленное указывает на ведущее место кусковатости взорванных горных пород в технологии переработки минерального сырья.

Выбор научно-обоснованной энергосберегающей технологии дробления и измельчения может быть осуществлен на основе разработанной математической модели разрушения кусков пород, которая удачно взаимоувязывает физико-механические свойства материала, степень его разрушения, гранулометрические характеристики исходного сырья и конечного продукта с затратами энергии на дробление.

Минимум энергозатрат обеспечивается при самоизмельчении дробимого сырья и в дробильных установках нового поколения. В этих случаях по сравнению с измельчением в шаровых и стержневых мельницах достигается экономия не только электроэнергии, но и мелющих тел, уменьшается переизмельчение руды, т.к. разрушение кусков идет преимущественно по межзерновым контактам, повышается извлекаемость полезных компонентов. Высокие скорости соударения частиц руды в струйных мельницах увеличивают к.п.д. измельчителя, его производительность и энергонасыщенность. Эффективность струйного измельчения значительно повышается, если в качестве энергоносителя использовать высокотемпературные газовые струи продуктов сгорания топлива.

Принципиально важным направлением в области уменьшения энергоемкости разрушения твердых естественных образований является их разупрочнение воздействием на них различными видами физических полей. В этом случае задействуют все механизмы разрыва связей между частицами пород, присущие каждому из уровней разрушения материала. Результативным видам физических полей относятся электромагнитное излучение высокой частоты и сверхвысоких частот, использование энергии релятивистских электронных пучков, непрерывных пучков ускоренных электронов и т.д.

Совместное использование перечисленных технических средств и технологий позволит существенно снизить энергозатраты на переработку минерального сырья.

Литература

1. Авербах Б.Л. Некоторые физические аспекты разрушения / / Разрушение. / Под ред. Г.М. Либовица. — М.: Мир, 1973, Т. 7. с.417—504.
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. Баранов Е.Г., Тангаев И.А. Энергетический принцип анализа и оптимизации технологических процессов добычи и рудоподготовки // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. — 1989. — № 4. — с. 44— 57.
6. Барон Л.И. Кусковатость пород и методы ее измерения. М., 1960. 124 с.
7. Барон Л.И., Хмельковский И.Е. Разрушаемость горных пород свободным ударом. — М.: Наука, 1971, 203 с.
8. Баум Ф.А. Процессы разрушения горных пород взрывом. — В кн.: Взрывное дело. М., 1963, № 52/9, с. 262—285.
9. Беляев Н.М. Сопротивление материалов. М., 1976. 608 с.
10. Бонд Ф.С. Законы дробления. — Труды Европейского совещания по измельчению. — М.: Стройиздат, 1966. — с. 199—205.
11. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. М., 1964. 576 с.
12. Власов О.Е., Смирнов С.А. Основы расчета дробления горных пород взрывом. М., 1962. 104 с.
13. Гапонов Г.В., Ревницев В.И. К вопросу об оптимизации процессов измельчения // Обогащение руд. — Л., 1985, — с. 2 —5.
14. Демидюк Г.П., Роголис 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.
15. Докучаев М.М., Галимуллин А.Т., Турута Н.У., Зайцев М.М. Взрывание наклонными скважинными зарядами на карьерах. М., 1971. 207 с.
16. Друкованый М.Ф. Методы управления взрывом на карьерах. М., 1973. 415 с.
17. Дубынин Н.Г., Рябенко Е.П. Отбойка руды зарядами

скважин различного диаметра. Новосибирск, 1972. 136 с.

18. Ерофеев И.Е. Повышение эффективности буровзрывных работ на рудниках. — М.: Недра, 1988. — 271 с.

19. Зволинский Н.В., Подьяпольский Г.С., Флитман Л.Н. Теоретические аспекты о взрыве в грунте. — изд. АН СССР. Физика Земли, 1973, № 1, с. 28/74.

20. Ильницкая Е.И., Тедер Р. И., Ватолли Е.С., Кунтыш М.Ф. Свойства горных пород и методы их определения. М., 1969. 392 с.

21. Казаков Н.Н. Взрывная отбойка руд скважинными зарядами. М., 1975. 190 с.

22. Качанов Л.М. Основы теории пластичности. М., 1969. 420 с.

23. Кондауров В.И. Мухамадиев Ш.А., Никитин Л.В., Выжак Е.И. Механика разрушения горных пород. — М.: Наука, 1987. — 218 с.

24. Корявов В.П. О зоне и фронте трещин в упругом теле под действием давления. — ПМТФ, 1965, т. № 6, с. 87—96.

25. Кузнецов В.М. Математические модели взрывного дела. Новосибирск, 1977. 262 с.

26. Кутузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. М., 1973. 311 с.

27. Кушпанов М.С. Обобщенный закон дробления и масштабный фактор // Интенсификация технологических процессов в металлургии и Обобщении рудцветных металлов. — Алма-Ата: Каз. ПТИ, 1985. — с. 110—113.

28. Кушпанов М.С. О влиянии масштабного эффекта на энергоемкость измельчения горных пород и руд. // Изв. Вузов. Горный журнал. — 1987. — № 8. — с. 113—115.

29. Кушпанов М.С. К расчету производительности мельниц // Цветные металлы. — 1988. — № 12. — с. 78-80.

30. Кушпанов М.С., Уваков А.В. Кинетика измельчения пород в гидроструйном аппарате. Сб. «Металлургия и обогащение» МВ и ССО Каз. ССР, 1969, Вып. 5. — с. 148—152.

31. Кушпанов М.С., Уваков А.Б. Измельчение марганцевых руд гидроструйным методом. Сб. «Металлургия и обогащение» МВ и ССО Каз. ССР, 1972, Вып. 7. — с. 159—161.

32. Линч А. Дж. Циклы дробления и измельчения. Моделирование, оптимизация, проектирование и управление / Пер. с англ. — М.: Недра, 1981. — 342

33. Лихтман В.И., Щукан Е.Д., Ребиндер П.А. Физико-

химическая механика материалов. — М.: Изд-во АН СССР, 1962. 304 с.

34. Мельников Н.В., Демидок Г.П. и др. Регулирование объемной концентрации энергии ВВ как средство интенсификации дробления горных пород взрывом. М., 1970. 114 с.

35. Механический эффект подземного взрыва. / В.Н. Родионов, В.В. Адушкин и др. / М., 1979, 200 с.

36. Митин В.Д. Разрушение горных пород в сторону массива при взрывной отбойке. — В кн.: Взрывное дело, М., 1969, № 67/24, С. 132—141

37. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. / В.М. Комир и др. / М., 1973, 215 с.

38. Молчанов В.И., Селезнева О.Г., Жирнов Е.Н. Активация минералов при измельчении. — М.: Недра, 1988, 208 с.

39. Мосинцев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., 1976. 271 с.

40. Никифоровский В.С., Шемякин Е.И. Динамическое разрушение твердых тел. Новосибирск, 1979. 272 с.

41. Оберт Л. Хрупкое разрушение горных пород // Разрушение. — М.: Мир, 1976, Т. 7. — с. 59—128.

42. Падуков Б.А., Антоненко В.А., Подолерский Д.С. Разрушение горных пород при ударе и взрыве. Л., 1971. 161 с.

43. Перов В.А., Андреев С.Е., Зверев В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. — М.: Недра, 1990. — 414 с.

44. Покровский Г.И., Фёдоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М., 1957. 276 с.

45. Протодьяконов М.М. Материалы для урочного приложения горных работ. М., 1926, ч. 1. 274 с.

46. Райнхарт Дж., Пирсон Дж. Взрывная обработка металлов. М., 1966. 392 с.

47. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. — М.: Недра, 1982. — 518 с.

48. Ракинцев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взрывающих пород на карьерах. — Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.

49. Ракинцев Б.Р., Кушпанов М.С. Общая закономерность энергоёмкости дробления горных пород // Вестник АН Каз. ССР, 1987. № 4. — с. 48—53.

50. Ракинцев Б.Р., Кушпанов М.С. Математическая модель

энергоёмкости разрушения горных пород // Изв. Вузов. Горный журнал. — 1990. — № 12. — 50—53 с.

51. Ракишев Б.Р., Кушпанов М.С. Зависимость между удельной поверхностью и энергозатратами при разрушении минеральных частиц // Вестник АН Каз. ССР, — Алма-Ата, — № 10. — с. 25-29.

52. Рац М.В., Чернышев С.И. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. М., 1970. 160 с.

53. Репин Н.Я. Подготовка и экскавация вскрышных пород угольных разрезов. М., 1978. 256 с.

54. Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. М., 1978. 541 с.

55. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1984. — 359 с.

56. Родиц Р.А. О гипотезах дробления. // Изв. Вузов. Горный журнал. — 1989. — № 4. — с. 71-79.

57. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твердой среде. — В кн.: Взрывное дело. М., 1974, № 73/30, с. 66—75.

58. Рубцов В.К. Изучение структурных особенностей массива горных пород применительно к взрывным работам. — В кн.: Взрывное дело. М., 1963, № 53/10, с. 31-36.

59. Рябухин Ю.С., Шальнов А.В. Ускорение пучки и их применение. — М.: Атомиздат, 1980. — 192 с.

60. Садовский М.А., Блохитинов Л.Г., Писаренко В.Д. О свойствах дискретности горных пород // Изв. АН СССР. Сер. Физика Земли. — 1982. — № 12. — с. 84-89.

61. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. М., 1972. 440 с.

62. Семишко В.М., Гольдберг Ю.С. Флотация марганцевых руд. — М.: Недра, 1970. — 216 с.

63. Серго Е.Е. Скорость разрушения и скольжения частиц железной руды в противоточных струйных мельницах. Изв. ДГИ, Т. 52. — М.: Недра, 1967. с. 57—62 с.

64. Соколов Е.Я., Зингер Н.М. Струйные аппараты. — М.: Энергоатомиздат, 1989. — 350 с.

65. Суханов А.Ф. Разрушение горных пород взрывом. — В кн.: Вопросы теории разрушения горных пород под действием взрыва. М., 1958, с. 61—76.

66. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. М., Недра, 1985, 350 с.

67. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. М., 1978. 184 с.
68. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. — М.: Недра, 1986. — 231 с.
69. 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.
70. Уваков А.Б. Шароструйное бурение. — М.: Недра, 1969, — 207 с.
71. Фадеев А.Б. Дробящее и сейсмическое действие взрыва на карьерах. М., 1972. 135 с.
72. Физика взрыва / Подред. К.П. Станюковича / М., 1975. — 704 с.
73. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. М., 1974. 223 с.
74. Черепанов Г.П. Механика разрушения горных пород в процессе бурения. — М.: Недра, 1987. — 308 с.
75. Чирков С.Е., Демидов А.Р. Способы измельчения и методы оценки их эффективности. — М.: Стройиздат, 1969. — 203 с.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	3
ГЛАВА 1. Разрушение горных пород при различных технологических процессах	5
1.1. Разрушение твердых тел при простых нагружениях	5
1.2. Механизм разрушения горных пород при бурении	11
1.3. Физическая сущность разрушения массива горных пород взрывом	22
1.4. Разрушение кусков полезных ископаемых при дроблении и измельчении	28
ГЛАВА 2. Основные свойства пород и критерии их	
разрушения при различных процессах	40
2.1. Упругие, прочностные свойства пород и трещиноватость горных массивов	40
2.2. Физическая характеристика взрываемости массива пород	48
2.3. Прочностная характеристика горных пород в условиях взрывного нагружения	53
2.4. Энергетический критерий разрушения горных пород	61
2.5. Теоретическая и реальная прочность твердых тел	72
2.6. Влияние размеров образцов пород на их прочность	79
ГЛАВА 3. Кусковатость взорванной горной массы	89
3.1. Предельный радиус цилиндрической взрывной полости	89
3.2. Определение размеров зон дробления	97
3.3. Расчет гранулометрического состава взорванной породы	103
3.4. Опытнo-промышленная проверка метода	111
3.5. Влияние свойств ВВ на кусковатость взорванной горной массы	118
ГЛАВА 4. Энергозатраты на взрывное разрушение массива пород	125
4.1. Методы оценки полезного не использования энергии взрыва	125
4.2. Определение скорости движения центра масс огбиваемой части массива	128

4.3. Кинематические характеристики разрушения массива горных пород	137
4.4. Затраты энергии взрыва на разрушение массива породы перемещение раздробленной массы	144
ГЛАВА 5. Энергозатраты на дробление кусков пород	156
5.1. Энергоемкость разрушения горных пород при дроблении	156
5.2. Математическая модель полной работы сокращения крупности пород	165
5.3. Коэффициент полезного действия при дроблении пород	172
5.4. Взаимосвязь между энергозатратами и сокращением крупности минерального сырья	175
5.5. Зависимость вновь образующейся поверхности от энергозатрат	183
5.6. Разупрочнение минеральных образований	191
Заключение	201
Литература	203

Научное издание

Баян Ракишевич Ракишев

**Энергоемкость механического
разрушения горных пород**

**Утверждено к печати Ученым Советом
Казахского Национального Технического
университета**

**Компьютерный набор и верстка
Д.А. Кайлбергенова**

**Оформление художника
А.М. Михайловского**

**Сдано в набор 10.01.98 г.
Подписано в печать 05.02.98 г.
Формат 60 х 90 1/16. Бум. тип. №
Гарнитура Печать офсетная
Усл. печ. л 13,2. Тираж 1000 экз.**

**Цена договорная.
Отпечатано
Издательство МП КП «Баспагер»**