

В. Н. МОСИНЕЦ

Дробящее  
и сейсмическое  
действие  
взрыва  
в горных  
породах

---



МОСКВА „НЕДРА“ 1976

Мосинец В. П. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., «Недра», 1976. 271 с.

В книге рассмотрены физические основы инженерных методов управления сейсмическим и дробящим действием взрыва в горных породах, отличающихся характером упруго-пластической деформации, механизмом разрушения и интенсивностью поглощения сейсмических волн.

Изложены важнейшие количественные параметры, характеризующие процесс дробления пород взрывом при горных работах и подготовке крепких руд к подземному выщелачиванию. Рассмотрен комплекс инженерных методов управления энергией взрыва, направленных на повышение его полезного использования, и приведены экспериментальные результаты их внедрения.

Рассмотрена физическая природа источника сейсмических колебаний на различных стадиях развития взрыва, дана оценка сейсмического действия взрыва в однородных, неоднородных и нарушенных массивах горных пород, определена область сейсмической тени и те критерии, которые характеризуют сейсмическую безопасность зданий, сооружений и горнотехнических объектов. Рассмотрен комплекс инженерных методов управления сейсмическим действием взрыва и приведены экспериментальные результаты их внедрения.

Книга рассчитана на специалистов, работающих в области народнохозяйственного использования энергии взрывов, инженерно-технических и научных работников, а также аспирантов и студентов, специализирующихся в этой области.

Табл. 36, ил. 82, список лит. — 52 назв.

М 30705—471  
043(01)—76 375—76

© Издательство «Недра», 1976

Выполнение планов развития народного хозяйства СССР связано с ежегодным увеличением объемов мирного использования энергии взрыва. В настоящее время только в горной промышленности СССР ежегодно с использованием энергии взрыва добывается около 2,2 млрд. м<sup>3</sup> горной массы. В ближайшие годы благодаря развитию горнодобывающей промышленности, гидротехнического и ирригационного строительства объем взрываваемой горной массы увеличится почти вдвое. Для подготовки взорванной горной массы таких объемов потребуется ежегодное потребление взрывчатых веществ (ВВ) стоимостью в сотни миллионов рублей, что свидетельствует о чрезвычайной народнохозяйственной важности повышения эффективности промышленных взрывов.

Особенностью развития промышленных взрывов в современных условиях является то, что наряду с выполнением таких уникальных взрывов, как взрыв в ущелье Медео при сооружении селезацитной плотины или взрыв в Байпазинском ущелье при создании напорной плотины гидроузла на р. Вахш, крупные заряды ВВ все шире применяют в решении повседневных задач горнодобывающей промышленности, когда одновременно взрывают заряды массой до 600 т на открытых горных работах и 60—100 т — на подземных. Недоиспользование энергии взрыва таких зарядов или недостаточный учет сейсмической опасности их действия могут отрицательно сказаться на экономических показателях добычных процессов горного производства.

Для открытых горных работ, преимущественно развиваемых в ближайшем будущем, новой является поточная технология разработки скальных горных пород, эффективность которой зависит прежде всего от успешного решения проблемы подготовки взорванной горной массы. Актуальность и необходимость внедрения поточного производства в горнодобывающей промышленности совершенно очевидны. Анализ показывает, что при сохранении цикличности производства и существующих транспортных схем повышение производительности труда горнорабочих может быть обеспечено лишь на 3—5% в год, и в ближайшие годы потребуется дополнительно привлечь в горную промышленность более 500 000 квалифицированных рабочих. В то же время высокая металлоемкость существующего технологического оборудования потребует

затрат металла около 12,5 млн. т при стоимости металлоконструкций более 3,5 млрд. руб. Внедрение же на карьерах технологических схем поточного производства обеспечивает рост производительности труда в 2—4 раза и снижение металлоемкости технологического оборудования непрерывного действия по сравнению с действующим почти в 6 раз. Достижимое при этом повышение производительности труда позволяет сократить численность дополнительно привлекаемых трудящихся до 90 000 человек. В решении этих проблем большое значение имеет подготовка взорванной горной массы заданного гранулометрического состава.

Новые требования в современных условиях предъявляются к взрывным работам и при подземной разработке месторождений, объем которой в ближайшие годы будет постоянно увеличиваться. Как свидетельствует отечественный и мировой опыт эксплуатации месторождений полезных ископаемых, запасы богатых месторождений, залегающих в благоприятных горно-геологических условиях, невосстановимо сокращаются, тогда как запасы бедных месторождений и месторождений, расположенных на относительно больших глубинах и в неблагоприятных горно-геологических условиях, практически неисчерпаемы. Эта тенденция формирует качественно новые представления о ресурсах горнодобывающей промышленности, основанных на необходимости вовлечения в производство все более бедных месторождений, разработка которых экономически целесообразна лишь при условии резкого совершенствования существующих и изыскания принципиально новых технологических процессов добычи полезных ископаемых.

В настоящее время известны сотни месторождений руд цветных и редких металлов, разработка которых по традиционной технологии нерентабельна. В то же время эти месторождения могут быть эффективно оработаны, например, способом подземного выщелачивания. Поскольку в основе процесса выщелачивания металла из руд лежит явление диффузии, то интенсивность процесса будет тем выше, чем больше площадь контакта рудного материала с выщелачивающим раствором, т. е. чем большую микро-макропустотность будет иметь разрушенный материал. Следовательно, решение задач подготовки горной массы с благоприятным для подземного выщелачивания гранулометрическим составом будет иметь первостепенное значение в общем совершенствовании подземных способов добычи металлов.

Таким образом, ведущая роль науки о взрыве в успешном внедрении новых технологических процессов на открытых и подземных горных работах совершенно очевидна. Вследствие этого понятен тот значительный интерес, который проявляется в последние годы к вопросам физики действия взрыва в горных породах, расчету и выбору рациональных параметров взрывных работ, определению оптимального ассортимента ВВ и общей рационализации взрывных работ.

В работах советских ученых Ф. А. Баума, Е. Г. Баранова, О. Е. Власова, Г. П. Демидюка, М. Ф. Друкованого, Ф. И. Кучерявого, Г. М. Ляхова, С. В. Медведева, Л. Н. Марченко, Н. В. Мельникова, В. Н. Родионова, А. Н. Ромашова, М. А. Садовского, Д. А. Хариша, А. Н. Ханукаева, Е. И. Шемакина и других заложены прочные теоретические основы механизма дробления горных пород взрывом и распространения сейсмических колебаний. Их выводы не всегда однозначны, а порой и противоречивы, что объясняется чрезвычайной сложностью явлений взрыва, но в целом их воззрения образуют единый свод знаний, характеризующий тем самым современное состояние науки о взрыве, с позиций которого значительно облегчается практическое решение многих народнохозяйственных задач.

Автор настоящей книги в течение многих лет занимался экспериментальным и теоретическим изучением действия взрыва в горных породах, результаты которых послужили основой разработки многочисленных инженерных методов активного управления энергией взрыва при решении разнообразных технологических задач. При подготовке книги процесс взрыва рассмотрен с использованием методики системного анализа, позволяющей расчленить единую систему явления взрыва на ряд подсистем, в каждой из которых возможно применение своих методов управления энергией взрыва. Комплексное сочетание этих методов позволяет достигнуть наиболее высоких показателей по дроблению горных пород и сейсмической защите сооружений. Экспериментальные материалы, полученные автором в последние годы, позволили иллюстрировать эффективность этих методов при решении конкретных технологических задач.

Изданием настоящей книги автор стремится оказать научно-методическую помощь работникам горного производства во внедрении современных достижений теории в практику. Критические замечания и пожелания по содержанию данной книги с благодарностью будут приняты автором и учтены при проведении дальнейших исследований.

Автор выражает глубокую признательность д-ру техн. наук А. Н. Ромашову за ряд ценных замечаний и рекомендаций, высказанных при рецензировании рукописи.

# ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

## Глава I

### МЕХАНИЗМ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Действие взрыва в горных породах характеризуется рядом специфических особенностей, затрудняющих создание единой физической модели процесса: нестационарный характер распространения поля напряжений, естественная неоднородность среды, отличие механических констант среды в статике и динамике, высокая скорость процесса деформации, высокие напряжения, появление в среде нарушений сплошности материала до окончательного завершения процесса. В сочетании с существенной разрозненностью и недостаточной систематизацией известных экспериментальных данных по изучению поля напряжений, с одной стороны, и характера деформаций — с другой, все это значительно затрудняет интерпретацию механизма разрушения горных пород взрывом на основе их деформационных свойств. Между тем эти явления имеют одну и ту же природу, что требует рассмотрения их в органическом единстве.

В настоящее время на основе глубоких теоретических работ по изучению полей напряжений в упругих, упруго-пластических и вязких средах [5, 8, 15, 18, 22, 26, 51], а также работ по оценке деформации твердых тел взрывом, развития трещин и разрушения сред при динамических нагрузках [10, 19, 36, 46, 50] представляется возможным создать физические основы управления энергией ВВ при их использовании в промышленных целях. Для этого представляется необходимым определенным образом обобщить исследования по изучению действия взрыва в горных породах с учетом основных закономерностей деформации горных пород и их напряженного состояния при взрывном нагружении.

#### § 1. Общие понятия и определения

В процессе чрезвычайно быстрого физического или химического превращения вещества или группы веществ, характерных для явлений взрыва, их потенциальная энергия переходит в механическую работу. Наиболее существенными признаками взрыва

являются три фактора: экзотермичность процесса, большая скорость его распространения и наличие газообразных продуктов взрыва под большим давлением. Только совокупность этих трех признаков придает физическому или химическому явлению характер взрыва.

Экзотермичность реакции является первым необходимым условием возникновения и развития взрывного процесса. Разогрев газообразных продуктов взрыва до температуры в несколько тысяч градусов и их последующее расширение происходят за счет тепловой энергии реакции: чем выше теплота реакции и скорость ее распространения, тем больше механическое действие взрыва. Теплота реакции является и критерием оценки работоспособности современных ВВ.

Большая скорость процесса является вторым характерным признаком взрыва, резко отличающим его от обычных химических реакций. Переход к конечным продуктам реакции происходит при взрывах за сотысячные или даже миллионные доли секунды, что определяет его энергетические преимущества по отношению к обычному горению химических веществ. При детонации ВВ, имеющих в своем химическом составе как горючие элементы, так и кислород, достигается несравненно более высокая объемная концентрация энергии, чем при горении горючих веществ, потребляющих кислород извне. Несмотря на то, что удельная теплота сгорания обычных горючих веществ (керосин, мазут) в 5—10 раз выше удельной теплоты ВВ (900—1800 ккал/кг), при медленном горении вещества происходит существенное рассеивание выделяемой энергии путем теплопроводности и излучения, что значительно снижает объемную плотность энергии в продуктах горения. Критерием оценки быстроты протекания процесса взрывчатого превращения служит линейная скорость распространения детонации по заряду, которая для современных ВВ составляет 2000—9000 м/с.

Химическая реакция таких неустойчивых термодинамических систем, как ВВ, сопровождается образованием большого количества газообразных продуктов, без которых невозможно ни достижение высокого давления, ни его разрушительный эффект. Эти продукты, находясь в начальной стадии взрыва в чрезвычайно сжатом состоянии, расширяясь, переводят потенциальную энергию ВВ в механическую работу. При нормальных условиях (давление  $P = 1$  бар,  $T = +15^\circ \text{C}$ ) на 1 кг промышленных ВВ образуется 700—900 л газов с температурой 3000—4000° С. Максимальные давления при этом достигают сотен килобар. Естественно, что в условиях протекания обычных химических реакций горения подобные давления недостижимы ввиду существенного рассеивания энергии как во времени, так и в пространстве.

Как следствие указанных особенностей взрывчатого разложения ВВ, его масса при взрыве превращается в газы, находящиеся под огромным давлением. Это давление взрыва, приложенное

к стенкам зарядной камеры, передается в другие точки среды в форме ударной волны, возникающей на границе раздела двух сред: заряд ВВ—среда. Ударной волной называется мгновенное возмущение среды, все параметры состояния вещества на фронте которого меняются скачком, а скорость его распространения превышает скорость звука в данной среде. Как любой сверхзвуковой процесс, процесс распространения ударной волны связан со значительными энергетическими затратами и физически возможен лишь до тех пор, пока давление на фронте ударной волны распространения ударной волны ограничена объемом, радиус которого составляет три—семь радиусов заряда.

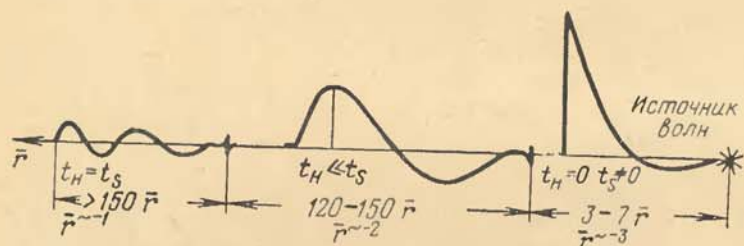


Рис. 1. Зоны распространения ударных волн, волн сжатия и сейсмических:

$t_H$  — время нарастания напряжений от 0 до max;  $t_S$  — время спада напряжений от max до 0;  $\bar{r}$  — относительный радиус заряда

В дальнейшем по мере выполаживания переднего фронта ударной волны в среде наблюдается ее переход в волну сжатия (рис. 1). Волной сжатия называется неупругое возмущение среды, все параметры состояния вещества на фронте которого меняются достаточно плавно, скорость распространения возмущения равна скорости звука в данной среде, а время изменения состояния вещества всегда меньше времени возвращения его к состоянию покоя.

В области распространения волн сжатия среда ведет себя неупруго, и в ней возникают остаточные деформации, ведущие к нарушению сплошности строения среды. Зона распространения этих деформаций ограничена практически 120—150 радиусами заряда.

По мере дальнейшего выполаживания переднего фронта волны сжатия в среде наблюдается ее переход в сейсмическую волну (см. рис. 1). Сейсмической волной называется упругое возмущение среды, параметры состояния вещества на фронте которого практически не меняются. Скорость распространения такого возмущения равна скорости звука в данной среде, а время выведения вещества из состояния покоя равно времени его воз-

вращения к этому состоянию. Область распространения этих колебаний обычно определяется общей массой заряда и упруго-пластическими свойствами среды, практически превышая объем, радиус которого составляет 120—150 радиусов заряда.

Выделенные области действия взрывных волн принципиально отличаются между собой не только формой волн, но и условиями их распространения в средах: в области ударных волн затухание напряжений подчиняется примерно кубической зависимости  $(R/r_0)^3$ , в области волн сжатия — квадратичной  $(R/r_0)^2$ , в области сейсмических волн — близкой к линейной  $(R/r_0)^1$ . Благодаря интенсивному затуханию взрывных волн в двух ближних зонах, в сейсмическую волну обычно трансформируется всего лишь около 1% потенциальной энергии ВВ, что само по себе является достаточно благоприятным фактором сейсмической защиты сооружений. Однако практически линейный закон затухания самих сейсмических колебаний обуславливает довольно длительное сохранение упругих возмущений в среде, что вынуждает принимать меры для обеспечения сейсмической безопасности инженерных сооружений.

Таким образом, для решения задач дробления горных пород взрывом представляют интерес главным образом первые две зоны, тогда как третья зона важна для решения задач сейсмического действия взрыва.

В области распространения сейсмических волн наблюдаются продольные, поперечные и поверхностные волны. Продольной волной называется такое колебательное движение среды, при котором в процессе ее объемной деформации направление колебаний частиц совпадает с направлением общего распространения волны. Поперечной волной называется такое колебательное движение среды, при котором в процессе ее объемной деформации направление колебаний частиц перпендикулярно к направлению распространения волны. Поверхностной волной, или волной Релея, называется такое колебательное движение среды, которое наблюдается лишь при двумерной ее деформации вблизи свободной поверхности и частицы на фронте которого движутся по эллиптической орбите (вперед — вверх — назад — вниз). В слоистых средах при существенном отличии слоев по физико-механическим и упруго-пластическим свойствам возможно возникновение поверхностных волн Лява, направление колебаний частиц у которых в процессе двумерной деформации среды перпендикулярно направлению распространения поверхностной волны при отсутствии вертикального смещения. При отражении продольных и поперечных волн от границы раздела сред возникают отраженные и преломленные продольные и поперечные волны, что в целом значительно усложняет волновую картину взрыва.

Указанные типы продольных и поперечных волн распространяются независимо друг от друга и с различными скоростями:

при скорости продольной волны  $C_p$ , скорость поперечной волны составляет

$$C_s = C_p \sqrt{\frac{1-2\mu}{2(1-\mu)}}$$

а скорость поверхностной волны Релея

$$C_R = 0,92C_s.$$

На достаточно близких расстояниях, где волны вследствие не очень высокой разницы в их скоростях не успевают разделиться, наблюдается единый волновой фронт. На расстояниях, где время следования продольных и поперечных волн превышает время нарастания напряжений на фронте волны от 0 до максимума, можно достаточно четко выделить две волны: продольную и поперечную, что наблюдается главным образом в области сейсмического действия взрыва при  $R > 150$  радиусов заряда.

## § 2. Механизм разрушения горных пород взрывом

Выделение физических факторов, действующих в породах при взрыве, в значительной степени облегчает интерпретацию общего механизма разрушения горных пород взрывом, который на основании результатов современных исследований может быть представлен следующим образом.

После взрывчатого разложения сферического заряда ВВ во все стороны от зарядной камеры начинает распространяться мощная ударная волна. Элементарный объем  $\Delta V$ , который в общем случае может быть выделен в среде на некотором расстоянии  $R$  от заряда, будет сжат усилием  $\sigma_R$  (рис. 2, а) в нормальном и растянут усилием  $\sigma_t$  в тангенциальном направлении. В зоне действия ударных волн напряжение на фронте волны превышает модуль объемного сжатия среды, а сами нормальные напряжения соосны, благодаря чему порода вблизи заряда раздавливается и переходит в текучее состояние, образуя зону пластических деформаций.

Проявление данной зоны, как показывают результаты экспериментальных исследований (рис. 3), незначительно и составляет три—семь радиусов заряда. При достаточно большом удалении от заряда соосные нормальные напряжения  $\sigma_R$  не могут произвести сколько-нибудь заметного разрушения ввиду того, что прочность большинства реальных материалов в состоянии всестороннего сжатия в 10—12 раз выше прочности их в одноосном напряженном состоянии. Несмотря на относительно небольшие геометрические размеры зоны пластических деформаций, составляющей 0,2—1% общего объема разрушений, энергоемкость ее образования весьма высока. Поэтому одним из важнейших путей повышения к. п. д. промышленного взрыва является снижение удельного веса энергозатрат в зоне пластических деформаций путем снижения ее геометрических размеров и доли участия в общем объеме разрушений.

Дальнейшее разрушение среды при прохождении по массиву прямой волны сжатия возможно лишь под действием усилий растяжения  $\sigma_t$  в том случае, когда в результате ослабления прочностных связей вследствие микротрещинообразования или при наличии достаточно интенсивно развитой естественной трещиноватости элементарный объем  $\Delta V$  имеет возможность смещаться в тангенциальном направлении. В этом случае в среде образуется система трещин, радиально расходящихся от заряда в сторону открытой

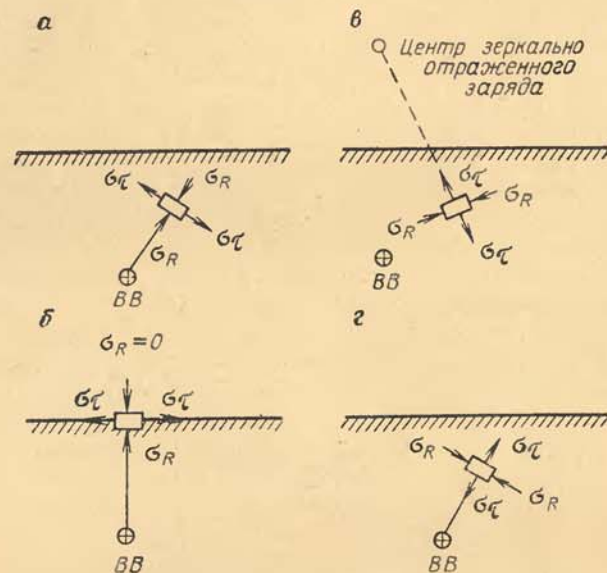


Рис. 2. Распределение главных напряжений при взрыве заряда ВВ в среде под действием:  
а — прямой волны сжатия; б — волн сжатия и растяжения на границе раздела полупространства; в — отраженных волн растяжения; г — волн разрезания

поверхности (рис. 4). В случае же если подвижка  $\Delta V$  в тангенциальном направлении исключается, объем разрушения под воздействием прямой волны сжатия ограничивается лишь образованием зоны пластических деформаций.

Таким образом, несмотря на достаточно высокое напряжение на фронте ударной волны, объем разрушений, производимых ею, незначителен вследствие разрушения горных пород в состоянии всестороннего сжатия, когда прочность их повышается по крайней мере в 10—12 раз по сравнению с прочностью в одноосном напряженном состоянии.

При дальнейшем распространении по массиву трансформированной из ударной волны — волны сжатия возникновение разрушений возможно лишь на границе раздела полупространства,

где  $\sigma_R$  обращается в ноль, а проявляется лишь действие тангенциальных напряжений  $\sigma_T$  (см. рис. 2, б), в результате которых в массиве возникает система трещин, перпендикулярных открытой поверхности (см. рис. 4). Интенсивность роста и глубина прорастания таких трещин зависят главным образом от напряжения  $\sigma_T$ , действующего на фронте волны сжатия на предельном расстоянии  $R$ , равном глубине заложения заряда от открытой поверхности.

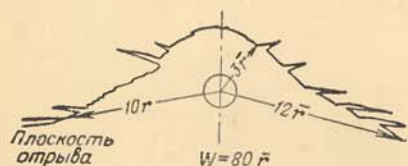


Рис. 3. Зона пластических деформаций горных пород при промышленном взрыве

По мере подхода волны к границе раздела полупространства здесь прямая волна сжатия отражается и преобразуется в отраженную волну растяжения с центром крутизны в зеркально отраженном центре заряда. При этом элементарный объем  $\Delta V$  подвергается растяжению (см. рис. 2, в), в результате которого на границе раздела образуется система откольных трещин. По мере распространения отраженной волны растяжения в сторону массива напряжение на фронте ее падает. Объем разрушений, производимых ею, ограничен тем общим запасом упругой энергии, который накоплен средой при подходе волны сжатия к границе

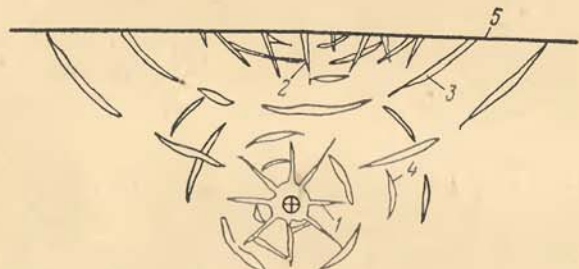


Рис. 4. Распределение главных трещин разрушения при взрыве заряда ВВ в среде под действием: 1 — прямой волны сжатия; 2 — волн сжатия и растяжения на границе раздела полупространства; 3 — отраженных волн растяжения; 4 — волн разрежения; 5 — открытая поверхность

раздела полупространства. Вследствие этого при значительной глубине заложения заряда и резком затухании напряжений на фронте волны сжатия массив прорабатывается некачественно.

Откольные явления, выполняя значительную роль в процессе общего разрушения среды, все же не являются определяющими.

Помимо рассмотренных выше факторов полное разрушение массива существенно зависит от действия волны сжатия в фазе разрежения, образующейся в результате падения давления в газовом пузыре зарядной камеры. Это явление приводит к тому, что

элементарный объем  $\Delta V$  на расстоянии  $R$ , не разрушившийся в процессе прохождения по массиву прямой волны напряжения ввиду своего двухосного сжатия, интенсивно разрушается при прохождении волны разрежения под действием  $\sigma_T$ . Это и понятно, если учесть, что прочность горных пород на сжатие во много раз больше прочности их на растяжение. При этом под действием тангенциальных напряжений объем  $\Delta V$  получает движение в сторону зарядной камеры (см. рис. 2, г), что приводит к образованию системы кольцевых трещин, смещенных относительно друг друга в зависимости от системы ранее образовавшихся радиальных и откольных трещин (см. рис. 4).

Таким образом, процесс разрушения массива горных пород, ограниченного открытой поверхностью, протекает не мгновенно, а в период определенного времени  $\Delta t$ , в течение которого система сил и напряжений, участвующих в разрушении, значительно изменяется в пространстве. Однако, несмотря на многозначность возникающих напряжений, их изменение в пространстве и времени, интерференцию и дифракцию волн — процесс хрупкого разрушения горных пород взрывом с физической точки зрения характеризуется лишь одним видом разрушения — отрывом на открытую поверхность под действием наиболее легко достигаемых растягивающих напряжений. Это и приводит к образованию выделенной выше системы трещин, рассекающей массив горных пород в процессе прохождения по нему волн напряжения.

Достаточно простое объяснение механизма разрушения горных пород взрывом с позиций механики сплошной среды в значительной степени осложняется при учете естественной нарушенности горных пород статистической системой микро-макротрещин.

Наличие этих трещин ведет к резкому перераспределению действующих в среде напряжений и вызываемых ими деформаций. Действительно, концентрация напряжений сжатия по поверхности трещины ведет к ее развитию с нарушением сплошности среды, что сразу же переводит материал из напряженного состояния сжатия в напряженное состояние растяжения, определяя в дальнейшем разрушение отрывного характера по плоскости данной микротрещины. Благодаря этому процесс образования начальных микротрещин, определяющих развитие и макротрещин, даже в случае действия усилий сжатия является все же результатом действия тангенциальных напряжений, поэтому ориентация трещин всегда перпендикулярна усилиям  $\sigma_R$ , и, следовательно, с физической точки зрения происходит только один вид разрушения — отрыв на открытую поверхность. Появление такой открытой поверхности совершенно очевидно, если учесть, что процесс разрушения не однотипен во времени своего протекания. В зависимости от внешних условий и происходящих деформаций он может резко меняться от чистого сдвига, когда  $\sigma_R/\sigma_T = 1$ , сразу же на одноосное растяжение  $\sigma_R/\sigma_T = 2$ , когда в результате роста трещин

образуется открытая поверхность и наблюдается отрыв частиц среды.

Поэтому при рассмотрении кинетики процесса разрушения следует иметь в виду не только изменение характера разрушения и напряженного состояния среды, но и скорость роста и глубину прорастания трещин, что уже тесно связано с величиной начальной упругой энергии, накопленной напряженной средой, и условиями ее перехода в энергию образования новых поверхностей (трещин) и кинетическую энергию движения разрушенных масс.

Сложный характер распределения напряжений и деформаций, сопутствующих процессу разрушения горных пород взрывом, и их недостаточная изученность обуславливают необходимость исследования природы деформации горных пород с использованием последних достижений теории и физического эксперимента. Глубоко обоснованные физические предпосылки теории процесса дают возможность правильной оценки тех параметров, которые действительно характеризуют количественную и качественную стороны процесса и могут послужить основой его управления. В нашем случае такие физические предпосылки могут быть получены на основе изучения основных закономерностей деформации горных пород в статике и динамике.

### § 3. Деформация горных пород в статике и динамике

При решении практических задач горнорудного производства приходится встречаться с различным характером нагружения горных пород. В большинстве случаев для решения этих задач достаточно использование статических показателей деформации горных пород. Однако ряд процессов характеризуется приложением динамических нагрузок, количественное описание которых на основании результатов статических испытаний пород может существенным образом влиять на правильность расчетов и качественных соображений. Так как реакция горных пород на одинаковые по величине, но различные по времени приложения нагрузки различна, то для обоснованной характеристики количественных параметров динамических процессов весьма важно знать динамические характеристики горных пород и их связь со статическими.

Применительно к мягким грунтам известен целый ряд моделей сред, отражающих условия статической и динамической деформации пород. Впервые применение модели сплошной упруго-пластической среды к решению задачи о распространении в грунте плоской взрывной волны было сделано Б. А. Олисовым (рис. 5, а). Кривая  $\sigma - \epsilon$  аппроксимирована Б. А. Олисовым тремя прямыми, соответствующими упругой (1-й участок), пластической (2-й участок) деформациям и разгрузке среды (3-й участок). Наклон пря-

мой разгрузки принят таким же, как и наклон прямой, соответствующей упругому сжатию.

В последующем распространение плоской волны в грунте рассматривалось С. С. Давыдовым, В. Н. Родионовым, С. Калиским, Я. Осецким и другими. С. Калиским и Я. Осецким нагрузка грунта принималась линейной [22], линии нагрузки и разгрузки изображались прямыми (рис. 5, б), В. Н. Родионовым прямая разгрузки принята параллельной оси  $O\sigma$  (рис. 5, в).

Е. И. Шемякин разработал применительно к грунту модель несжимаемой упруго-пластической среды [51]. С. С. Григорьяном предложена в наиболее общем виде модель грунта как сжимаемой упруго-пластической среды. При этом принято, что диаграмма сжатия и условие пластичности не зависят от скорости деформирования, а между средним напряжением и плотностью существует однозначное соответствие, которое различно при пластической и упругой объемных деформациях. Этим предложенная модель грунта существенно отличается от известных моделей теории пластичности, в которых объемная деформация принимается упругой.

Глубоко обоснованная модель среды в значительной степени облегчает последующее решение задач, связанных с оценкой потерь энергии взрыва, деформацией среды, связью напряжений в деформаций.

Так, при рассмотрении деформации горных пород как сплошной линейно-упругой среды (рис. 6, а), нагрузка и разгрузка в которой происходят по одной прямой линии, потери энергии, связанные с работой напряжений  $\sigma$  на деформациях  $\epsilon$ , будут равны 0. В этом случае расход энергии связан лишь с геометрическим расхождением фронта волны напряжения.

В случае модели деформации горных пород как нелинейно-упругой среды (рис. 6, б) нагрузка последней происходит по прямой, а разгрузка — криволинейно, благодаря чему потери энергии значительно возрастают. В подобных средах закон затухания напряжений даже в плоской взрывной волне характеризуется степенной зависимостью, абсолютное значение показателя степени которой зависит от нелинейности среды и колеблется в значительных пределах.

Наиболее общий интерес представляет модель деформации горных пород как сплошной упруго-пластической среды (рис. 6, в). Здесь потери энергии связаны не только с нелинейностью среды

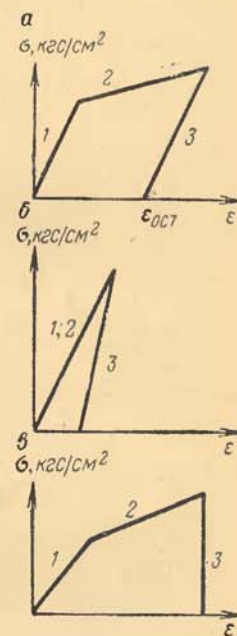


Рис. 5. Модели упруго-пластических тел

при ее динамической нагрузке, но и с пластичностью ее, а вследствие этого необратимостью деформаций при разгрузке. В таких средах закон затухания напряжений характеризуется степенной зависимостью  $n_1 + n_2$ , слагаемой из двух величин, одна из которых отражает условие нелинейности деформации среды  $n_1$ ,

а вторая  $n_2$  — пластичность среды.

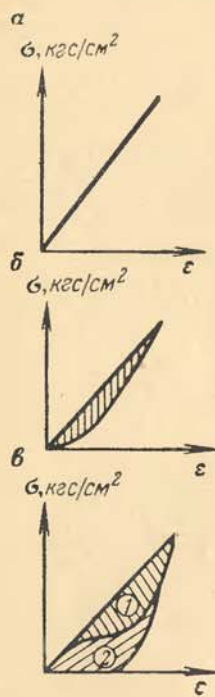
В грунтах и горных породах потери энергии при динамических нагрузках связаны не только с нелинейностью и пластичностью среды, но и вязкостью ее, реализуемой при различных скоростях нагружения среды. Вязкость как одно из свойств горной породы к сопротивлению разрушению, часто выражается через работу деформации. Вязкость существенно зависит от прочности и пластичности материала, возрастая с повышением каждой из этих величин, в свою очередь растущих с увеличением скорости приложения нагрузки.

Под скоростью приложения нагрузки (интенсивностью нагружения) понимается приращение напряжения во времени при монотонно возрастающем вплоть до разрушения среды усилии. Показателем скорости приложения нагрузки служит отношение суммарного приращения напряжения ко времени его приложения, а размерность скорости нагрузки  $\text{кгс/см}^2/\text{с}$ . Время приложения нагрузки можно изобразить в виде временного спектра. В крайних точках этого спектра с одной стороны будут расположены процессы, свойственные длительным процессам реологического характера, протекающих в пределах многих месяцев или лет, что может быть оценено как  $t = 1 \cdot 10^6 \div 1 \cdot 10^8$  с, с другой же стороны — процессы, носящие взрывной характер при

Рис. 6. Модели деформации сред: 1 — область упругой деформации; 2 — область пластичной деформации

длительности нагружения в пределах микросекунд, что может быть оценено как  $t = 1 \cdot 10^{-4} \div 1 \cdot 10^{-6}$  с. Следовательно, по продолжительности действия нагрузки и скоростей их приложения к среде эти процессы отличаются на 10—15 порядков, что не может не сказаться на реакции пород.

Следовательно, скорость деформации  $\dot{\epsilon}$  в общем виде может быть рассмотрена в пределах от  $\dot{\epsilon} \rightarrow 0$  до  $\dot{\epsilon} \rightarrow \infty$ . При  $\dot{\epsilon} \rightarrow 0$  деформация характеризуется статическим, а при  $\dot{\epsilon} \rightarrow \infty$  — ударным сжатием или растяжением. Между состоянием статической  $\dot{\epsilon} \rightarrow 0$  и динамической  $\dot{\epsilon} \rightarrow \infty$  деформаций расположено бесконечное множество реализаций случайных явлений деформации, соответствующих различным скоростям нагружения.



В настоящее время проведены многочисленные исследования по оценке прочностных и деформационных свойств различных материалов в зависимости от скорости нагружения [10, 18, 29, 46, 48, 52]. Результатом этих работ является установление общей закономерности увеличения прочности с увеличением скорости нагружения пород в самом широком диапазоне. При этом отмечается, что при малых скоростях деформации диаграмма  $\sigma - \epsilon$  почти всегда содержит пластическую компоненту, соизмеримую с упругой, при высоких же скоростях образцы пород чаще всего деформируются упруго вплоть до разрушения. В то же время установлено [52], что в диапазоне малых скоростей деформирования  $\dot{\epsilon} = 10 \div 10^{-2}$  прочность пород увеличивается незначительно, тогда как при скоростях  $\dot{\epsilon} = 10 \div 10^2$  и выше наблюдается резкий рост прочности.

Вместе с тем в известных работах слабо освещен вопрос об изменении хрупкости и пластичности пород с изменением скорости нагружения и скорости деформации, вязкости пород и их деформационных свойств.

Пластичностью горных пород обычно называют способность их под воздействием внешних усилий изменять свою форму без разрыва сплошности и сохранять полученную форму после устранения этих усилий.

Хрупкостью горных пород называется их свойство разрушаться без заметных пластических деформаций.

Строгое разграничение хрупких и пластических горных пород довольно затруднительно, так как одни и те же горные породы в зависимости от скорости приложения нагрузки, температуры и давления могут вести себя и как хрупкие, и как пластические тела. Для пород, характеризующихся главным образом хрупкой природой разрушения, деформации развиваются в соответствии с законом Гука вплоть до момента разрушения среды, оставаясь прямо пропорциональными действующим напряжениям. Для пород, характеризующихся сочетанием как хрупкого, так и пластического разрушения, линейная пропорциональность деформаций действующим напряжениям соблюдается лишь на начальном участке нагружения, когда напряжения еще достаточно малы, а дальше развитие деформаций не пропорционально напряжениям. Для пород, характеризующихся главным образом пластическим разрушением, участок линейной деформации по закону Гука чрезвычайно мал.

Для относительной количественной оценки хрупкости и пластичности горных пород предложены: а) коэффициент хрупкости, определяемый как отношение энергии деформации в чисто упругой области  $A_{уп}$ , где деформация линейно пропорциональна напряжениям, к общей энергии разрушения  $\sum A$ , т. е.

$$k_{хр} = A_{уп} / \sum A; \quad (1)$$

б) коэффициент пластичности, определяемый как отношение общей энергии разрушения  $\sum A$ , к энергии деформаций в упругой области т. е.

$$k_{пл} = \sum A / A_{уп}. \quad (2)$$

В исследованиях [29] установлена достаточно тесная связь пластических свойств реальных материалов с коэффициентом Пуассона: с увеличением коэффициента Пуассона все показатели пластичности увеличиваются. Для относительной оценки степени пластичности реальных материалов рекомендуется соотношение

$$\chi = \frac{\mu - \mu_{min}}{\mu_{max} - \mu_{min}}, \quad (3)$$

где  $\mu$  — коэффициент Пуассона данной породы;  $\mu_{max}$ ,  $\mu_{min}$  — максимальный и минимальный коэффициенты Пуассона в данной совокупности горных пород.

С увеличением коэффициента Пуассона у всех реальных материалов отмечается повышение относительного удлинения, снижение предела прочности при растяжении и твердости. Поэтому в том случае, когда  $\chi \rightarrow 0$ , порода может быть отнесена к категории хрупких; когда  $\chi \rightarrow \infty$  порода может считаться пластичной; в остальном диапазоне порода характеризуется квазихрупким или квазипластичным разрушением.

Иногда для относительной оценки хрупкости горных пород рекомендуется использование отношения временного сопротивления сжатию к временному сопротивлению растяжению  $\sigma_c / \sigma_p$ . При увеличении этого соотношения считается, что хрупкость пород увеличивается.

Наиболее полное объяснение механизма пластического или хрупкого разрушения горных пород и выбор количественных критериев его оценки могут быть осуществлены на основе объединенной теории прочности Давиденкова — Фридмана, основные положения которой отображены в диаграмме механического состояния материалов, предложенной Я. Б. Фридманом [46]. Эта диаграмма (рис. 7) учитывает как вид напряженного состояния, так и свойства материалов, оцениваемые пределом текучести  $\tau_t$  и сопротивлением срезу  $\tau_p$ , определяемыми на основе теории наибольших касательных напряжений, а также сопротивлением отрыву  $\sigma_p$ , определяемым на основе теории наибольших удлинений. На диаграмме по оси ординат откладывается наибольшее касательное напряжение

$$\tau_{max} = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_2), \text{ кгс/см}^2,$$

а по оси абсцисс — наибольшее приведенное растягивающее напряжение

$$\sigma_{max} = \sigma_1 - \mu (\sigma_2 + \sigma_3), \text{ кгс/см}^2.$$

Найденные опытным путем значения предела текучести  $\tau_t$  и сопротивления срезу  $\tau_{cp}$  изображаются на диаграмме в виде двух прямых линий, параллельных оси абсцисс, а сопротивление отрыву — в виде линии, параллельной оси ординат, проведенной на соответствующем расстоянии от начала координат. Прямолинейность линий  $\tau_t$ ,  $\tau_{cp}$ ,  $\sigma_p$  вытекает для однородных материалов из основных теорий прочности.

Характер напряженного состояния материала в этом случае может быть объяснен на основе отношения наибольшего касательного

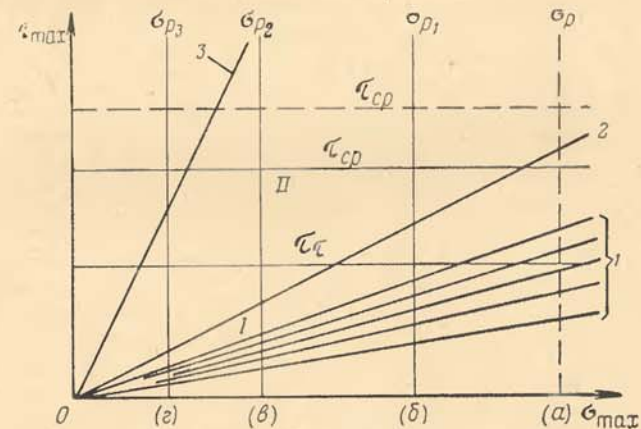


Рис. 7. Диаграмма механического состояния твердых тел

напряжения к наибольшему приведенному растягивающему напряжению в данной точке тела

$$\psi = \frac{\tau_{max}}{\sigma_{max}} = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2 [\sigma_1 - \mu (\sigma_2 + \sigma_3)]}, \quad (4)$$

где  $\sigma_1$ ,  $\sigma_2$ ,  $\sigma_3$  — главные нормальные напряжения.

Вследствие этого прямые, проведенные из начала координат диаграммы под определенным углом к оси абсцисс, тангенс которого определяется значением  $\psi$ , характеризуют напряженное состояние однородной изотропной среды: при  $\psi = 0$  среда испытывает всестороннее растяжение (луч  $\psi$  совпадает в этом случае с осью ординат); при  $\psi = \infty$  среда испытывает состояние всестороннего сжатия (луч  $\psi$  в этом случае совпадает с осью абсцисс); при  $\psi = 0,5$  — осевое растяжение; при  $\psi = 1/(1 + \mu)$  — кручение и срез, здесь  $\sigma_{max} = 2\tau_{max}$ ; при  $\psi = 1/2\mu$ , когда  $\sigma_{max} = 2\mu\tau_{max}$  — осевое сжатие.

Качественные представления о физической природе нарушения прочности при различных условиях нагружения среды могут быть получены из анализа взаимного расположения лучей, определяющих различные напряженное состояние среды. Если наклонный

луч, проведенный под углом тангенса  $\psi$ , пересекает вначале прямую предела текучести  $\tau_t$  и прямую предела среза  $\tau_{ср1}$ , а уже затем прямую  $\sigma_p$ , характеризующую сопротивление отрыву (например, луч 2), представляющий осевое растяжение (см. рис. 7), то разрушение материала произойдет путем среза, и процессу разрушения будет предшествовать значительная пластическая деформация. Если же луч  $\psi$  пересекает прямую  $\sigma_p$  раньше, чем прямую  $\tau_t$  (например, луч 1), то материал разрушается путем отрыва, и хрупкость его будет тем больше, чем ниже проходит изображающий напряженное состояние среды луч, т. е. чем меньше отношение (4).

Следовательно, положение линии сопротивления отрыву на диаграмме механического состояния имеет большое значение в оценке хрупкости сред. При перемещении линии отрыва  $\sigma_p$  ближе к началу координат, что наиболее характерно для горных пород (табл. 1), вероятность разрушения путем отрыва значительно возрастает. Так, в положении *a* разрушение путем отрыва возможно лишь при всестороннем растяжении (луч 1), в положении же *г*, наиболее характерном для горных пород, разрушение путем отрыва может произойти даже при осевом сжатии, так как здесь пересечение линией  $\psi$  прямой  $\sigma_p$  происходит значительно раньше, чем прямых  $\tau_{ср1}$  (сплошная линия на рис. 7) и  $\tau_{ср2}$  (пунктирная линия) (луч 3).

Таблица 1

Порода	Относительная величина сопротивления			
	сжатию	растяжению	срезу	изгибу
Гранит . . . . .	1,0	0,02—0,04	0,08	0,09
Песчаник . . . . .	1,0	0,02—0,05	0,06—0,20	0,10—0,12
Известняк . . . . .	1,0	0,04—0,10	0,08—0,10	0,12—0,15

Таким образом, наряду с отношением (4) вид разрушения должен определяться еще и отношением  $\tau_{ср}/\sigma_p$ , характеризующим взаимное расположение линий сопротивления отрыву и среза на диаграмме механического состояния материала. Если  $\tau_{ср}/\sigma_p > 0,5$ , то имеет место отрыв и среда разрушается главным образом хрупко; если же  $\tau_{ср}/\sigma_p < 0,5$ , то разрушению среды будет предшествовать значительная пластическая деформация.

Анализ физико-механических свойств некоторых горных пород (см. табл. 1) показывает, что сопротивление пород растяжению обычно в 10—50 раз, а среза в 8—12 раз ниже сопротивления пород сжатию.

Следовательно, для горных пород  $\tau_{ср}/\sigma_p \gg 0,5$  и  $\psi \ll 0,5$ , поэтому их разрушение характеризуется проявлением главным образом хрупких разрушений. При этом чем меньше отношение

$\tau_{ср}/\sigma_p = \psi$ , тем «жестче» способ нагружения среды и тем вероятней именно хрупкое разрушение ее. Поэтому увеличение доли хрупкого разрушения может осуществляться изменением как вида напряженного состояния среды, так и самих свойств материала при изменении внешних условий деформирования — температуры, скорости нагружения, давления. Поэтому все обстоятельства, которые способны снизить  $\sigma_p$  при увеличении  $\tau_t$  и  $\tau_{ср}$ , т. е. переместить прямую  $\sigma_p$  ближе к началу координат, а горизонтальные прямые  $\tau_p$  и  $\tau_{ср}$  вверх будут вызывать переход материала из состояния пластической деформации в хрупкую. Именно этим объясняется повышение хрупкости материалов при снижении температуры и увеличении скорости нагружения. В то же время при переходе от «жесткого» к «мягкому» нагружению даже такие относительно хрупкие материалы, как горные породы и бетоны, разрушаются при довольно значительной пластической деформации.

Таким образом, анализ диаграммы механического состояния материалов, полученной на основании объединенной теории прочности Давиденкова — Фридмана, показывает, что к породам, разрушаемым хрупко, должны относиться породы, у которых отношение сопротивления срезу к сопротивлению растяжению больше 0,5, т. е.  $\tau_{ср}/\sigma_p > 0,5$ ; к средам, разрушаемым пластично, породы, у которых данное соотношение меньше 0,5, т. е.  $\tau_{ср}/\sigma_p < 0,5$ ; породы же, у которых  $\tau_{ср}/\sigma_p \approx 0,5$ , разрушаются в переходной фазе квазихрупкого или квазипластического разрушения. Повышение скорости нагружения, т. е. жесткости нагружения, повышает вероятность хрупкого разрушения пород и снижает объем пластической деформации. Важным следствием анализа объединенной теории прочности Давиденкова — Фридмана является вывод о том, что проверку прочности горных пород наиболее целесообразно производить по теории наибольших удлинений (II теории прочности), так как для пород характерна высокая жесткость нагружения, при которой  $\psi \ll 0,5$ . Согласно II теории прочности напряжение разрушения необходимо сравнивать не с тем или иным главным нормальным напряжением, а с так называемым приведенным напряжением, определяемым как

$$\sigma_0 = [\sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3)], \text{ кгс/см}^2. \quad (5)$$

II теория прочности дает результаты, наиболее полно согласующиеся с опытными данными по хрупкому разрушению.

Для оценки реальных свойств некоторых горных пород по их склонности при статическом нагружении к хрупкому или пластическому разрушению выполнен анализ физико-механических и упруго-пластических свойств горных пород 66 наименований, представленных в табл. 2. Анализ данных табл. 2, показывает, что для большинства горных пород (96%) отношение сопротивления срезу к сопротивлению растяжению  $\tau_{ср}/\sigma_p$  больше 0,5, и лишь у глины и песков это отношение меньше 0,5, что свидетельствует

Порода	Сопри- вляе- ние скажию, кг/см <sup>2</sup>	Сопри- вляе- ние рас- тению, кг/см <sup>2</sup>	Сопри- вляе- ние сре- зу, кг/см <sup>2</sup>	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Скорость продольной волны, м/с	Скорость поперечной волны, м/с	Акустиче- ская жест- кость, $\times 10^6$ кг/м <sup>2</sup> ·м/с	Модуль Юнга $\times 10^8$ , кг/см <sup>2</sup>	Модуль Юнга $\times 10^8$ , кг/см <sup>2</sup>	Коэффициент Пуассона
Песок	50—60	—	1—2	1400—2000	300—1300	—	0,42—2,60	0,003	—	—
Глина	65—105	4	30	1450—2500	800—3300	—	1,42—8,20	0,003	—	—
Уголь	80	5	30	1250	1200	720	1,5	0,18	0,09	0,36
Галит крупнозернистый	215	18	95	2140	3140	1740	6,75	2,16	1,28	0,28
Серпентинит	280	23	135	2430	3200	1750	7,78	1,08	1,74	0,28
Сленит	422	34	36	2600	1796	1197	4,7	0,80	0,32	0,40
Известняк	450	70	110	2420	3430	1860	8,3	2,17	1,71	0,26
Сланец	460	50	70	2460	6920	4060	17,0	10,22	6,5	0,24
Кварцит трещиноватый	480	34	38	2730	3021	1993	7,6	2,3	1,0	0,42
Известняк с кальцитом	480	—	—	2650	3015	1660	8,0	1,02	1,47	0,27
Песчаник	495	—	—	2660	3318	1656	8,8	1,25	1,80	0,33
Сленит—диорит	532	69	—	2720	4524	2585	11,9	5,5	2,6	0,26
Известняк микрозернистый	584	—	—	2660	3770	2065	10,0	1,62	2,33	0,28
Роговиком-сварцевая брекчия	665	—	—	3180	2418	1470	9,81	0,87	1,26	0,28
Массивный известняк	683	—	—	2650	3466	1735	9,18	1,36	1,96	0,33
Кварцево-серпичитовый сланец	725	—	—	2620	2900	1580	7,55	0,89	1,28	0,28
Целитоморфный известняк	742	—	—	2820	2895	1550	7,42	0,89	1,28	0,24
Мрамор (белый)	745	115	244	2720	4300	2500	11,7	5,41	2,82	0,25
Мрамор (черный)	750	210	—	2820	5900	3280	16,6	5,74	7,09	0,32
Окварцованный сленит	800	36	—	2740	4406	2521	11,8	5,30	2,5	0,26
Сланцы	879	—	—	2700	2569	1557	6,94	0,76	1,1	0,20
Известняк доломитизированный	904	—	—	2540	2762	1561	7,0	0,83	1,2	0,26
Доломит	913	—	—	2950	3358	1654	9,9	1,42	2,05	0,33
Конгло-брекчия известковая	917	—	—	2550	2800	1541	7,14	0,86	1,23	0,38
Джаспероид доломитизирован- ный	918	—	—	2580	3218	1725	8,3	1,14	1,64	0,29
Известняк окварцованный	949	—	—	2720	3200	1684	8,7	1,19	1,72	0,30
Доломит	971	—	—	3090	3103	1800	9,59	1,27	1,83	0,24

Песчаник	976	—	—	2540	3160	1680	8,02	1,09	1,56	0,30
Алеврит	981	—	—	2810	2765	1554	7,77	0,92	1,32	0,26
Известняк Агалатаса	995	23	204	2670	5750	3300	15,35	4,42	5,05	0,25
Известняк Хайдаркана	997	50	350	2690	5350	3100	14,4	3,97	4,3	0,24
Известняк с кальцитом	1000	—	—	2670	3555	1777	9,49	1,45	2,08	0,33
Глинисто-углистый сланец	1020	—	—	2630	3430	1870	9,02	1,35	1,9	0,28
Кварцит	1105	60	—	2760	3592	2268	9,8	3,6	1,6	0,17
Джаспероид	1172	—	—	2570	2896	1543	7,44	0,92	1,33	0,30
Гнейс	1175	—	340	2850	6080	3370	17,3	8,35	6,38	0,28
Мрамор (красный)	1200	—	250	2730	5470	3100	14,9	6,75	4,74	0,26
Диабазовый порфирит	1300	40	160	2440	5040	2500	13,3	2,23	4,56	0,33
Глинистый сланец	1300	45,5	330	2650	4850	3050	12,85	4,16	3,02	0,17
Роговиком-кварцевая брекчия	1310	—	—	2490	3200	1750	7,97	2,55	1,57	0,20
Измененный туф	1340	41	335	2530	4740	2850	12,8	3,23	3,0	0,21
Парагейс	1395	62	420	2640	4700	3100	12,4	4,58	2,5	0,11
Джаспероидно-кварцевая брек- чия	1430	—	—	2490	3200	1750	7,97	1,09	1,16	0,28
Габбро-диабаз	1500	230	—	2850	5400	3140	15,4	7,4	5,58	0,26
Гранито-гнейс	1520	—	180	2710	6410	3200	17,4	7,57	7,59	0,33
Роговиком-кварцевая брекчия	1525	—	—	2570	3200	1680	8,22	1,13	1,62	0,30
Окремненный известняк	1580	—	—	2650	3348	1802	8,79	1,25	1,8	0,28
Диабаз	1580	110	—	2870	5670	3560	18,2	9,38	6,79	0,27
Глинистый сланец	1595	—	—	2670	2917	1650	7,79	0,97	1,4	0,26
Диоритовый порфирит	1600	73,2	370	2750	5040	2500	13,85	2,32	4,78	0,33
Порфирит	1600	200	—	2930	6410	3360	18,80	8,85	7,78	0,31
Гранит розовый	1720	170	1135	2590	4650	2900	12,1	5,74	2,72	0,18
Сланец	1760	40	—	2710	5750	3320	15,6	7,6	5,09	0,25
Доломит кристаллический	1885	340	1225	2850	6600	3630	18,8	9,83	7,59	0,28
Андезит	1950	89	375	2700	5520	2950	14,9	3,36	5,24	0,30
Лиственик	1950	45,3	340	2700	5950	2900	16,05	3,04	6,64	0,17
Песчаник	2150	72	395	2630	5220	2900	13,65	3,27	4,28	0,27
Диабаз мелкозернистый	2350	—	—	3040	7530	4220	22,6	14,03	10,24	0,27
Роговик	2370	48	375	2590	6150	3380	15,9	4,38	6,46	0,28
Гнейсовидный сланец	2390	83	350	2930	5650	3240	16,55	4,65	5,32	0,25
Диабазовый порфирит	2580	—	250	2910	7140	3660	20,8	10,5	9,84	0,32
Габбро-диабаз	2600	140	—	3100	5640	3350	17,5	8,6	5,28	0,23
Кварцевый порфир	3355	385	680	2630	5100	3100	13,4	6,97	3,54	0,21

о преобладании в горной практике главным образом хрупких сред. Относительная оценка хрупкости и пластичности горных пород по показателям коэффициентов хрупкости или пластичности (формулы 1, 2) и коэффициента Пуассона свидетельствует о весьма значительном разбросе этих данных, не позволяющих каким-либо образом количественно классифицировать горные породы по хрупкости и пластичности. Корреляционный анализ этих показателей с упруго-пластическими и прочностными свойствами горных пород, проведенный по методике корреляции рангов Кенделла — Спермана [28], свидетельствует об отсутствии какой-либо тесной связи между показателями хрупкости, пластичности и прочностными свойствами горных пород. Выполненный анализ позволяет делать лишь некоторые общие качественные выводы:

с повышением модуля объемного сжатия, модуля Юнга и акустической жесткости пород отношение  $\tau_{ср}/\sigma_p$ , характеризующее хрупкость среды, увеличивается; с повышением коэффициента Пуассона показатель степени пластичности среды  $\chi$  увеличивается; с повышением сопротивления горных пород сжатию отношение  $\sigma_c/\sigma_p$ , характеризующее относительную хрупкость пород, увеличивается.

Следовательно, при статической деформации горных пород разрушение их носит главным образом хрупкий характер. В то же время анализ диаграммы статической деформации  $\sigma - \epsilon$  показывает, что даже у самых хрупких пород в конечной стадии разрушения присутствует пластическая фаза, в течение которой реализуемые деформации не пропорциональны действующим напряжениям. Это дает основание относить все горные породы к упруго-пластическим средам, доля упругой и пластической деформации у которых зависит от конкретных условий нагружения и прочностных характеристик пород.

Для изучения деформационных и прочностных характеристик горных пород в переменном режиме динамического нагружения были проведены специальные эксперименты в лабораторных условиях. Для этого были приняты наиболее типичные горные породы — гранит, доломит, лиственит, скорость нагружения которых менялась от 1 до 20 кгс/см<sup>2</sup>/с. Диаметр образцов составлял 42 мм, отношение диаметра к высоте было близко к 2,0. Испытания велись на 100-тонном гидравлическом прессе с регистрацией деформаций тензодатчиками. Помимо этого к анализу привлечены материалы исследований на пневмодинамической установке ПДУ-50 таких пород, как галит, мрамор, известняк, песчаник, кварцевый порфир, которые получены при переменной скорости нагружения от 5 до  $3,3 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с на образцах диаметром 42—60 мм при отношении диаметра к высоте 2. И, наконец, в анализ включены также материалы исследований, проведенные в ИГД им. А. А. Скочинского [52] на таких породах, как известняк, жесчаник, габбро при скорости нагружения, изменявшейся от  $1 \cdot 10^{-3}$  до  $3,3 \cdot 10^3$  кгс/см<sup>2</sup>/с. Изучению подвергались образцы

24  $10^3 - 3,3 \cdot 10^8$  Па

пород диаметром 43,5 мм при соотношении высоты к диаметру, равному 2. Типичная диаграмма деформации горных пород  $\sigma - \epsilon$  при переменной скорости нагружения приведена на рис. 8.

Анализ результатов исследований показал, что для горных пород, как и для некоторых других силовых сред, характерно повсеместное наличие упруго-пластической деформации, доля участия составляющих компонентов которого меняется в зависимости от характера нагружения среды и ее свойств. Так, например, при скорости нагружения 5,0 кгс/см<sup>2</sup>/с гранит деформируется линейно в соответствии с законом Гука вплоть до относительной деформации 0,0015, наблюдаемой при достижении 1/3 прочности гранита на сжатие. В дальнейшем закон линейной пропорциональности нарушается и деформация среды осуществляется уже с другим модулем упругости. Аналогичные данные получены для мрамора при скорости нагружения 5,0 кгс/см<sup>2</sup>/с: до относительной деформации 0,0015 мрамор деформируется линейно, а при дальнейшем повышении напряжения выше 90% прочности среда деформируется уже с другим модулем упругости. При деформации каменной соли со скоростью нагружения 7,45 кгс/см<sup>2</sup>/с закон линейного изменения деформации наблюдается лишь при относительной деформации 0,001, соответствующей уже почти 85% прочности крупнозернистой каменной соли, при деформации свыше 0,001 наблюдается длительное пластическое течение соли.



Рис. 8. Диаграмма деформации горных пород при переменной скорости нагружения:

1а и 1б — гранит при скорости нагружения соответственно 5 и 20 кгс/см<sup>2</sup>/с; 2а и 2б — мрамор при скорости нагружения соответственно 5 и  $3 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с; 3а и 3б — каменная соль при скорости нагружения соответственно 7,45 и  $3,3 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с

Таким образом, можно считать, что для пород, разрушаемых в хрупком и квазихрупком режиме, предельная относительная деформация упругого поведения среды составляет не более 0,0015, а для пород, разрушаемых в квазипластическом режиме, — не более 0,001.

При повышении скорости нагружения предел прочности у всех пород повышается, но не однозначно, а в зависимости от характера пород и абсолютного значения скорости нагружения. Так, при изменении скорости нагружения гранита с 5 до 20 кгс/см<sup>2</sup>/с, т. е. в пределах одного порядка, предел прочности его на сжатие увеличивается с 1220 до 2000 кгс/см<sup>2</sup>, т. е. на 30—40%; при увеличении

с. 5. Илл. — 2,0 Илл. /с

же скорости нагружения мрамора с 5,0 до  $3 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с, т. е. на четыре порядка, его сопротивление сжатию увеличивается с 500 до 980 кгс/см<sup>2</sup>, т. е. почти вдвое; при увеличении же скорости нагружения каменной соли с 7,45 до  $3,3 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с, т. е. также на четыре порядка, ее прочность на сжатие увеличивается с 116,5 до 285 кгс/см<sup>2</sup>, т. е. более чем в 2,3 раза (см. рис. 8). При этом с увеличением скорости нагружения увеличивается не только предел прочности на сжатие и растяжение, но и динамический модуль упругости. Исследованиями [52] установлено, что изменение прочностных свойств пород и модулей пропорциональности при повышении скорости нагружения носит линейный характер в зависимости от логарифма скорости нагружения и в общем виде может быть выражено формулами вида:

сопротивление пород сжатию

$$\sigma_c = \sigma_{c_{v=1}} [0,002 (\lg v_n)^3 + 0,004 (\lg v_n)^2 + 0,06 \lg v_n + 1], \text{ кгс/см}^2; \quad (6)$$

сопротивление пород растяжению

$$\sigma_p = \sigma_{p_{v=1}} [0,12 \lg v_n + 1], \text{ кгс/см}^2; \quad (7)$$

модуль упругости пород при сжатии

$$E_c = E_{c_{v=1}} [0,002 (\lg v_n)^3 - 0,003 (\lg v_n)^2 + 0,05 \lg v_n + 1], \text{ кгс/см}^2; \quad (8)$$

модуль упругости пород при растяжении

$$E_p = E_{p_{v=1}} [0,02 (\lg v_n)^2 + 0,15 \lg v_n + 1], \text{ кгс/см}^2, \quad (8a)$$

где  $\sigma_{c_{v=1}}$ ,  $\sigma_{p_{v=1}}$  — сопротивление пород сжатию и растяжению при скорости нагружения 1 кгс/см<sup>2</sup>/с;  $E_{c_{v=1}}$ ,  $E_{p_{v=1}}$  — модуль упругости при сжатии и растяжении пород со скоростью нагружения 1 кгс/см<sup>2</sup>/с;  $\sigma_c$ ,  $\sigma_p$  — сопротивление пород сжатию и растяжению при переменной скорости нагружения;  $E_c$ ,  $E_p$  — модули упругости при сжатии и растяжении пород при переменной скорости нагружения.

В общем виде сопротивление изучаемых пород сжатию и растяжению при переменной скорости нагружения может быть выражено как

$$\sigma = k \lg v_n + \sigma_0, \text{ кгс/см}^2, \quad (9)$$

а модуль пропорциональности

$$E = [x (\lg v_n)^2 + y \lg v_n + z] \cdot 10^6, \text{ кгс/см}^2, \quad (10)$$

где  $k$ ,  $x$ ,  $y$ ,  $z$  — коэффициенты пропорциональности (табл. 3).

Таблица 3

Порода	$\sigma_0$	$k$	$x$	$y$	$z$	$\sigma_0$	$k$	$x$	$y$	$z$
	при сжатии пород					при растяжении пород				
Известняк	308	69	0,001	0,006	0,07	18	2,7	-0,004	0,025	0,14
Песчаник	1145	88	0,000	0,021	0,22	43	5,3	-0,007	0,017	0,18
Габбро	1920	140	0,002	0,041	0,67	163	18,1	-0,015	0,071	0,77

При повышении скорости нагружения соблюдение закона линейной пропорциональности деформаций действующим напряжениям наблюдается в более широком диапазоне (см. рис. 8). Благодаря этому коэффициент хрупкости гранита увеличивается с 0,20 до 0,42, а коэффициент пластичности снижается с 4,8 до 2,4. Аналогичные результаты наблюдаются при повышении скорости деформации у соли и мрамора, у которых коэффициент хрупкости повышается соответственно с 0,182 до 0,585 и с 0,42 до 0,54, тогда как коэффициент пластичности соответственно снижается с 5,5 до 1,7 и с 2,4 до 1,8.

Таким образом, при повышении скорости нагружения и скорости деформации горных пород предел прочности, модуль деформации и хрупкость их увеличиваются, тогда как пластичность падает, что имеет существенное значение для построения общей модели деформации горных пород.

#### § 4. Энергетические основы пластического и хрупкого разрушения горных пород при переменной скорости нагружения

Для оценки вязкости пород представляет интерес суммарное изменение прочностных и деформационных свойств пород при изменении диаграммы  $\sigma - \varepsilon$ . Из анализа данных рис. 8 следует, что при увеличении скорости нагружения пород их прочностные свойства повышаются на 30—40%, а иногда и более, но в то же время относительная деформация, при которой наступает разрушение среды, снижается на 40—80%, благодаря чему общая удельная энергоёмкость разрушения, выражающая вязкость пород в динамическом режиме нагружения, повышается лишь на 15—20%.

Экспериментально установленный факт непостоянства относительной деформации при разрушении с повышенной скоростью нагружения имеет ряд чрезвычайно важных последствий для установления основных критериев оценки процесса разрушения.

Фундаментальными работами А. Гриффитса в области теории хрупкой прочности установлено, что при повышении скорости нагружения энергия разрушения должна возрастать. В основе этого положения лежит обнаруженное А. Гриффитсом и подтвержденное Г. Кольским [19] явление постоянства деформации разрушения, из которого вытекает, что для производства одной и

той же неупругой деформации при высоких скоростях нагружения вязких упруго-пластических тел требуется более высокая энергия, чем при квазистатическом процессе нагружения. При таком подходе основным параметром, определяющим разрушение, считается деформация, которая в этом случае рассматривается как постоянная в довольно широком диапазоне изменения скоростей нагружения. Применительно к частному процессу разрушения горных пород экспериментально установлено (см. рис. 8), что при изменении скорости нагружения деформация не остается постоянной. Следовательно, основным параметром, определяющим процесс разрушения, необходимо считать не деформацию, а общую энергию разрушения, в процессе которого ни деформация, ни предел прочности среды не остаются постоянными. Установленное положение в значительной степени оправдывает использование в количественных расчетах взрывного дела основных критериев IV энергетической теории прочности.

Согласно IV теории прочности удельная энергия разрушения может быть обозначена как

$$A_{уд} = \frac{\sigma_*^2}{2E} \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3, \quad (11)$$

где  $\sigma_*$  — техническое сопротивление среды разрушению, кгс/см<sup>2</sup>;  $E$  — модуль упругости среды, кгс/см<sup>2</sup>.

Техническое сопротивление среды разрушению существенно отличается от его теоретического значения, характерного для монолитных «бездефектных» сред. Так, теоретическими расчетами [21] установлено, что теоретическая прочность среды составляет около 0,10—0,15  $E$ . Тогда для горных пород, модуль упругости которых составляет  $1 \cdot 10^5 \div 1 \cdot 10^6$  кгс/см<sup>2</sup>, теоретическое сопротивление разрушению должно составлять  $1 \cdot 10^4 \div 1 \cdot 10^5$  кгс/см<sup>2</sup>. Практически же сопротивление пород растяжению, сдвигу, сжатию не превышает  $1 \cdot 10^2 \div 1 \cdot 10^3$ , что на один-два порядка ниже теоретического значения, свидетельствуя тем самым о существенном ослаблении горных пород естественными статистически распределенными в среде микро-макротрещинами. При определении удельной энергии разрушения по теоретической прочности горных пород удельная энергия разрушения (11) составляет  $1 \cdot 10^7 \div 1 \cdot 10^8$  кгс·м/м<sup>3</sup>. При внутренней потенциальной энергии ВВ  $5 \cdot 10^5$  кгс·м/кг разрушение пород при их теоретической прочности потребовало бы удельного расхода ВВ в пределах  $1 \cdot 10^2 \div 1 \cdot 10^3$  кг/м<sup>3</sup>; тогда как фактические удельные расходы ВВ не превышают  $1 \cdot 10^1$  кг/м<sup>3</sup>, что на один-два порядка ниже. Следовательно, разрушение горных пород под действием взрыва может реализоваться лишь по системе естественных статистически распределенных в среде микро-макротрещин, определяющих техническое сопротивление среды разрушению. Возникновение новых трещин возможно в горных породах лишь при очень высоких энергиях разрушения, достигаемых, например, при ядерных взрывах. В этих случаях в определенной

зоне благодаря формированию новых трещин возможно возникновение среды с новой структурой и новой технической прочностью.

В горнотехнической практике для оценки прочности горных пород широко используется коэффициент крепости пород по шкале проф. М. М. Протодыконова  $f$ , представляющий собой частное от деления прочности пород на сжатие  $\sigma_c$  на 100. Поскольку при изменении прочностных свойств горных пород меняются не только показатели сопротивления сжатию, растяжению и сдвигу, но и модуль упругости, то путем обработки данных табл. 2 и их статистической увязки с коэффициентом  $f$  установлено, что удельная энергия разрушения (11) при статическом режиме нагружения может быть выражена как

$$A_{уд} = 1800 \sqrt{f}, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (12)$$

При повышении скорости нагружения удельная энергия разрушения увеличивается. На основании представленных выше формул (6)—(11) совместно с данными табл. 3 получено, что удельная энергия разрушения с увеличением скорости нагружения повышается прямо пропорционально логарифму скорости нагружения и обратно пропорционально прочности горных пород, т. е.

$$A_{уд} = \frac{\sigma_*^2}{2E} \left( 1 + \frac{0,16}{\sqrt{f}} \lg v_n \right) \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (13)$$

Анализ полученной зависимости (рис. 9) показывает, что наиболее существенно удельная энергия разрушения повышается в породах, склонных к квазипластическому разрушению (известняки), и значительно меньше у пород, склонных к хрупкому разрушению (песчаники). В целом в породах с  $f \leq 5$  удельная работа дробления повышается более чем в 2 раза; при  $f = 5 \div 15$  — 40—50% и при  $f = 15 \div 20$  — на 25—30%.

Следовательно, с энергетической точки зрения повышение скорости нагружения следует считать целесообразным лишь при разрушении крепких горных пород, склонных к хрупкому или квазихрупкому разрушению, когда при незначительном увеличении вязкости достигается значительный выигрыш в общем расходе энергии за счет снижения пластичности пород; при разрушении же пород, склонных к пластичному или квазипластичному разрушению, повышение скорости нагружения нецелесообразно, так как вязкость в этом случае растет значительно (13), тогда как пластичность снижается недостаточно, что в целом требует более высоких затрат энергии на разрушение среды в динамике, чем в статике (диаграмма  $\sigma$ — $\epsilon$ ).

Поскольку при разрушении горных пород взрывом значительный объем деформаций осуществляется не только при нагрузке, но и в процессе разгрузки пород в результате падения давления в зарядной камере, а при некоторых видах разрушений (например, при короткозамедленном взрывании) разрушение пород вообще

происходит в переменном режиме нагрузки — разгрузки среды, то представляет интерес оценка поведения горных пород при их периодическом нагружении и разгрузке.

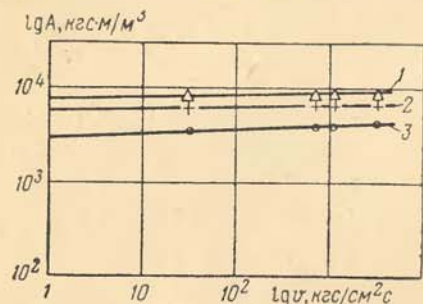


Рис. 9. Изменение удельной работы разрушения в зависимости от скорости нагружения горных пород: 1 — габбро; 2 — песчаник; 3 — известняк

В этих целях в лабораторных условиях были выполнены исследования по нагружению и разгрузке пород на образцах лиственита и доломита. Методика исследований была аналогична рассмотренной выше; модуль упругости для лиственита составлял  $3,03 \cdot 10^5$  кгс/см<sup>2</sup>, а для доломита  $7,0 \cdot 10^5$ , коэффициент Пуассона 0,21 для доломита и 0,28 — для лиственита, сопротивление сжатию около 1500 кгс/см<sup>2</sup> у лиственита и 1100—1200 кгс/см<sup>2</sup> у доломита.

Анализ выполненных исследований (рис. 10) показывает, что как у доломита, так и у лиственита в области относительных

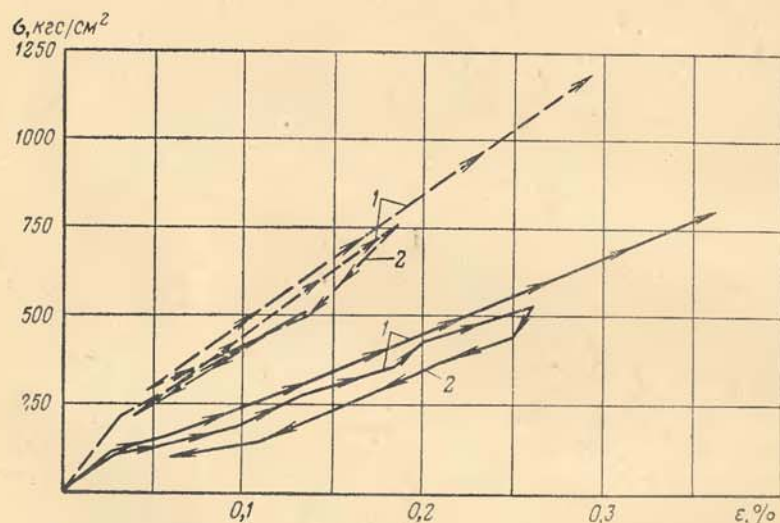


Рис. 10. Диаграмма нагрузки и разгрузки горных пород: 1 — нагрузка; 2 — разгрузка; сплошные линии — лиственит, разрушение при  $\sigma_{сж} = 1500$  кгс/см<sup>2</sup>; пунктирные — доломит, при  $\sigma_{сж} = 1100$  кгс/см<sup>2</sup>

деформаций 0,0002—0,0003 полностью соблюдается закон Гука, в дальнейшем же деформация, особенно при периодическом нагружении, входит в область пластической. В результате этого при разгрузке образцов с относительной деформацией 0,002—

0,0025 в них отмечаются остаточные деформации в пределах 0,0003—0,0004. При повторной нагрузке образцов у лиственита, как более хрупкой породы, произошло некоторое упрочнение, благодаря чему он стал способен выдерживать более высокие напряжения при меньших относительных деформациях; у доломита же произошло некоторое разупрочнение структуры, что обусловило при повторном нагружении более высокие деформации при меньших напряжениях. При каждом повторном нагружении остаточные деформации растут, увеличивая общий объем среды, разрушаемой под действием напряжений растяжения. Остаточные деформации в области разгрузки растут и с повышением скорости нагружения среды.

Таким образом, в результате экспериментальных исследований установлена возможность использования в горных породах рассмотренных выше общих моделей сплошных сред, что во многом способствует объяснению физической сущности процессов их деформации. Действительно, на основании результатов исследований общий механизм потерь энергии при деформации горных пород может быть представлен в виде графической зависимости (рис. 11), учитывающей упруго-пластические и вязкие свойства среды в зависимости от скорости нагружения. На рис. 11 кривыми *OA* и *OC* ограничена область переменной скорости деформирования от  $\dot{\epsilon} \rightarrow \infty$  (кривая *OA*) до  $\dot{\epsilon} \rightarrow 0$  (кривая *OC*). В случае статической нагрузки разгрузка произойдет по линии *ACB*, при нагружении с переменной скоростью разгрузка будет идти по кривым *AB*, *A<sub>1</sub>B<sub>1</sub>*, *A<sub>2</sub>B<sub>2</sub>*, *A<sub>3</sub>B<sub>3</sub>* и т. д. При этом характерно, что при разгрузке среды напряжение падает, тогда как деформации продолжают расти, что и объясняет наиболее интенсивное разрушение пород в период прохождения по ним волн разгрузки. Следует также отметить, что повышение скорости деформации ( $\epsilon_3 > \epsilon_2 > \epsilon_1$ ) при равных конечных напряжениях ведет к снижению потерь энергии, связанных с вязкостью среды ( $OAB < OA_1B_1 < OA_2B_2 < OA_3B_3$ ), давая тем самым возможность более интенсивного разрушения последней даже при меньших конечных деформациях. Поэтому из условий эффективного использования энергии взрыва характер нагружения среды должен строго соответствовать характеру ее деформации.

При переменной скорости нагружения общие потери энергии на деформацию пород могут быть представлены тремя характерными областями (см. рис. 11): область I характеризует потери, связанные со скачком напряжения на фронте волны, и обуславливается нелинейностью среды; область II характеризует потери, связанные с распространением нестационарных взрывных волн, и обуславливается вязкостью среды; область III учитывает потери, связанные с необратимостью деформаций, и зависит от пластичности среды.

Избранная модель среды позволяет обоснованно оценивать современные методы управления энергией взрыва не только с точки зрения теории упругости, учитывающей лишь условия распространения в среде взрывных волн, но и с точки зрения деформативных свойств горных пород, проявляющихся при нагрузке и разгрузке. Так, при повышении времени действия положительной фазы волны напряжения наблюдается снижение скорости деформации среды, например, с  $\epsilon_2$  до  $\epsilon_1$  (см. рис. 11), что повышает

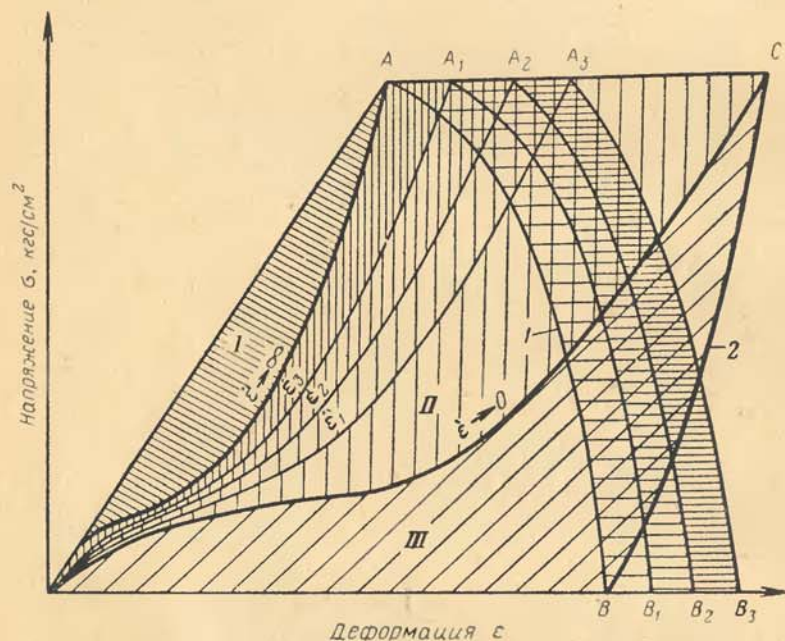


Рис. 11. Механизм потерь энергии при упруго-пластической деформации горных пород:

1 — разгрузка при нестационарной волне и переменной скорости нагружения;  
2 — разгрузка при стационарной волне

ее деформацию при разгрузке. Повышение же скорости деформации и скорости нагружения среды ведет к почти полной ликвидации нелинейности среды в процессе ее сжатия, повышению фазы разгрузки, тогда как вязкость растет незначительно, что в целом способствует более качественному дроблению пород.

Использование в объяснении механизма разрушения горных пород взрывом основных положений механики сплошной среды в значительной степени затруднено естественной нарушением горных пород статистической системой микро-макротрещин, ведущих к значительному изменению упруго-пластических свойств горных пород, а следовательно, действующих напряжений и деформаций. Для оценки степени изменения свойств пород в образ-

цах и массиве были выполнены специальные исследования, результаты которых представлены в табл. 4.

Таблица 4

Объект исследования	Показатели	Объект исследования					
		Крупнооблочные трещиноватые известняки	Слабокарстованные слениты	Сильнокварцованные слениты	Сленит-диориты	Вторичные кварциты	Гранодиорит-порфиры
Массив горных пород	Плотность пород, кг/м <sup>3</sup> . . .	2615	2560	2980	2335	2480	2410
	Скорость продольной волны, м/с . . . . .	2730	2500	3570	3300	1140	2230
	Скорость поперечной волны, м/с . . . . .	1515	1360	1945	1800	620	1230
	Акустическая жесткость, кг/м <sup>3</sup> · м/с × 10 <sup>6</sup> . . . . .	7,1	6,4	10,6	7,7	2,83	5,37
	Модуль сдвига, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .	0,62	0,48	1,15	0,77	0,09	0,37
	Модуль Юнга, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .	0,83	0,68	1,63	1,09	0,14	0,54
	Константа Лямэ, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .	0,76	0,67	1,58	1,05	0,13	0,48
	Модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .	1,16	0,99	2,33	1,58	0,20	0,75
	Коэффициент Пуассона . . . . .	0,276	0,291	0,289	0,287	0,291	0,282
	Образцы горных пород	Плотность пород, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	—	2720	2680	2630	2530
Скорость продольной волны, м/с . . . . .		—	3592	4406	4524	1796	3021
Скорость поперечной волны, м/с . . . . .		—	2268	2521	2585	1197	1993
Акустическая жесткость, кг/м <sup>3</sup> · м/с × 10 <sup>6</sup> . . . . .		—	9,8	11,8	11,9	4,55	7,6
Модуль сдвига, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .		—	1,5	2,1	2,2	0,36	1,0
Модуль Юнга, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .		—	3,6	5,3	5,5	0,80	2,3
Константа Лямэ, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .		—	0,7	1,81	1,93	0,12	0,38
Модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>6</sup> . . . . .		—	1,6	2,5	2,6	0,32	1,0
Коэффициент Пуассона . . . . .		—	0,17	0,26	0,26	0,10	0,12

Анализ данных табл. 4 показывает, что скорость распространения упругих колебаний и акустическая жесткость пород в массиве в 1,25—1,6 раза меньше, чем в образцах. Аналогично меняются и другие показатели упругости и пластичности. Доказательством преобладания в массиве упруго-пластического разрушения, является то, что коэффициент Пуассона у всех пород в массиве близок к 0,28—0,30, тогда как в образцах он не превышает 0,26, а у отдельных пород снижается до 0,10. Поскольку с увеличением

коэффициента Пуассона все показатели пластичности увеличиваются, степень пластичности пород в массиве значительно выше, чем у этих же пород в образцах благодаря существенному отличию статистической характеристики распределения микро-макротрещин и других неоднородностей.

Следовательно, для оценки условий пластического или хрупкого разрушения горных пород взрывом должны приниматься упруго-пластические свойства не образцов, а массивов горных пород, подлежащих разрушению.

Определяющим условием эффективного использования энергии взрывчатого разложения ВВ является строгое соответствие диаграммы механического разрушения среды  $\sigma - \epsilon$  диаграмме ее нагружения  $P - t$ . Для выяснения последней должен быть рассмотрен процесс детонации ВВ в его взаимосвязи с распространением волн сжатия и растяжения в среде.

### § 5. Механизм передачи энергии детонирующего заряда взрывчатого вещества окружающей среде

Давление газообразных продуктов взрыва  $P_n \approx 1 \times 10^5$  кгс/см<sup>2</sup>, возникающее в зарядной камере при взрывчатом разложении ВВ, по своему абсолютному значению превышает предел прочности на сжатие самых крепких горных пород ( $1 \cdot 10^3$  кгс/см<sup>2</sup>). Однако это не приводит к мельчайшему дроблению среды по всему ее объему, как следовало бы ожидать из простейших расчетов. Объяснение этого явления заключается в чрезвычайно сложной картине передачи энергии детонирующего заряда ВВ окружающей среде.

Известно, что расширение продуктов взрывчатого разложения ВВ, сопровождающееся падением давления  $P$ , осуществляется по закону

$$PV_0^k = \text{const}, \quad (14)$$

где  $V_0$  — начальный объем зарядной камеры;  $k$  — показатель изэнтропы, характеризующий условия расширения газообразных продуктов взрыва (в начальной стадии расширения  $k_0 = 3$ , в конечной  $k_k = 1,25 \div 1,4$ ).

Давление газообразных продуктов взрыва в любой стадии их расширения может быть определено на основании закона сохранения энергии и сопряжения двух законов расширения, как функция конечного объема расширения и начального объема газов, т. е.

$$\frac{V_\infty}{V_0} = \left(\frac{P_n}{P_k}\right)^{1/k_0} \cdot \left(\frac{P_k}{P_a}\right)^{1/k_k}, \quad (15)$$

где  $P_n$  — начальное давление продуктов взрыва;  $P_k$  — давление, до которого расширение продуктов взрыва происходит по закону

$$P_k V_0^{k_0} = \text{const} = P_n V_0^3;$$

$P_a$  — атмосферное давление (при взрыве в воздухе), либо прочностное сопротивление среды (при взрыве в твердом теле);  $V_\infty$  — конечный объем расширения.

В результате исследований, выполненных на бетонных моделях, в угольных массивах и горных породах различной крепости [29], установлено, что объем расширения зарядной камеры от  $V_0$  до  $V_\infty$  зависит главным образом от прочности окружающей среды на сжатие (рис. 12) и может быть отождествлен с объемом зоны пластических деформаций. Его зависимость от прочности среды и наименьшего объема зарядной камеры  $V_0$  может быть представлена как

$$V_\infty/V_0 = 1000/\sigma_{сж}^{3/4}, \quad (16)$$

где  $\sigma_{сж}$  — прочность среды при одноосном сжатии, кгс/см<sup>2</sup>.

Для типичных горных пород при  $\sigma_{сж} = 300 \div 3000$  кгс/см<sup>2</sup> (см. табл. 2) конечный объем расширения  $V_\infty$  колеблется от 2 до 15 объемов зарядной камеры  $V_0$ , что составляет всего лишь около 0,2—1% общего объема разрушения. Следовательно, в количественном отношении зона пластических деформаций не имеет существенного значения, однако энергетические затраты по ее формированию весьма существенны.

Действительно, согласно IV теории прочности, наиболее приемлемой, как это доказано выше, для оценки процесса разрушения, полная энергия деформации горных пород, накапливаемая в единице объема среды, может быть определена по формуле

$$W_2 = \frac{1}{2E} [(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2) - 2\mu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)] \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3, \quad (17)$$

где  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  — главные напряжения, кгс/см<sup>2</sup>.

Эта энергия состоит из двух частей: энергии  $W_V$ , накапливаемой за счет изменения объема; энергии  $W_\phi$ , связанной с изменением формы деформируемой среды.

В условиях всестороннего сжатия энергия, связанная с изменением формы деформируемой среды, равна или по крайней мере близка к 0. Энергия же деформации, накапливаемая в единице

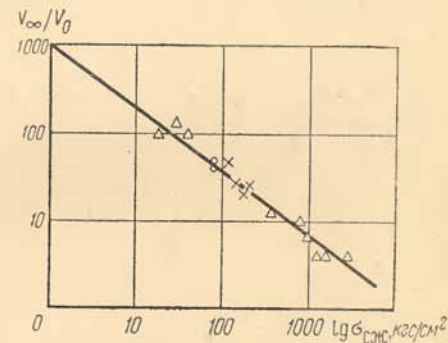


Рис. 12. Изменение относительного объема зоны пластических деформаций в зависимости от сопротивления пород одноосному сжатию:  
0 — уголь;  $\Delta$  — горные породы,  $x$  — бетон

объема среды, связана только с изменением объема. Энергия изменения объема в этом случае составит

$$W_V = \frac{(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2}{18K} \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (18)$$

Так как всестороннее сжатие среды предполагает равенство  $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$ , то в этом случае удельная энергия объемной деформации составит

$$W_V = \frac{\sigma^2}{2K} \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (19)$$

В условиях всестороннего сжатия прочность твердых тел  $\sigma$  обычно повышается в 10—12 раз, а динамический модуль объемного сжатия  $K$  лишь на 20—30% выше статического. Исходя из указанного удельная энергия объемной деформации  $W_V$  зоны, прилегающей к зарядной камере, для типичных горных пород (см. табл. 2) составит  $(1 \div 10) \cdot 10^6$  кгс·м/м<sup>3</sup>, что на два порядка выше удельной энергоемкости разрушения, определяемой согласно (11).

Как свидетельствуют расчеты [28], при взрывании ВВ с потенциальной энергией  $5 \cdot 10^5$  кгс·м/кг формирование зоны пластических деформаций поглощает до 25% потенциальной энергии ввиду того, что удельные затраты энергии здесь в 10—100 раз выше, чем в условиях общего разрушения.

Существенное влияние зоны пластических деформаций сказывается не только в непосредственном формировании ее, но и в оценке условий перехода энергии ВВ в энергию ударной волны. Энергия, переходящая в ударную волну  $W_{уд}$ , может быть определена согласно [6] как часть общей энергии ВВ  $W_0$  в соответствии с зависимостью

$$W_{уд} = W_0 \left[ 1 - \frac{P_a}{(k-1)\rho_{ВВ}Q_V} \cdot \frac{V_\infty}{V_0} \right]. \quad (20)$$

Из представленной формулы очевидно, что в оценке условий перехода энергии взрывчатого разложения ВВ в энергию ударной волны определяющее значение имеют объем зоны пластических деформаций  $V_\infty$  и прочностное сопротивление среды  $P_a$ .

Прочностное сопротивление среды может быть определено из уравнения [15] как

$$P_a = \left[ \frac{P_n^{1/k} P_k^{k-k_k} V_0}{V_\infty} \right]^{k_k}, \text{ кгс/см}^2, \quad (21)$$

а

$$P_n = \frac{\rho_{ВВ}\omega^2}{(k+1)g} \cdot 10^4, \text{ кгс/см}^2. \quad (22)$$

Для типичных ВВ, у которых  $\rho_{ВВ} = 1000$  кг/м<sup>3</sup> и скорость детонации  $\omega = 4000$  м/с, начальное давление составит

$$P_n = \frac{1000 \cdot 4000^2}{(3+1) \cdot 9,8 \cdot 10^4} \approx 40\,000 \text{ кгс/см}^2.$$

Конечное давление газообразных продуктов взрыва в зарядной камере определяется свойствами среды. В начальной стадии расширения продуктов взрыва (при  $P_k \leq P \leq P_n$ ) оно происходит по закону  $P \sim V^{-k}$ , а далее при  $P_a < P < P_k$  расширение идет по закону  $P \sim V^{-k_k}$ . Для типичных горных пород можно принять, что  $P_k \approx 1 \cdot 10^3$  кгс/см<sup>2</sup>, при расширении же продуктов взрыва в воде или воздуха  $P_k = P_a$ , т. е. атмосферному давлению.

Исходя из представленных качественных показателей и полученных экспериментально значений  $V_\infty/V_0$  остаточное давление газообразных продуктов взрыва в зарядной камере составит

$$P_a \approx \left[ \frac{40\,000^{1/3} \cdot 4000^{1/3}}{2 \div 15} \right]^{1,5} \approx 100 \div 2250 \text{ кгс/см}^2,$$

что примерно равно 0,75 ÷ 0,8 от сопротивления рассматриваемых пород одноосному сжатию (см. табл. 2). Учитывая формируемую при этом зону трещин и растекание продуктов взрыва по ним, фактическая величина этого давления будет еще ниже, а в конечной стадии после сообщения зарядной камеры с поверхностью, когда  $P_a = 1,0$  кгс/см<sup>2</sup>, остаточное давление газообразных продуктов взрыва составит лишь 10 ÷ 70 кгс/см<sup>2</sup>. Следовательно, по конечному значению остаточное давление газообразных продуктов взрыва значительно меньше технической прочности пород, что исключает активное разрушение среды под его действием.

Очевидно, главная роль в процессе разрушения пород взрывом принадлежит действию ударных волн и волн сжатия, являющихся следствием удара массы газообразных продуктов взрыва о стенки зарядной камеры, поэтому разработка инженерных методов управления энергией взрыва должна быть основана главным образом на управлении параметрами этих волн.

Известно, что из общей потенциальной энергии ВВ в энергию ударной волны переходит лишь некоторая ее часть. Условия этого перехода в значительной степени зависят от параметров применяемых ВВ ( $\rho_{ВВ}$  — плотности и  $Q_V$  — потенциальной энергии), характера деформации зарядной камеры  $V_\infty/V_0$  и остаточного давления  $P_a$ , которое определяется свойствами среды и, как установлено экспериментально, составляет около 0,75 сопротивления данной среды одноосному сжатию.

Тогда, считая, что

$$P_a = 0,75\sigma_{сж}, \quad V_\infty/V_0 = 1000/\sigma_{сж}^{3/4}$$

из (16) получаем, что переход энергии взрывчатого разложения ВВ в энергию ударной волны составит

$$\frac{W_{уд}}{W_0} = 1 - \frac{750\sigma_{сж}^{1/4}}{(k_k - 1)\rho_{ин}Q_V} \quad (23)$$

Для типичных ВВ с  $\rho_{ВВ} = 1000$  кг/м<sup>3</sup>,  $Q_V = 900 \div 1200$  ккал/кг, показателем изэнтропии  $k_k = 1,5$  и горных пород с сопротивлением одноосному сжатию  $300-3000$  кгс/см<sup>2</sup> отношение  $W_{уд}/W_0$  составит

$$\frac{W_{уд}}{W_0} = 1 - \frac{750[(300 \div 3000) \cdot 10^4]^{1/4}}{0,5 \cdot 1000(900 \div 1200)} \approx 0,90 \div 0,95. \quad (24)$$

Следует отметить, что вследствие возрастания энтропии и соответствующего уменьшения свободной энергии непосредственно в ударную волну переходит значительно меньшая часть энергии взрыва, чем это следует из расчетов.

Существенная часть энергии взрыва теряется при переходе из зарядной камеры в среду ввиду отражения от стенок зарядной камеры, благодаря чему часть продуктов взрыва до установления равновесия будет двигаться не к периферии, а к центру заряда, унося при этом около 1/3 энергии взрыва [6]. Так как при сжатии в области высоких давлений и скоростей нагружения горным породам свойственно квазиупругое поведение, то количество энергии, соответственно отраженной от стенок зарядной камеры и прошедшей в среду, может быть с удовлетворительной для практических целей степенью погрешности установлено [47] по известным формулам теории упругости. Так, энергия ударной волны, выходящая за границу раздела «заряд — среда», составит

$$W_c/W_{уд} = 4\rho C_p \rho_{ВВ} \omega / (\rho C_p + \rho_{ВВ} \omega)^2, \quad (25)$$

где  $\rho C_p$  — акустическая жесткость разрушаемых пород, кг/м<sup>3</sup>·м/с;  $\rho_{ВВ} \omega$  — акустический импеданс ВВ, кг/м<sup>3</sup>·м/с.

Прямая пропорциональность между акустической жесткостью пород и их сопротивлением одноосному сжатию, которая из данных табл. 2 может быть выражена как

$$\rho C_p = \bar{A} = 0,11\sigma_{сж} \cdot 10^4, \text{ кг/м}^3 \cdot \text{м/с}, \quad (26)$$

дает возможность выражения формул (23) и (25) как через акустические, так и через прочностные параметры среды.

Анализ полученных закономерностей показывает, что с повышением прочностной характеристики среды выход энергии взрыва в породу в форме ударной волны, монотонно снижается (кривая 1 на рис. 13), тогда как потери энергии взрыва, связанные с отражением на границе раздела «заряд — среда», обладают некоторым экстремумом, соответствующим равенству акустических импедансов ВВ и среды (кривая 2). Следовательно, абсолютное значение энергии ВВ, переходящей в среду (кривая 3), зависит

не только от ее параметров (прочности и акустической жесткости), но и параметров ВВ — плотности и скорости детонации. При отношении акустических импедансов породы и ВВ

$$\rho C_p / \rho_{ВВ} \omega = 0,2 \div 0,5$$

выход энергии взрыва в породу составит лишь 0,55—0,75 потенциальной энергии ВВ, так же как и при соотношении акустических импедансов 1,5—2,0.

Это свидетельствует о необходимости применения в породах с низкой акустической жесткостью, соответственно, ВВ с низкой скоростью детонации и плотностью и, наоборот, в породах с высокими акустическими параметрами — ВВ с высокой скоростью детонации и плотностью. Этот качественный вывод является основным в выборе параметров взрывчатого разложения ВВ, соответствующих условиям эффективного разрушения упруго-пластических горных пород.

В рассмотренном диапазоне горных пород ( $\sigma_{сж} = 300 \div 3000$  кгс/см<sup>2</sup> и  $\bar{A} = 1 \div 10 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с) с учетом потерь энергии при отражении от стенок зарядной камеры выход энергии взрывчатого разложения ВВ в ударную волну составит 60—65%. Следовательно, около 60—65% объема разрушения горных пород связано с действием взрывных волн и соответственно 35—40% — с действием газообразных продуктов взрыва. При этом долевое участие газового фактора соответственно увеличивается в горных породах с низкой акустической жесткостью и снижается в породах с высокой жесткостью.

Для проверки данных теоретических положений были выполнены специальные экспериментальные исследования [28] на бетонных моделях с акустической жесткостью  $9 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с при прочности их  $200-300$  кгс/см<sup>2</sup>. Методикой экспериментов предусматривалась локализация давления газообразных продуктов взрыва жесткой металлической трубой, помещаемой в объеме модели на расстоянии от заряда, значительно превышающем радиус зоны пластических деформаций в бетоне. На моделях взрывались заряды ВВ переменной массы 200, 400 и 600 г с различной потенциальной энергией при их одностороннем и двухстороннем инициировании. Результаты взрывания фиксировались скоростью

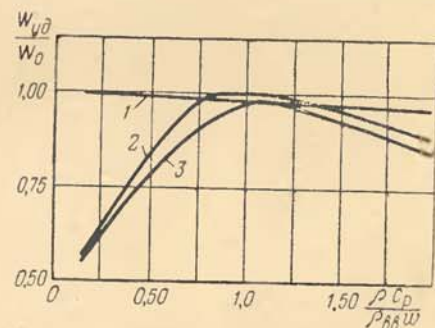


Рис. 13. Выход энергии ВВ в ударную волну в зависимости от соотношений акустических импедансов породы и ВВ

ной кино съемкой и последующим гранулометрическим анализом. В результате исследований установлено, что при взрывании равных зарядов в блоках с локализацией давления газообразных продуктов взрыва металлической трубой показатель степени дробления бетона был всегда на 5—70% ниже, чем в таких же блоках, но взрывааемых без трубы. Скорость и дальность разлета взорванной массы при разрушении блоков с локализирующей металлической трубой были всегда на 30—40% ниже, чем в блоках без трубы. Это свидетельствует о том, что 60—70% кинетической энергии разлета взорванная масса получает за счет энергии волны сжатия и 30—40% — за счет остаточного давления прорывающихся по трещинам разрушения газообразных продуктов взрыва. При этом доли участия энергии волны сжатия и энергии газообразных продуктов взрыва примерно равнозначны. Участие же волн напряжения в процессе разрушения является преобладающим, характеризую создание предразрушения среды по естественно существующим статистически распределенным микро-макротрещинам; полное разрушение среды завершается под действием остаточного давления газообразных продуктов взрыва [28].

Несмотря на то, что в газообразных продуктах взрыва остается достаточно большой запас энергии, низкие параметры не позволяют активно использовать ее в разработке инженерных методов управления энергией взрыва, основное внимание в области которых должно быть обращено на управление параметрами волн напряжения, так как радиус распространения ударных волн не превышает с-ли радиусов заряда.

Таким образом, процесс разрушения горных пород взрывом зависит главным образом от энергии волн напряжения, распространяющихся в среде с конкретными упруго-пластическими свойствами, уровень которой определяет как напряженное состояние среды, так и возможную степень ее деформации.

## Глава II

### РАСПРОСТРАНЕНИЕ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ В ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Распространение взрывных волн в горных породах осуществляется в форме ударных волн, волн напряжения и сейсмических волн. Поскольку действие ударных волн завершается в весьма ограниченном объеме, составляющем в общем объеме дробления горных пород не более 1,0%, а действие сейсмических волн представляет самостоятельный интерес в области сейсмического действия взрыва, то ниже рассмотрены лишь особенности распространения в горных породах волн напряжения.

### § 6. Основные параметры волн напряжения

Распространение волн напряжения в горных породах характеризуется рядом параметров, существенно изменяющихся в пространстве и времени. К числу основных параметров волн напряжения, вызывающих конечную деформацию среды, относятся (рис. 14): максимальное напряжение фронта волны —  $\sigma_{\max}$ , кгс/см<sup>2</sup>; продолжительность положительной фазы волны сжатия,  $t$ , с; время нарастания напряжения от 0 до  $\max$  —  $t_n$ , с; время спада напряжения от  $\max$  до 0 —  $t_s$ , с.

Указанные параметры зависят от характеристики разрушаемых взрывом сред, условий детонации ВВ, параметров взрывчатого разложения ВВ и условий его размещения в зарядной камере.

Помимо отмеченных выше основных параметров волны напряжения, существенное значение в оценке процессов разрушения пород взрывом имеют и такие параметры, как: скорость массового смещения среды в волне  $u$ , см/с; смещение среды в волне напряжения  $s$ , см; импульс волны напряжения  $J$ , кгс/см<sup>2</sup>·с; энергия волны напряжения  $W$ , кгс·м/м<sup>2</sup>.

Напряжение на фронте волны — не единственный критерий оценки условий процесса разрушения. Максимальное напряжение на фронте волны имеет первостепенное значение в том случае, когда продолжительность действия волны значительно превышает другие характерные промежутки времени процесса (например, время деформации и разрушения среды). Если же продолжительность фазы волны сжатия значительно меньше времени разрушения среды, то максимальное напряжение теряет свое первостепенное значение, и определяющим фактором становится общий импульс нагружения

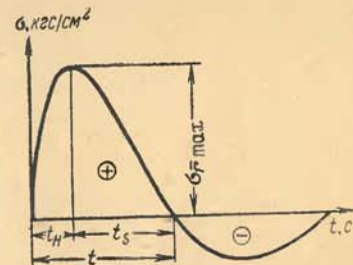


Рис. 14. Импульс взрыва

$$J = \int_0^t \sigma(r, t) dt, \text{ кгс/см}^2 \cdot \text{с}. \quad (27)$$

Величина импульса обычно вычисляется в пределах области начального высокого давления путем интегрирования до произвольно назначаемого верхнего предела времени, достаточно полно учитывающего характерные изменения давления от времени в диапазоне, составляющем значительную часть начальной пиковой величины. Критерием выбора предела интегрирования по времени служит падение давления до некоторого достаточно эффективного его значения, которое равно примерно 1/3 начального максимального давления [6].

Импульс взрыва, характеризуя в целом действие заряда в некоторой геометрически ограниченной среде, все же не дает полного представления о возможном генеральном разрушении ее взрывом. Такое представление может быть получено исходя из законов распространения и погашения энергии волн напряжения в среде, обладающей определенными упругими постоянными.

Энергия волн напряжения определяется энергией взрывчатого разложения ВВ и условиями ее перехода в упругую энергию пород различной характеристики, что определяет возможное напряженное состояние среды и его длительность, благодаря которым волной и производится работа. Ввиду этого энергия волны напряжения может быть определена как функция работы, совершаемой при смещении элементарной площадки на определенное расстояние в безграничной среде. Тогда начальное уравнение энергии, проходящей через единицу площади в нормальном к фронту волны направлении за время  $dt$ , может быть выражено следующим образом

$$dW = d\sigma_{(r,t)} du(r,t) dt \quad (28)$$

или

$$W = \int_0^t \sigma_{(r,t)} u_{(r,t)} dt, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^2. \quad (29)$$

Изменение скорости массового смещения и напряжения во времени с учетом их максимального значения подчиняется экспоненциальному закону вида [47]

$$u = u_{\max} e^{-\alpha(t-t_n)} \frac{\sin \beta t}{\sin \beta t_n}; \quad \sigma = \sigma_{\max} e^{-\alpha(t-t_n)} \frac{\sin \beta t}{\sin \beta t_n}, \quad (30-31)$$

где  $e^{-\alpha(t-t_n)}$  — экспонента, характеризующая крутизну нарастания и спада напряжения или скорости;  $\alpha$ ,  $\beta$  — коэффициенты, характеризующие крутизну нарастания и спада напряжений или скорости.

Изменение максимальных нормальных напряжений в пространстве обратно пропорционально относительному радиусу  $r = R/r_0$  в степени, определяемой формой геометрического рассеивания волны, упругими и пластическими свойствами среды. В работах [22, 36, 47, 51] и др. предложен ряд теоретических и экспериментальных зависимостей по определению характера изменения напряжений во времени и пространстве при распространении волн в различных твердых средах.

## § 7. Распространение упругих волн напряжения

При квазиупругом поведении горных пород основные закономерности изменения параметров волн напряжения могут быть установлены в соответствии с законами теории упругости. В этом случае, например, максимальное напряжение на фронте волны  $\sigma_{\max}$  и скорость массового смещения породы  $u_{\max}$  могут быть связаны между собой зависимостью

$$\sigma_{\max} = \frac{u \rho C_p}{g}, \text{ кгс/см}^2. \quad (32)$$

Тогда согласно уравнению (29) энергия волны составит

$$W = \frac{g}{\rho C_p} \int_0^t \sigma_{(r,t)}^2 dt, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^2. \quad (33)$$

Для решения уравнения (33) принимаем в соответствии с уравнением (31), что

$$\sigma_t = \sigma_{\max} e^{-\alpha(t-t_n)} \frac{\sin \beta t}{\sin \beta t_n}, \text{ кгс/см}^2.$$

Согласно исследованиям [51] максимальное действующее в среде напряжение может быть определено как

$$\sigma_{\max(r)} = \sigma_0 / r^{2-\gamma}, \text{ кгс/см}^2, \quad (34)$$

где  $\sigma_0$  — начальное давление на фронте волны, кгс/см<sup>2</sup>;  $R/r_0 = \bar{r}$  — относительный радиус действия заряда;  $\gamma$  — показатель степени затухания, определяемый как

$$\gamma = \frac{\mu}{1-\mu}. \quad (35)$$

Начальное давление на фронте волны в упругом приближении может быть определено с учетом (22) и (25) как:

$$\sigma_0 = \frac{2\rho C_p \rho_{ВВ} \omega^2}{(\rho C_p + \rho_{ВВ} \omega)(k+1)g}, \text{ кгс/см}^2. \quad (36)$$

Тогда на основании вышеизложенного

$$W = \frac{g}{\rho C_p} \int_0^t \frac{\rho_{ВВ}^2 \omega^4 \rho^2 C_p^2 r_0^{2(2-\gamma)}}{4g^2 (\rho_{ВВ} \omega + \rho C_p)^2 R^{2(2-\gamma)}} \cdot e^{-2\alpha(t-t_n)} \frac{\sin^2 \beta t}{\sin^2 \beta t_n} dt, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^2, \quad (37)$$

отсюда удельная энергия волны напряжения

$$W_{уд} = \frac{\rho_{ВВ}^2 \omega^4 \rho C_p r_0^{2(2-\gamma)}}{4g (\rho_{ВВ} \omega + \rho C_p)^2 R^{2(2-\gamma)}} \int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \frac{\sin^2 \beta t}{\sin^2 \beta t_n} dt, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^2. \quad (38)$$

Для определения полного количества энергии, проходящей через разрушаемый объем при распространении в нем волны напряжения, следует учесть условия геометрического расхождения энергии в пространстве. Тогда для наиболее распространенных в промышленности удлиненных зарядов, генерирующих цилиндрическую волну, получим

$$W_{\Sigma} = \frac{\pi \rho_{\text{ВВ}}^2 \omega^4 C_p r_0^{5-2\gamma} L_3}{16g (\rho_{\text{ВВ}} \omega + \rho C_p)^2 R^{3-2\gamma}} \int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \frac{\sin^2 \beta t}{\sin^2 \beta t_n} dt. \quad (39)$$

Анализ полученного уравнения позволяет выявить некоторые качественные особенности действия взрыва в среде, которые могут быть использованы как основа разработки инженерных методов управления энергией взрыва:

1. Увеличение плотности заряжения  $\rho_{\text{ВВ}}$  обуславливает повышение энергии волны напряжения пропорционально  $(\rho_1/\rho_0)^{3/4}$ , что свидетельствует о целесообразности уплотнения ВВ до пределов, определяемых технологическими параметрами взрывания.

2. Увеличение скорости детонации ВВ обуславливает повышение энергии волны напряжения пропорционально величине  $(\omega_1/\omega_0)^{2,7}$ , что связано с ростом начального давления и потенциальной энергии ВВ.

3. Увеличение радиуса заряда обуславливает повышение энергии волны напряжения: в упругих средах, склонных к хрупкому разрушению, — в степени, близкой к 3; в упруго-пластических средах, склонных к квазипластическому разрушению, — в степени, близкой к 2; в пластичных горных породах, склонных к пластическому разрушению, — в степени, близкой к 1. Это свидетельствует о целесообразности применения зарядов повышенного диаметра лишь в упругих и упруго-пластических средах.

4. С повышением длины заряда удельная энергия волны напряжения не изменяется.

5. Влияние временных факторов на характер распространения волн напряжения может быть выяснено при условии решения интеграла

$$\int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \frac{\sin^2 \beta t}{\sin^2 \beta t_n} dt.$$

Проинтегрировав его по частям, получим

$$\int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \sin^2 \beta t dt + \int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \sin^2 \beta t \operatorname{ctg}^2 \beta t_n dt.$$

Выражения

$$\int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \sin^2 \beta t dt \quad \text{и} \quad \int_0^t e^{-2\alpha(t-t_n)} \sin^2 \beta t \operatorname{ctg}^2 \beta t_n dt$$

так же в свою очередь могут быть решены по частям, что в итоге дает

$$t \left\{ \left[ \frac{3}{2} - \frac{\sin \beta t}{4\pi} \right] e^{-2\alpha(t-t_n)} + \frac{t}{2\alpha(t-t_n)} [1 + e^{-2\alpha(t-t_n)}] - \frac{\alpha^2(t-t_n)^2}{4\alpha^2(t-t_n)^2 + \pi} \left[ 1 - \frac{\sin^2 \beta t}{\pi} e^{-2\alpha(t-t_n)} - \frac{\cos \beta t}{\pi} e^{-2\alpha(t-t_n)} \right] \right\}.$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что с увеличением общего времени существования положительной фазы волны напряжения  $t$  энергия волны повышается линейно. При повышении скорости нагружения энергия в волне падает, что связано с увеличением потерь энергии взрыва в результате роста вязкости среды.

Общей особенностью волн напряжения является то, что нарастание напряжений происходит достаточно резко, а спад, как правило, имеет плавный характер; градиент напряжений в областях нагрузки и разгрузки может быть оценен отношением величин  $t_n/t_s = \Delta\sigma$ . При градиенте напряжений, близком к 1,0, в среде наблюдается распространение гармонических колебаний малой интенсивности — сейсмических волн; при  $\Delta\sigma < 1,0$  — волн напряжений. При снижении градиента напряжений затухание энергии волн увеличивается ввиду повышения вязкости среды и, как следствие этого, диссипативных потерь.

Для экспериментального изучения критериев затухания волн напряжения в пространстве и времени в промышленных условиях были проведены взрывы зарядов ВВ массой от 0,2 до 2000 кг в скважинах диаметром 245 мм с регистрацией параметров волн напряжения по шести породам, физико-механические свойства которых в массиве и образцах приведены в табл. 4. Параметры волн напряжения на шлейфных осциллографах Н-105 и Н-700 регистрировали вибрографами ВВП, ВЭГИК и ВИБ-АМ, устанавливаемыми на расстоянии  $(10-150)\sqrt[3]{Q}$ . Для получения неискаженного сигнала параметры заложения зарядов, установки вибрографов и их раскрепления подбирались по формулам

$$t_{\text{в.р}} > t_{\text{п.ф}}, \quad (40)$$

где  $t_{\text{в.р}}$  — время разгрузки среды, с;  $t_{\text{п.ф}}$  — время существования положительной фазы волны напряжения, с.

Время разгрузки при этом определялось как

$$t_{\text{в.р}} = \frac{2Hw}{C_p}, \quad (41)$$

где  $w$  — глубина заложения заряда, м;  $H$  — глубина установки вибрографа, м.

Осциллограммы расшифровывали по общеизвестным методам.

Исследованиями установлено, что затухание напряжений на фронте волны достаточно хорошо согласуется с зависимостями (34—36) и может быть принято в качестве основы всех последующих расчетов. Время существования положительной фазы волны напряжения  $t$ , как и время нарастания напряжений от 0 до максимума  $t_n$ , зависят от упругих постоянных горных пород, расстояния от места взрыва и общей величины заряда, взрываемого в скважине. Эти зависимости могут быть выражены эмпирическими формулами, справедливыми в пределах исследованных величин:

$$t = xR^y Q^z \cdot 10^{-3}, \text{ с}; \quad t_n = x_1 R^{y_1} Q^{z_1} \cdot 10^{-3}, \text{ с}, \quad (42), (43)$$

где  $x, y, z$  — коэффициенты, зависящие от упругих свойств горных пород. Значения коэффициентов приведены в табл. 5.

Таблица 5

Породы	$x$	$y$	$z$	$x_1$	$y_1$	$z_1$
Крупноблочные известняки . . . . .	2,58	0,55	0,18	0,64	0,8	0,05
Слабоокварцоватые сиениты . . . . .	1,1	0,62	0,12	0,3	0,79	0,06
Сильноокварцованные сиениты . . . . .	1,85	0,58	0,24	0,28	0,81	0,065
Сиенит-диориты . . . . .	1,5	0,56	0,21	0,32	0,73	0,09
Гранодиорит-порфиры . . . . .	2,2	0,65	0,11	0,48	0,9	0,035
Вторичные кварциты . . . . .	10,25	0,7	0,1	2,75	0,95	0,01

Анализ данных табл. 5 совместно с табл. 4 показал, что значения коэффициентов  $x$  и  $x_1$  зависят главным образом от модуля объемного сжатия пород, тогда как показатели степени  $y$  и  $y_1$  аналогичны показателю степени выражения (34) и зависят от коэффициента Пуассона. При этом характерно, что время нарастания напряжений от 0 до максимума зависит в основном от модуля объемного сжатия и расстояния и в меньшей степени от массы заряда ВВ, тогда как общее время существования положительной фазы волны напряжения в значительно большей степени зависит от общей массы заряда ВВ  $Q$ . Статистическая обработка результатов исследований с учетом выявленных качественных особенностей позволила получить общие выражения для определения  $t$  и  $t_n$ :

$$t = \frac{215}{K} \sqrt[3]{R^{2-\gamma}} Q^{0,2}, \text{ с}; \quad t_n = \frac{54}{K} \sqrt[3]{R^{2-\gamma}} Q^{0,05}, \text{ с}, \quad (44), (45)$$

которые в функции относительных радиусов действия взрыва выражаются как:

$$t = \frac{84}{K} \sqrt[3]{r^{2-\gamma}} Q^{0,2}, \text{ с}; \quad t_n = \frac{12}{K} \sqrt[3]{r^{2-\gamma}} Q^{0,05}, \text{ с}. \quad (46), (47)$$

На основе полученных зависимостей можно вывести два важнейших следствия, имеющих большое значение в решении инженерных задач действия взрыва в среде.

Первое следствие заключается в том, что нагружение горных пород взрывом в динамическом режиме при  $v_n > 1$  осуществляется в объеме, достигающем 1000 радиусов заряда. Это обуславливает необходимость учета динамических особенностей поведения горных пород практически во всех зонах разрушения.

Второе следствие заключается в том, что распространение гармонических колебаний в форме сейсмических волн наблюдается в породах на расстояниях, превышающих 100 радиусов заряда.

Проведенный анализ условий формирования и распространения волн напряжений предполагает установление общих энергетических зависимостей процесса разрушения и сейсмического действия взрыва в упругом приближении. В действительности же деформация горных пород носит упруго-пластический характер, что в значительной степени усложняет оценку условий распространения и диссипации энергии волн напряжения.

### § 8. Распространение упруго-пластических волн

Из общей диаграммы механического поведения горных пород в динамическом режиме нагружения следует, что в области некоторого напряжения  $\sigma_s$  сжатие и разгрузка пород происходят упруго (рис. 15), т. е. по одному и тому же закону, а при  $\sigma > \sigma_s$  — по разным законам. После снятия нагрузки при  $\sigma > \sigma_s$  в среде сохраняется остаточная деформация (см. рис. 10), величина которой зависит от величины максимального напряжения  $\sigma_{\max}$ , достигнутого при сжатии. Для такой модели поведения горных пород задача о распространении, отражении и преломлении взрывных волн сжатия и разрежения наиболее полно может быть решена на основе метода, разработанного Г. М. Лиховым, в координатах Лагранжа «масса — время» [22].

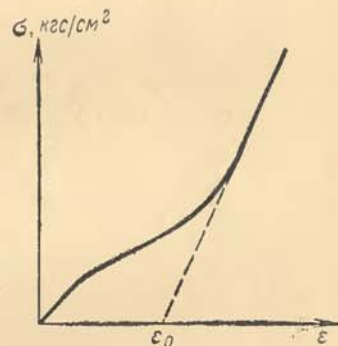


Рис. 15. Диаграмма деформации упруго-пластической среды

Основные исходные моменты решения задачи о распространении волн напряжения в упруго-пластической среде заключаются в следующем:

1. Среда представляет собой материал, в котором сжатие и разгрузка до некоторого предела  $\sigma_s$  происходят упруго, а при  $\sigma > \sigma_s$  — пластично. 2. В области  $\sigma \leq \sigma_s$  сжатие твердого тела на фронте волны рассматривается как одноосное, без поперечных деформаций; волна, возбуждаемая в среде при напряжениях ниже динамического предела текучести, называется упругой. В области  $\sigma \geq \sigma_s$ , когда прикладываемое напряжение превышает

величину динамического предела текучести, сжатие становится не одноосным. По мере в этом случае начинает распространяться вторая волна, скорость которой будет меньше, чем скорость первой упругой волны, поскольку ударная адиабата твердых тел выше динамического предела текучести, вследствие увеличения сжимаемости, имеет излом (см. рис. 8). Вторая волна, возникающая в среде при напряжениях, превышающих динамический предел, обычно называется пластической. 3. Среда нагружается нестационарной плоской волной с двумя фронтами: упругой  $\bar{A}_0$  и пластической  $\bar{A}_1$  волны. 4. Связь напряжений и деформаций  $\sigma-\varepsilon$ , выражаемая кривой закона сжимаемости сред  $P = p(\rho)$ , заменяется ломаной (линеаризуется) со звеньями вида

$$P = x^2 \rho^{-1} + y, \quad (48)$$

где  $x$  и  $y$  — постоянные величины в пределах данного звена ломаной. 5. Так как связь напряжений и деформаций в пределах каждого звена ломаной линейна, то и связь давления и удельного объема также является линейной. 6. Решение производится при помощи метода, разработанного Г. М. Ляховым [22] в системе координат Лагранжа  $h_m-t$ , где  $h_m$  — координата массы вещества, заключенного между рассматриваемым и начальным сечением,  $t$  — координата времени:

$$h_m = \int_{x(0,t)}^{x(h,t)} \rho dx. \quad (49)$$

Но, в отличие от решения Г. М. Ляхова, где принят линейный закон падения давления во времени, принимаем степенной закон

$$P = P_{\max} (1 - t/\tau)^n, \quad (50)$$

где  $t$  — текущее время;  $\tau$  — время действия взрыва.

При этом экспериментально установлено, что  $n$  близко к 2 [28, 29].

В данной постановке решение задачи сводится к следующему. Основные уравнения газовой динамики в координатах  $h_m-t$  имеют вид:

$$\frac{\partial u}{\partial t} + \frac{\partial P}{\partial h_m} = 0; \quad \frac{\partial u}{\partial h_m} - \frac{\partial V}{\partial t} = 0.$$

Так как связь давления и объема в пределах линеаризованной диаграммы сжатия линейна, т. е.

$$P = -x^2 V + y, \quad (51)$$

то из уравнений (48) и (51) получим

$$\frac{\partial u}{\partial t} + \frac{\partial P}{\partial h_m} = 0; \quad \frac{\partial u}{\partial h_m} + \frac{1}{x^2} \frac{\partial P}{\partial t} = 0. \quad (52)$$

В результате система сводится к однородному волновому уравнению, которое решается следующим образом:

$$\left. \begin{aligned} P &= F_1(h_m - \bar{A}t) + F_2(h_m + \bar{A}t); \\ u &= \frac{1}{A} [F_1(h_m - \bar{A}t) - F_2(h_m + \bar{A}t)]. \end{aligned} \right\} \quad (53)$$

Предположим, что в начале координат  $h_m = 0$  давление мгновенно\* возрастает до  $P_{\max}$  ( $P_k > P_{\max} > P_s$ ), а затем по заданному закону [50] падает. Тогда по мере будут распространяться два фронта волны (рис. 16): первый  $h_m = \bar{A}_0 t$ , соответствующий скачку давления от  $P_0 = 0$  до  $P_s$ , движется со скоростью упругой волны  $\bar{A}_0$ , а второй  $h_m = \bar{A}_1 t$ , соответствующий скачку давления от  $P_s$  до максимального значения в данном сечении — со скоростью пластической волны  $\bar{A}_1$ , ( $\bar{A}_1 < \bar{A}_0$ ). Формируемая при этом область 2 соответствует состоянию разгрузки среды между начальным сечением  $h_m = 0$  и фронтом пластической волны  $\bar{A}_1 t$ , давая возможность судить о поведении среды в указанном физическом состоянии. Из полученных в области 1—2 решений\*\* вытекает, что при упругом поведении среды увеличение ее акустического сопротивления  $\bar{A}_0$  ведет к снижению скорости массового смещения среды и росту предела текучести  $P_s$ . В случае же

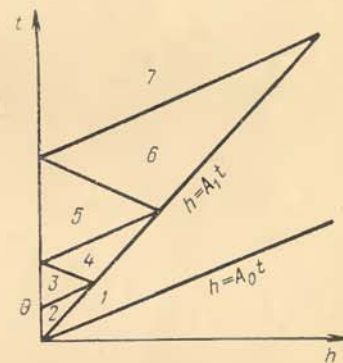


Рис. 16. Распространение упруго-пластических волн напряжения в системе координат «масса — время» в безграничной среде

упруго-пластического поведения среды увеличение ее акустического сопротивления, снижая действующее в среде напряжение, ведет к существенному перераспределению энергии взрыва: при неизменном пределе текучести кинетическая энергия взрыва снижается, тогда как упругая энергия увеличивается. При повышении же степени пластичности среды, оцениваемой отношением  $\bar{A}_0/\bar{A}_1$ , скорость массового смещения интенсивно растет, благодаря чему большая часть энергии взрыва переходит в кинетическую энергию среды, тогда как упругая энергия, оцениваемая давлением  $P$ , снижается.

В соответствии с проведенным решением получено, что с течением времени  $t$  в каждом сечении координаты  $h_m$  как давление,

\* Данное предположение введено для упрощения решения задачи.

\*\* Весьма громоздкие решения в области 1—2 и других здесь не приведены, так как они имеются в работе автора [29] и принципиально известны из работ Г. М. Ляхова [22].

так и скорость частиц падают и в момент времени  $t = \tau$  давление в сечении  $h_m$  падает до  $P = 0$ , в связи с чем от этой точки пойдет фронт новой волны со скоростью  $\bar{A}_0$ , который образует новую область 3 (см. рис. 16).

В области 3 давление в каждом сечении по координате  $h_m$  также снижается во времени  $t$ , а скорость частиц среды растет с ростом пластичности  $\bar{A}_0/\bar{A}_1$ . Отразившись в точке  $h_1$  от линии  $\bar{A}_1 t$ , фронт волны станет двигаться в обратном направлении, формируя при этом область 4. Отражившись в сечении  $h = 0$ , фронт волны снова движется в сторону возрастания значения  $h_m$ . Благодаря таким многократным отражениям возникают области взаимодействия волн 5, 6, 7 и т. д. Решения в этих областях, постепенно усложняясь, дают возможность судить об изменении параметров волн в упруго-пластических средах. Так, интересно отметить, что в области 4 давление во времени падает медленней, чем в области 2, а в области 6 — медленней, чем в области 4, что свидетельствует о возрастании времени действия волны с удалением от начального сечения, подтверждая тем самым правомерность зависимостей (42, 44, 46). Однако при этом в каждой последующей области давление и скорость ниже, чем в предыдущей. Так, в чисто упругой постановке при  $\bar{A}_0/\bar{A}_1 = 1,0$  давление в области 2 составляет  $P_{\max}$ , в области 3 —  $0,48 P_{\max}$ , в области 4 —  $0,12 P_{\max}$  и т. д., а в упруго-пластической постановке, когда  $\bar{A}_0/\bar{A}_1 = 1,25$ , давление в области 2 равно лишь  $0,724 P_{\max}$ , в области 3 —  $0,32 P_{\max}$ , в области 4 —  $0,08 P_{\max}$ . Это свидетельствует о более интенсивном (на 25—50%) затухании напряжений при упруго-пластическом поведении пород по отношению к упругому.

Таким образом, в отличие от упругого поведения горных пород, более сложная модель упруго-пластической среды характеризуется рядом особенностей, значительно затрудняющих общую оценку процесса деформации горных пород взрывом, но в то же время уточняющих его протекание в пространстве и времени.

Особый интерес в оценке энергии волн напряжения в упруго-пластических средах представляет решение задачи о взаимодействии их с границей раздела различных сред. Необходимость изучения данного вопроса очевидна из того, что разрушение горных пород во многом зависит от действия отраженных от открытой поверхности волн сжатия, преобразующихся в волны растяжения.

В упругой постановке энергия волны напряжения, распространяющаяся от открытой поверхности в глубь среды, может быть определена на основе энергетического соотношения волн сжатия — растяжения на границе раздела полупространства исходя из законов геометрической оптики. Если отношение акустических жесткостей двух сред  $\rho_1 C_{p1}/\rho_2 C_{p2}$  равно  $U$ , то количество отраженной и прошедшей во вторую среду энергии будет соответственно

$$W_0 = W_{\Sigma} \left[ \frac{U-1}{U+1} \right]^2, \text{ кгс} \cdot \text{м}; \quad W_d = W_{\Sigma} \frac{4U}{(U+1)^2}, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (54)$$

Следовательно, чем больше отличаются между собой акустические жесткости сред на границе раздела, тем меньше энергии проходит во вторую среду и больше отражается в сторону массива.

Значительно более сложные зависимости наблюдаются в том случае, когда волна сжатия, распространяющаяся в упруго-пластической среде, отражается на границе  $\Gamma$  (рис. 17) от другой упруго-пластической или упругой среды, являющейся преградой, в результате взаимодействия с которой в основной среде возникают волны сжатия или разрежения, движущиеся по возмущенной среде.

Задавшись координатой границы раздела сред —  $h_m^*$  и предполагая, что сжимаемость среды, от которой происходит отражение, выше сжимаемости основной среды  $\bar{A}'_0 < \bar{A}_0$ ;  $\bar{A}'_1 < \bar{A}_1$  и  $P'_s > P_s$  (где величины, обозначенные штрихом, относятся ко второй среде, а без штриха — к основной) получим, что в момент времени  $t^* = h_m^*/\bar{A}_0$  фронт упругой волны достигнет границы  $\Gamma$ .

После этого по второй среде начнет распространяться волна сжатия, а по первой — волна разрежения (области 1' и 3 на рис. 17). Уравнение фронта волны сжатия в этом случае для области 1' может быть представлено как

$$h_m = \bar{A}'_0 t + \frac{\bar{A}_0 - \bar{A}'_0}{\bar{A}_0} h_m^*, \quad (55)$$

а фронта волны разрежения для области 3 как

$$h_m = -\bar{A}_0 t + 2h_m^*. \quad (56)$$

Решение в областях 1' и 3 определяется из следующих условий: на границе раздела сред напряжение  $P$  и скорость перемещения частиц  $u$  среды в обеих областях равны; на фронте волны сжатия  $P - \bar{A}'_0 u = 0$  и на границе раздела 3 — 1'  $P + \bar{A}_0 u = P_s + \bar{A}_0 u_s$ , откуда отношение давлений в областях отраженной 3 и падающей 1 волн (коэффициент отражения) составит

$$\eta = \frac{2\bar{A}'_0}{\bar{A}_0 + \bar{A}'_0}. \quad (57)$$

При встрече волны разрежения 3 с фронтом упруго-пластической волны с координатой  $h_m = \bar{A}_1 t$  образуются области 4 и 5. При этом в области 4 скорость перемещения частиц среды будет несколько выше, чем в областях 1—3, а давление ниже, так как

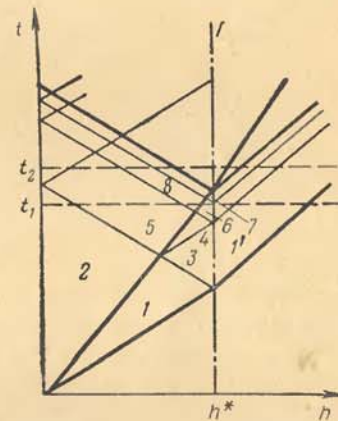


Рис. 17. Распространение упруго-пластических волн напряжения в системе координат «масса — время» в среде, ограниченной полупространством

$\bar{A}_0/\bar{A}'_0 > 1$ . И в дальнейшем, по мере увеличения отношения  $\bar{A}_0/\bar{A}'_0$ , скорость частиц среды растет, что свидетельствует о целесообразности использования отражающих поверхностей для повышения механического эффекта взрыва. Это положение положено в дальнейшем в основу физической разработки методики управления энергией взрыва с экранированием волн напряжения.

Создание в этих целях в пределах экранирующего слоя среды с акустической жесткостью, отличной от основной среды в  $U$  раз, дает возможность повышения скорости перемещения частиц среды в отношении, выражаемом формулой

$$u = \frac{(3U-1)}{A_0(U+1)} P_s, \quad (58)$$

что при равных энергетических затратах способствует более интенсивной деформации пород. Достижение при этом акустической жесткости отражающей преграды, в 3—4 раза отличающейся от акустической жесткости основной среды, является предельным, так как дальнейшее повышение скорости происходит уже незначительно, тогда как сами затраты энергии на создание более существенного отличия акустических жесткостей могут оказаться высокими. Данный вывод чрезвычайно важен для решения некоторых технологических задач взрывного дела.

При дальнейших многократных отражениях упругих и пластических волн от границы раздела и начальной области  $h_m = 0$  формируются области 6, 7, 8 и т. д., решения в которых аналогичны вышеприведенным. Общим для них является то, что с повышением пластичности среды, оцениваемой как  $\chi = \bar{A}_0/\bar{A}_1$ , скорость смещения частиц среды повышается, а напряжение падает. Это свидетельствует о том, что с повышением степени пластичности среды преимущественный переход энергии ВВ в кинетическую энергию среды наблюдается не только в условиях безграничного массива, но и в условиях взаимодействия волны с границей полупространства.

При  $h_m^* = \bar{A}_1 t$  открытой поверхности достигает не только упругая волна  $\bar{A}_0 t$ , но и пластическая  $\bar{A}_1 t$ , в результате отражения которой от границы раздела  $\Gamma$  в области 8 образуется новая волна разрежения. Так как в этой области текущая координата волны разрежения  $h_t$  значительно меньше координаты границы раздела двух сред  $h_m^*$ , то давление здесь всегда отрицательно, что свидетельствует о создании зоны растягивающих напряжений. При превышении формирующимися в среде растягивающими напряжениями сопротивления среды на разрыв в последней произойдет откол и на поверхности разрыва напряжение превратится в ноль, что подтверждает рассмотренный в § 1 общий механизм разрушения пород взрывом.

Таким образом, распространение волн напряжения в упруго-пластических средах существенно отличается от подобных явлений в упругих средах.

Общие физические основы механизма разрушения горных пород взрывом, упруго-пластической деформации пород в динамическом режиме нагружения, механизма передачи энергии ВВ окружающей среде и распространения этой энергии в упругих и упруго-пластических средах, рассмотренные выше, показывают, что разработка инженерных методов управления дробящим действием взрыва должна быть в первую очередь связана с количественной оценкой параметров упруго-пластического поведения горных пород, общей энергоемкостью процесса разрушения и перемещения горных пород взрывом и развитием этого процесса во времени. Как следствие такой количественной оценки возможно создание технологических приемов выполнения взрывных работ с решением задач управления энергией взрыва.

### Глава III

#### ПРОЦЕСС РАЗВИТИЯ ТРЕЩИН В УПРУГО-ПЛАСТИЧЕСКИХ ГОРНЫХ ПОРОДАХ

Процесс разрушения горных пород взрывом — это результат развития естественных статистически распределенных в массиве микро-макротрещин, так как обычно реализуемая при взрывах штатных химических ВВ энергия на два-три порядка ниже той энергии, которая необходима для создания в среде новых трещин с нарушением сил молекулярного сцепления. Такое представление о процессе разрушения в целом соответствует современным взглядам по строению реальных твердых тел.

«Трещина» — это любое местное нарушение сплошности материала (полость или микро-макропустота) любой формы и размеров. Общее разрушение материала среды происходит при достижении средним напряжением «местной» прочности самого слабого «дефектного» места, т. е. прочность всей системы определяется прочностью самого слабого места. Согласно статистической теории прочности [10], эти дефекты статистически распределены по всему объему среды, в которой они присутствуют в силу неоднородности структуры, наличия примесей и т. д. В горных породах наличие таких «дефектов» может быть связано с длительными тектоническими процессами (каолинизации, хлоритизации, окварцевания), постмагматических изменений и т. д.

Поскольку при разрушении горных пород процесс развития трещины является определяющим, то изучению его параметров и должно быть уделено больше внимания.

## § 9. Механизм развития трещин

Известно, что горные породы деформируются главным образом хрупко. Однако при хрупком по внешним признакам разрушении развитию трещин сопутствует некоторая пластическая деформация. Следовательно, разрушение горных пород может быть как хрупким, так и пластичным, что зависит от внутреннего строения среды, характера и условий возникновения и распространения трещин, скорости нагружения и скорости деформаций. Поэтому процесс хрупкого или пластического поведения пород при взрыве должен быть увязан прежде всего с их упруго-пластическими свойствами.

Упруго-пластические свойства горных пород характеризуются: акустической жесткостью пород

$$\bar{A} = \rho C_p, \text{ кг/м}^3 \cdot \text{м/с}; \quad (59)$$

модулем сдвига

$$G = \frac{\rho C_s^2}{g} \cdot 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2; \quad (60)$$

модулем Юнга

$$E = \frac{\rho C_p^2 \cdot C_s^2}{g (C_p^2 - C_s^2)} \cdot 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2; \quad (61)$$

константой Ляме

$$L = \frac{\rho}{g} (C_p^2 - 2C_s^2) \cdot 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2; \quad (62)$$

модулем объемного сжатия

$$K = \frac{\rho}{g} \left( C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right) \cdot 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2 \quad (63)$$

и коэффициентом Пуассона

$$\mu = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2(C_p^2 - C_s^2)}. \quad (64)$$

Результаты изучения физико-механических и упруго-пластических свойств некоторых горных пород приведены в табл. 2 и 4.

Установление физико-механических и упруго-пластических свойств горных пород является необходимым, но не достаточным условием для оценки характера их пластического или хрупкого разрушения. Важное значение при этом имеет временная характеристика процесса деформации.

Хрупкое разрушение, как известно, происходит почти мгновенно после достижения максимального значения внешних усилий и возникновения начальной трещины, когда напряжение сразу же падает с максимума до нуля.

Пластическое разрушение развивается постепенно с падением напряжений, что часто приводит к разгрузке среды, предохраняя ее от окончательного разрушения. В связи с этим к хрупким должны быть отнесены породы, характеризующиеся высокой скоростью деформации, а к пластичным — породы, характеризующиеся низкой скоростью деформации.

Процесс развития трещин в горных породах может быть условно разделен на три стадии, каждая из которых связана с определенными физическими параметрами состояния среды и характером нагружения: 1 — медленный рост зародышей трещин на пути  $AB$  (рис. 18); 2 — ускоренный рост сквозной трещины на пути  $BB$ ; 3 — рост сквозной трещины с постоянной скоростью на пути  $BГ$ .

Графически такая модель развития трещин может быть представлена в виде диаграммы  $ABГГ$ : «Время предразрушения среды — скорость роста трещины» (см. рис. 18а). Общая скорость развития трещин в среде может быть определена как

$$v_0 = \frac{v_1 t_1 + v_2 t_2 + v_3 t_3}{t_1 + t_2 + t_3}, \quad (65)$$

где  $v_0, v_1, v_2, v_3$  — соответственно общая скорость развития трещин, а также на участках медленного, ускоренного и постоянного роста, м/с;  $t_1, t_2, t_3$  — время развития разрушений соответственно на участках медленного, ускоренного и постоянного роста, с.

## § 10. Параметры развития трещин

Для установления параметров развития трещин на каждой из выделенных стадий были выполнены экспериментальные исследования кинетики роста трещин в различных породах, физико-механические и упруго-пластические свойства которых приведены

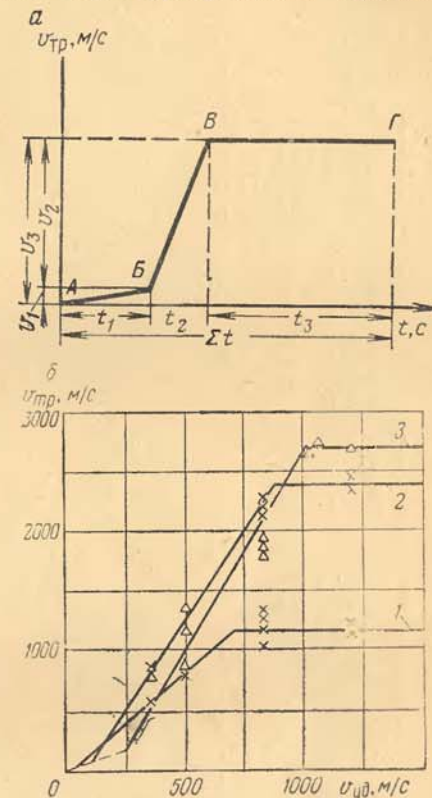


Рис. 18. Диаграмма скорости роста трещин:

а — теоретическая, в зависимости от времени деформации среды; б — экспериментальная, в зависимости от скорости нагружения пород: 1 — серпентинит; 2 — глинистый сланец; 3 — известняк

Таблица 6

Порода	Сопротивление пород, кгс/см <sup>2</sup>			Объемный вес пород, кгс/м <sup>3</sup>	Скорость распространения волн, м/с		Акустическая жесткость пород, кг/м <sup>2</sup> ·м/с·10 <sup>8</sup>	Модуль Юнга, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>8</sup>	Коэффициент Пуассона
	сжатию	растяжению	сдвигу		продольных	поперечных			
Серпентинит . . . . .	230	23,0	135	2430	3200	4750	7,78	1,08	0,287
Известняк Аталгаса . . . . .	995	23,0	294	2670	5750	3300	15,35	4,42	0,254
Известняк Хайдаркана . . . . .	997	50,0	350	2690	5350	3100	14,4	3,97	0,245
Диабазовый порфирит . . . . .	1300	40,0	160	2640	5040	2500	13,3	2,23	0,337
Глинистый сланец . . . . .	1300	45,5	330	2650	4850	3050	12,85	4,16	0,472
Измененный туф . . . . .	1340	41,0	335	2530	4740	2850	12,8	3,28	0,216
Парагнейс . . . . .	1395	62,0	420	2640	4700	3100	12,4	4,58	0,115
Диоритовый порфирит . . . . .	1600	73,2	370	2750	5040	2500	13,85	2,32	0,337
Анцезит . . . . .	1950	89,0	375	2700	5520	2950	14,9	3,36	0,30
Лиственит . . . . .	1950	45,3	340	2700	5950	2900	16,05	3,04	0,472
Песчаник . . . . .	2150	72,0	395	2630	5220	2900	13,65	3,27	0,275
Роговик . . . . .	2370	48,0	375	2590	6150	3360	15,9	4,38	0,284
Гнейсовидный сланец . . . . .	2390	83,0	350	2630	5650	3240	16,55	4,65	0,254

в табл. 6. При этом был применен метод регистрации скорости развития трещин по разрыву токопроводящих слоев водного раствора серебра (аквадака), нанесенных в вакууме на разрушаемый образец концентрическими окружностями (рис. 19). Рост трещин был вызван стрельбой по исследуемому образцу пулей массой 9,0 г и диаметром 7,62 мм при скорости полета пули, изменяющейся

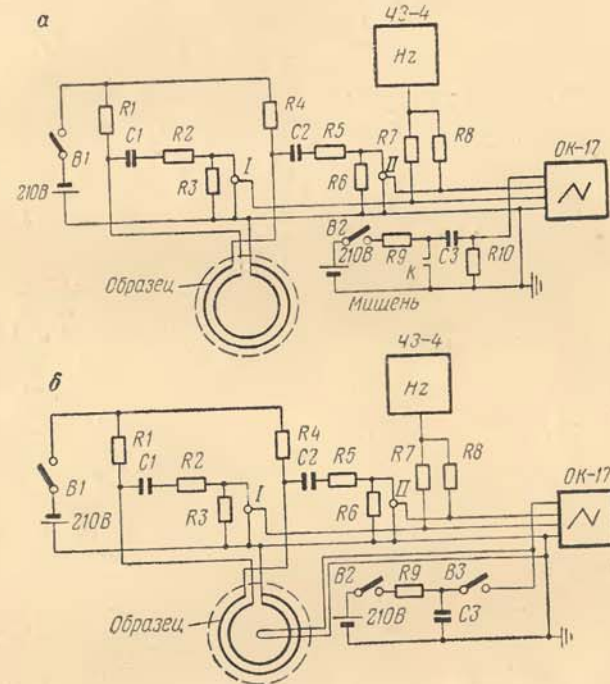


Рис. 19. Блок-схема аппаратуры для исследования скорости роста трещин в горных породах при их разрушении:

а — пулей; б — взрывом; R1 — 18 кОм; R2 — 16 кОм; R3 — 100 кОм; R4 — 24 кОм; R5 — 33 кОм; R6 — 100 кОм; R7, R8 — 33 кОм; R9 — 100 кОм при опыте с пулей и R9 = 33 кОм взрывом, R10 — 1 кОм; C1, C2 — 0,05; C3 — 1000 при опыте с пулей и C3 — 4 взрывом

от 350 до 1200 м/с. В качестве образцов применялись круглые пластинки пород диаметром 70—90 мм и толщиной 10—12 мм. Помимо нагружения образцов пулей, возникновение трещин в породах возбуждалось также взрыванием зарядов гзпа массой 500 мг. Результаты замера скорости развития трещин при постоянной скорости полета пули 830 м/с приведены в табл. 7, при переменной скорости и энергии нагружения — в табл. 8.

Анализ результатов исследований (см. табл. 6—8) показывает, что при динамическом нагружении горных пород скорость развития трещин колеблется от 0,34 до 0,51  $C_p$ , составляя в среднем

Таблица 7

Порода	Скорость распространения продольных волн, м/с	Скорость развития трещин при ударе, м/с	$\frac{v_{тр}}{C_p}$	Начальная длина трещин, см	Модуль сцепления горных пород в осевых трещинах, $\frac{кгс}{см^2} \cdot \frac{с^2}{г}$
Серпентинит	3200	1180	0,37	3,0	1,83
Известняк Агалатаса	5750	2150	0,38	2,6	1,14
Известняк Хайдаркана	5350	2000	0,37	2,45	1,31
Диабазовый порфирит	5040	1830	0,36	3,0	1,54
Глинистый сланец	4950	2250	0,46	1,0	0,26
Измененный туф	4740	1870	0,40	3,2	1,75
Парагнейс	4700	2400	0,51	1,0	1,46
Диоритовый порфирит	5040	1950	0,37	2,5	1,06
Андезит	5520	2500	0,44	1,0	1,4
Лиственит	5950	2050	0,35	2,45	1,77
Песчаник	5220	1940	0,37	1,3	0,59
Роговик	6150	2070	0,34	2,9	1,69
Гнейсовидный сланец	5650	2700	0,48	1,5	1,58

Таблица 8

Порода	Скорость развития трещин (м/с) в зависимости от удельной плотности энергии (кгс·м/м <sup>2</sup> )				
	при скорости полета пули				при взрыве ВВ массой 0,5 г
	350 м/с	500 м/с	830 м/с	1200 м/с	
	$1 \times 10^6$	$2,1 \times 10^6$	$5,7 \times 10^6$	$11,9 \times 10^6$	$5,4 \times 10^6$
Серпентинит	570	815	1180	1140	1215
Известняк					
Агалатаса	790	850	2150	2700	2320
Глинистый сланец	810	1350	2250	2400	2600

0,40  $C_p$ , что подтверждает данные К. Б. Броберга [8], Е. А. Кузьмина [21] и других исследователей. Полученные результаты исследований представляют собой первые обобщенные данные по кинетике роста трещин в осадочных, магматических и метаморфически измененных породах. Анализ этих данных показывает, что скорость роста трещин прямо пропорциональна скорости продольной волны и зависит не только от упругих, но и прочностных свойств среды, которые определяются прежде всего ее «дефектностью»: с изменением начальной трещиноватости среды ее сопротивление растяжению резко снижается (см. табл. 7 и рис. 20). Следовательно, начальную трещиноватость среды, определяющую

ее «дефектность» и прочность, можно рассматривать как основной критерий оценки склонности пород к разрушению.

В то же время скорость развития трещин зависит не только от скорости продольной волны и «дефектности» среды, но и от условий ее нагружения. Процесс развития трещин, происходящий в три последовательных этапа, на каждом из них характеризуется своими параметрами, позволяющими классифицировать породы по степени их хрупкости и пластичности.

Этап медленного роста зародышей трещин связан главным образом с преодолением прочностных свойств пород: он минимален у серпентинита (см. рис. 18, б), сопротивление которого сжатию, растяжению и сдвигу в 2—4 раза меньше, чем у остальных исследуемых пород, и более длителен у глинистого сланца и известняка. В то же время этап медленного роста зародышей трещин обусловлен не только прочностными свойствами среды, но и ее хрупкостью или пластичностью. Сопротивление на сжатие, растяжение и сдвиг у известняков меньше одноименных показателей глинистого сланца, но развитие трещин на этапе медленного роста зародышей их у известняка более длительно, чем у сланца. Это объясняется тем, что сланец, густо рассеченный системой мелких зародышевых трещин на отдельные слои, более хрупок, чем известняк: коэффициент Пуассона  $\mu$  у сланца составляет 0,172, тогда как у известняка 0,254. Следовательно, развитие трещин на этапе медленного роста их зародышей в значительной степени обусловлено внутренним строением среды, ее прочностью и пластичностью и физически может быть объяснено характером хрупкого или пластического развития зародышевых трещин естественной среды.

Развитие трещин на этапе их ускоренного роста зависит главным образом от условий нагружения и упруго-пластических свойств среды, прочностные же свойства ее влияния не оказывают, так как преодоление прочностных связей фактически завершается на этапе медленного роста трещин. С физической точки зрения второй этап образования трещин может быть объяснен взаимодействием нескольких зародышевых трещин, в результате которого в некоторый момент времени развитие их становится неустойчивым и разрушение приобретает самопроизвольный характер с резким увеличением скорости разрушения на 2 и более порядков. Физически самопроизвольное разрушение возможно в том случае, когда освобождающаяся энергия упругой деформации тела

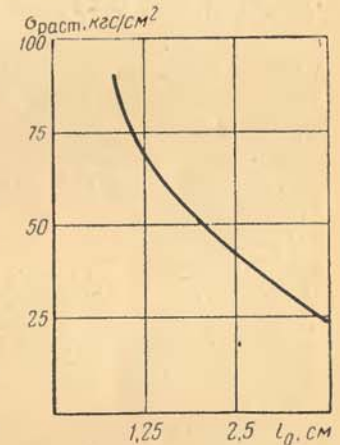


Рис. 20. Изменение сопротивления пород растяжению в зависимости от их начальной трещиноватости

при развитии в нем трещины  $dW$ , превышает необходимую поверхностную энергию, затрачиваемую на образование новых поверхностей растущей трещины  $dW_{II}$ . При этом чем выше отношение  $dW/dW_{II}$ , тем вероятней самопроизвольный рост трещин.

Развитие трещин на третьем этапе не зависит от скорости нагружения и прочностных свойств пород, а определяется лишь скоростью распространения в среде упругих волн и скоростью перевода упругой энергии, накопленной средой, в поверхностную энергию трещин.

О наличии некоторой предельной и постоянной скорости развития трещин в твердых телах указывается в ряде исследований. Так, в работе [21] установлено, что при напряжениях, превышающих 0,4 технической прочности материала на разрыв, скорость роста трещин остается постоянной и равна примерно 0,25—0,30 скорости звука в среде (стекло, канифоль). В работах [8, 48] установлено, что критическая величина скорости распространения трещин составляет примерно 0,4 скорости распространения продольной волны. В том случае, когда скорость распространения трещины становится несколько выше критической, направление ее распространения перестает быть направлением максимального разрывающего напряжения и трещина начинает искривляться. В работах [21, 29, 48] установлено, что предельным значением равномерного и устойчивого распространения трещин с постоянной скоростью является скорость волн Релея, определяемая как:

$$C_R \approx 0,92 \sqrt{\frac{(1-2\mu)}{2(1-\mu)}} C_p.$$

При превышении скоростью роста трещин скорости волн Релея на концах ее начинает формироваться некомпенсированное поле напряжений, и скорость ее резко снижается.

Следовательно, максимально возможной скоростью распространения трещин является скорость волн Релея, что доказано в эксперименте на горных породах (см. рис. 18). Физически равномерное и устойчивое распространение трещин с постоянной скоростью, близкой к скорости волн Релея, реализуется в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии, накопленной средой, в поверхностную энергию трещин. Это достигается в том случае, когда удельная плотность энергии соответствует некоторой критической величине, а интенсивность ее перевода к вершине трещины несколько превышает скорость расхода упругой энергии на ее рост.

Анализ результатов экспериментальных исследований (см. табл. 8) показывает (рис. 21), что критическое значение удельной плотности энергии прямо пропорционально акустической жесткости пород (см. табл. 6) и составляет:  $4 \times 10^5$  кгс·м/м<sup>3</sup> для серпентинитов,  $6 \times 10^5$  кгс·м/м<sup>3</sup> для глинистых сланцев и  $8 \times 10^5$  кгс·м/м<sup>3</sup> для известняков. В том случае, когда удельная

плотность энергии превышает установленное критическое значение, направление распространения трещины перестает быть направлением максимальных растягивающих напряжений, на концах трещины начинает формироваться некомпенсированное поле напряжений, трещина ветвится, скорость ее развития падает и рост вообще прекращается. Следовательно, режим равномерного

и устойчивого распространения трещин с постоянной максимальной скоростью может быть реализован только при строго определенных энергетических условиях, соответствующих акустической жесткости разрушаемой среды. На основании проведенных исследований на горных породах 13 наименований это предельное критическое значение энергии ВВ может быть установлено как

$$q = \frac{0,125 \rho C_p}{Q_V}, \text{ кг/м}^3, \quad (66)$$

где  $q$  — удельный расход ВВ, кг/м<sup>3</sup>;  $Q_V$  — потенциальная энергия ВВ, кгс·м/кг;  $\rho C_p$  — акустическая жесткость пород, кг/м<sup>3</sup>·м/с.

Так как акустическая жесткость пород обуславливается их свойствами и в данных условиях является величиной постоянной, то управлять процессом разрушения для обеспечения постоянной максимальной скорости развития трещины представляется возможным только путем управления плотностью энергии.

#### § 11. Энергетические условия развития трещин в оптимальном режиме

Для определения энергетических условий разрушения горных пород в зависимости от их упруго-пластических свойств и характера нагружения при обеспечении равномерного и устойчивого распространения трещин в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин, автором решена задача определения параметров импульса взрыва, достаточного и необходимого для реализации перечисленных условий.

Для решения этой задачи были привлечены результаты исследований [48] о влиянии импульса растягивающих напряжений, перпендикулярных линии трещин, на развитие начальных трещин.

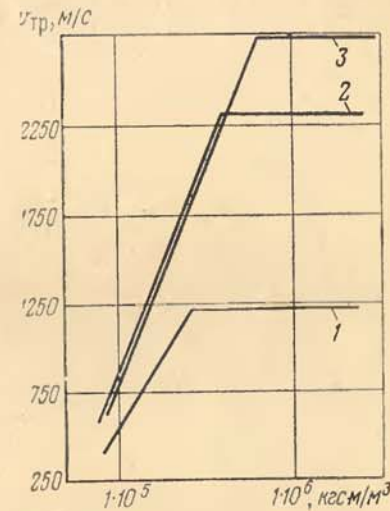


Рис. 21. Изменение скорости роста трещины в зависимости от удельной плотности энергии разрушения: 1 — серпентинит; 2 — глинистый сланец; 3 — известняк

Согласно исследованиям [48], напряжение от действия сил сцепления в окрестности конца движущейся трещины может быть выражено как

$$\sigma_p = \frac{\varphi}{\pi} \sqrt{\frac{t}{r_i}}. \quad (67)$$

В то же время действующее напряжение на концах трещины на ее продолжении составляет

$$\sigma_{\tau_i} = \frac{\theta}{\pi \sqrt{r_i}}. \quad (68)$$

Следовательно, развитие трещины будет продолжаться до момента времени, определяемого из равенств (67) и (68), т. е.

$$\frac{\varphi}{\pi} \sqrt{\frac{t}{r_i}} = \frac{\theta}{\pi \sqrt{r_i}} \quad \text{и} \quad t = \frac{\theta^2}{\varphi^2}, \quad (69)$$

где  $\sigma_p$  — растягивающее напряжение на конце трещины, кгс/см<sup>2</sup>;  $\sigma_{\tau_i}$  — растягивающее напряжение на продолжении трещины, кгс/см<sup>2</sup>;  $\varphi$  — постоянная характеристика среды, кгс/см<sup>-1/2</sup> · с<sup>-1/2</sup>;  $r_i$  — некоторое достаточно малое расстояние от конца трещины до точки действия напряжения  $\sigma_{\tau_i}$ , см;  $\theta$  — модуль сцепления среды, кгс · см<sup>-3/2</sup>.

В то же время при условии конечности напряжений на концах распространяющейся трещины безразмерное время ее роста может быть выражено как

$$\tau = \sqrt{\frac{V(1-c^2) \left[ 1 - \frac{1-2\mu}{2(1-\mu)} c^2 \right] - \left( 1 - \frac{c^2}{2} \right)^2}{c^{3/2} \sqrt{1 - \frac{c^2(1-2\mu)}{2(1-\mu)}}}}, \quad (70)$$

где  $c$  — безразмерная скорость, определяемая отношением скорости развития трещины к скорости поперечной волны

$$c = v_{\text{тр}}/C_s. \quad (71)$$

С учетом действующих в среде напряжений и ее прочностных параметров безразмерное время роста трещины может быть выражено как

$$\tau = \sqrt{\frac{\varphi \sqrt{c_s}}{2 \sqrt{2} I_\tau}} t. \quad (72)$$

Тогда из равенства выражений (70) и (72), а также с учетом уравнений (69, 71) получим исходное уравнение для определения параметров разрушения горных пород при скорости роста трещин  $v_{\text{тр}}$

$$\frac{v_{\text{тр}}^{4,5} \theta^4}{2 \sqrt{2} I_\tau \varphi^3} = \frac{[4C_s^3 \sqrt{(C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)(C_p^2 - v_{\text{тр}}^2)} - C_p(2C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)^2]}{4 \sqrt{C_p^2 - v_{\text{тр}}^2}}, \quad (73)$$

где  $I_\tau$  — импульс растягивающих напряжений (кгс · с/см<sup>2</sup>), который для пород с некоторой начальной трещиноватостью  $l_0$  может быть определен как

$$I_\tau \approx 2\sigma_p l_0 \Delta t, \quad (74)$$

где  $\Delta t$  — время приложения импульса, с.

Тогда после некоторых преобразований уравнение (73) может быть представлено как

$$v_{\text{тр}}^{4,5} = \frac{\sigma_p \Delta t l_0 [4C_s^3 \sqrt{(C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)(C_p^2 - v_{\text{тр}}^2)} - C_p(2C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)^2] \sqrt{2}}{\frac{\theta^4}{\varphi^3} \sqrt{C_p^2 - v_{\text{тр}}^2}}. \quad (75)$$

Анализ полученного уравнения показывает, что скорость роста трещин, прямо пропорциональная импульсу растягивающих напряжений и начальной трещиноватости, достаточно сложно зависит от скорости распространения в среде продольных и поперечных волн, и обратно пропорциональна интегральному модулю сцепления среды  $\theta^4/\varphi^3$ .

Модуль сцепления горных пород (см. табл. 7) зависит главным образом от их начальной трещиноватости. Следовательно, независимо от прочностной характеристики пород, их минералогического и петрографического состава, упругости и пластичности начальную трещиноватость пород следует рассматривать как основной критерий оценки процесса дробления их взрывом. Для этого была поставлена и решена задача по оценке зон дробления горных пород в зависимости от начальной трещиноватости.

Известно, что тангенциальное напряжение растяжения и радиальное напряжение сжатия связаны между собой на фронте волны зависимостью

$$\sigma_p = \frac{\mu}{1-\mu} \sigma_{r_{\text{max}}}. \quad (76)$$

Тогда из уравнений (73)–(75) импульс сжимающих напряжений, необходимый и достаточный для обеспечения равномерного и устойчивого распространения трещин по всему разрушаемому объему в режиме предельной скорости перевода упругой энергии волн напряжения в поверхностную энергию трещин, составит

$$I_\tau = \frac{v_{\text{тр}}^{4,5} \sqrt{(C_p^2 - v_{\text{тр}}^2)} \frac{\theta^4}{\varphi^3} (1-\mu)}{\sqrt{2} l_0 [4C_s^3 \sqrt{(C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)(C_p^2 - v_{\text{тр}}^2)} - C_p(2C_s^2 - v_{\text{тр}}^2)^2] \mu}, \quad \text{кгс/см}^2 \cdot \text{с}. \quad (77)$$

В то же время импульс взрывчатого разложения ВВ может быть определен как

$$I_p = \frac{1}{2} \sqrt{\frac{1}{6} \frac{L_3^3}{r_0^3}} Q \omega \frac{1}{\sqrt{1 + \frac{1}{3} \cdot \frac{Q}{\rho V} \left(\frac{L_3}{r_0}\right)^2}} + \frac{8}{27} Q \omega \frac{1}{\left[1 + \frac{1}{3} \cdot \frac{Q}{\rho V} \left(\frac{L_0}{r_0}\right)^2\right]^6} \quad (78)$$

При распространении импульса в среде происходит его затухание, связанное с диссипативными потерями энергии. При этом напряжение снижается, а время действия импульса увеличивается. Следовательно, импульс на контуре разрушения может быть выражен как

$$I_r = I_p / r^n \quad (79)$$

Тогда для обеспечения полного разрушения среды в заданном объеме должно соблюдаться условие, вытекающее из уравнений (77—79)

$$\frac{0,2Q\omega}{r \sim 1,0} \left[ \frac{L_3}{r_0 \sqrt{1 + \frac{q}{3\rho} \left(\frac{L_3}{r_0}\right)^2}} + \frac{1,45}{\left[1 + \frac{1}{3} \frac{q}{\rho} \left(\frac{L_3}{r_0}\right)^2\right]^6} \right] \geq \frac{v_{тр}^{4,5} \theta^4 \sqrt{(C_p^2 - v_{тр}^2)} (1 - \mu)}{\sqrt{2} l_0 [4C_s^3 \sqrt{(C_s^2 - v_{тр}^2)} (C_p^2 - v_{тр}^2) - C_p (2C_s^2 - v_{тр}^2)^2]} \mu \quad (80)$$

Решение этого уравнения показывает, что в зависимости от начальной трещиноватости горных пород характер их разрушения в значительной степени изменяется (рис. 22): при длине начальных трещин 8—16 см преобладающий объем разрушений совершается в среде в направлении от открытой поверхности к заряду под действием отраженных от открытой поверхности волн растяжений; при длине начальных трещин  $l_0 \geq 256$  см весь объем разрушений в пределах  $r \leq 100$  совершается под действием прямых волн сжатия в направлении от заряда к открытой поверхности; при длине начальных трещин 16—256 см, статистически распределенных в среде, разрушение происходит как от заряда к открытой поверхности, благодаря значительной концентрации напряжений на естественных трещинах, так и от открытой поверхности к заряду в результате отраженных волн растяжения. По мере увеличения трещиноватости среды разрушение во все большем объеме идет от заряда к открытой поверхности, тогда как объем разрушений, идущих от открытой поверхности к заряду за счет отраженных волн растяжений, сокращается.

Следовательно, разрушение горных пород, рассеченных системой равновесных микротрещин, следует увязывать прежде всего

с естественной трещиноватостью пород, их упругими постоянными: скоростью продольных и поперечных волн, коэффициентом Пуассона, скоростью роста трещин, а также скоростью детонации ВВ и его плотностью, необходимыми для обеспечения в среде распространения трещин в режиме предельной скорости перевода упругой энергии волн напряжений в поверхностную энергию трещин.

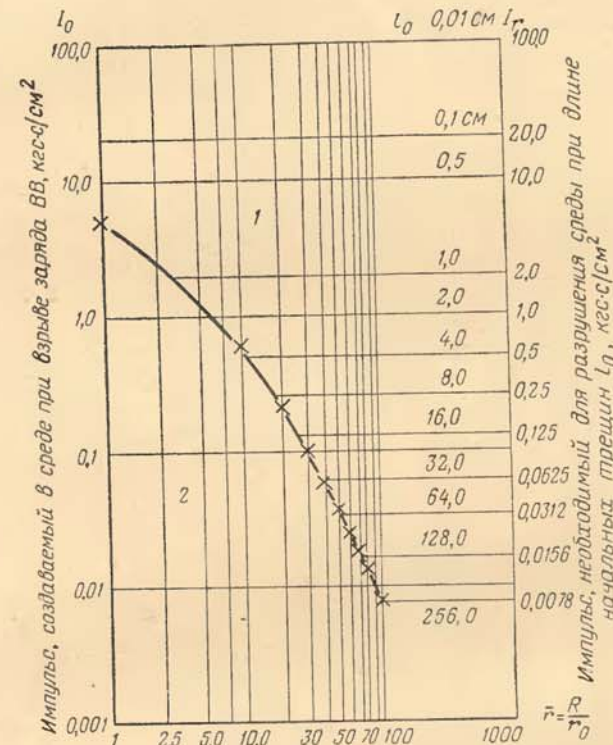


Рис. 22. Распределение зон разрушения горных пород в зависимости от начальной трещиноватости под действием:

1 — отраженных от открытой поверхности волн растяжения; 2 — импульса взрыва в направлении от заряда к открытой поверхности

## § 12. Определение оптимальных параметров взрывчатых веществ

При решении задачи о выборе оптимальных параметров ВВ для обеспечения указанного режима развития трещин из исследований [48] установлено, что длина трещины после прохождения импульса определенной интенсивности может быть выражена

$$L_{\text{вп}} = \sqrt{2l_0 \sigma_p \Delta t C_s^{3/2}}, \text{ м.} \quad (81)$$

В этом случае скорость роста трещин может быть определена как

$$v_{тр} = \frac{\partial L_{тр}}{\partial t} = \sqrt{2l_0 \sigma_p C_p^{3/2}} \frac{1}{2\sqrt{t}}, \text{ м/с.} \quad (82)$$

Если учесть, что в предельном случае скорость роста трещин приближается к скорости волн Релея, то необходимое и достаточное для обеспечения равномерного и устойчивого распространения трещин в среде напряжение растяжения составит:

$$\sigma_p \geq \frac{1,7C_p^{3/2} t}{l_0} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}}, \text{ кгс/см}^2, \quad (83)$$

а напряжение сжатия из уравнения (76)

$$\sigma_r \geq \frac{1,7C_p^{3/2} t (1-\mu)}{l_0 \mu} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}}. \quad (84)$$

Зная  $\sigma_{r_{max}}$ , достаточное для обеспечения указанного выше режима роста трещин, можно с учетом зависимостей (34)–(36) рассчитать те начальные параметры взрывчатого разложения ВВ, которые необходимы для создания этого напряжения. Из формул (34)–(36)

$$\sigma_{r_{max}} = \frac{2P_n \rho C_p}{(\rho C_p + \rho_{ВВ} \omega) r^2 - \gamma}, \text{ кгс/см}^2, \quad (85)$$

где  $P_n$  — начальное давление в зарядной камере

$$P_n = \frac{\rho_{ВВ} \omega^2}{4g} \cdot 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2.$$

Тогда необходимое начальное давление в зарядной камере при разрушении объема  $V$  радиусом  $R$  зарядами радиусом  $r_0$  составит:

$$P_n = \frac{0,85t(1-\mu)(\rho C_p + \rho_{ВВ} \omega)}{\mu l_0 \rho C_p^{3/2}} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}} \left[ \frac{R}{r_0} \right]^{2-\gamma}. \quad (86)$$

Определение начальных параметров взрывчатого разложения ВВ применительно к каждой из исследованных пород, приведенных в табл. 4 и 6, показывает, что в хрупких средах, характеризующихся высокими упругими постоянными, наиболее целесообразно применение ВВ с высокими начальным давлением, скоростью детонации и плотностью. По мере уменьшения упругих свойств среды начальное давление, скорость детонации и плотность должны уменьшаться. В частном случае пропорциональная связь между начальным давлением и акустической жесткостью

пород, установленная на основании экспериментальных данных, может быть выражена формулой вида

$$P_n = (0,0126\rho C_p - 1,7 \cdot 10^4), \text{ кгс/см}^2 \quad (87)$$

Отсюда скорость детонации ВВ

$$\omega = 2 \sqrt{\frac{g}{\rho_{ВВ}}} (0,0126\rho C_p - 1,7 \cdot 10^4) \cdot 10^2, \text{ м/с,} \quad (88)$$

а необходимая плотность при известной скорости детонации ВВ

$$\rho_{ВВ} = \frac{4g(0,0126\rho C_p - 1,7 \cdot 10^4)}{\omega^2} \cdot 10^4, \text{ кг/м}^3. \quad (89)$$

Рассмотренный выше (см. рис. 22) механизм разрушения горных пород исходит из достаточно однозначного определения начальной трещиноватости. Между тем, в естественных условиях массив горных пород представляет собой статистическую систему, аттестуемую сетью трещин, длина и расстояние между которыми носят вероятностный характер при значительном изменении самой функции распределения трещин.

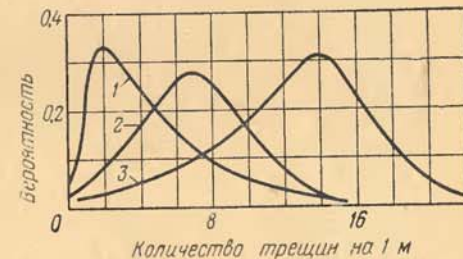


Рис. 23. Распределение трещин в породах

В результате экспериментальных исследований установлено [29], что для наиболее трудновзрываемых, крупноблочных относительно монолитных пород характерна асимметричная функция распределения трещин с максимумом, смещенным влево от центра симметрии (кривая 1 на рис. 23). Это свидетельствует о преобладании в данной среде крупноблочных малотрещиноватых структур с присутствием лишь некоторого количества мелких, сильнотрещиноватых блоков. Для средневзрываемых, среднеблочных пород характерен примерно нормальный закон распределения трещин в среде с максимумом, близким к семи трещинам на 1 м (кривая 2), что свидетельствует о преобладании в данной среде блоков с размерами до 150 мм и примерно равном распределении в массиве мелких и средних блоков. Для легко взрываемых, сильнотрещиноватых пород характерна асимметричная функция распределения трещин с максимумом, смещенным вправо от центра симметрии (кривая 3), что свидетельствует о преобладании в массиве мелких блоков.

Принятая в качестве основы группировки горных пород вероятностная функция распределения трещин в массиве дает лишь качественное представление о среде. Между тем для отнесения пород к той или иной категории необходим определенный количественный метод их объективной оценки, на основе критериев

Категория порода	Характеристика и процесс разрушения	Функция распределения трещин	Класс порода	Длина начальных трещин, см	Скорость звука в среде, м/с × 10 <sup>3</sup>	Акустическая жесткость порога, кг/м <sup>2</sup> · м/с × 10 <sup>8</sup>	Крепость порога по шкале проф. М. М. Протодьяконова	Модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>4</sup>	Рекомендуемые параметры взрывчатого разложения ВВ				Рекомендуемые типы промывочных ВВ
									Начальное давление, кгс/см <sup>2</sup> × 10 <sup>3</sup>	Скорость детонации, м/с × 10 <sup>3</sup>	Плотность заряда, кг/м <sup>3</sup> × 10 <sup>3</sup>	Потенциальная энергия ВВ, кгс · м/кг × 10 <sup>3</sup>	
I	Среда разрушается крупко в направлении от открытой поверхности к заряду под действием напряжений растяжения	Асимметричная с максимумом, смещенным влево от центра симметрии	1	4—8	6—7	16—20	14—20	8—12	200	6,3	1,2—1,4	500—550	Аммотол Динамит Гранулолот
II	Среда разрушается квазихрупко в направлении	Нормальная с максимумом около семи	3	16—32	4—5	10—14	5—9	4—6	4,8	1,0—1,2	420—475	Детонит М, зерногранулит 50/50В, аква-	

как от заряда к открытой поверхности, так и от открытой поверхности к заряду под действием волн сжатия и растяжения

трещины на 1 м

III	Среда разрушается пластично в направлении от заряда к открытой поверхности во всем усилении сжатия на фронте прямой волны	Асимметричная с максимумом, смещенным вправо от центра симметрии	6	128—256	1—2	2—4	0,5—1	0,5—1	20	2,5	0,8—1,0	280—300	Водонаполненные пороха, гранулит С, игданит
4	32—64	3—4	8—10	3—5	2—4	85	4,0	1,0—1,2	350—420	Гранулиты АС-4, АС-8, аммонит № 6ЖВ, динафталит, зерногранулит 79/21В			
											тол М-15, аммонит № 6 ЖВ, аммонал	Гранулиты АС-4, АС-8, аммонит № 6ЖВ, динафталит, зерногранулит 79/21В	Игданит, гранулиты С-2 и АС-4, динафталит

которого должны избираться конкретные инженерные решения, связанные с выбором параметров взрывчатого разложения ВВ, элементов расположения зарядов на уступе, методов и средств взрывания.

Анализ исследований, представленных выше, показывает, что таким количественным критерием может служить акустическая жесткость пород  $\rho C_p$ , которая определяющим образом влияет как на параметры волн напряжения, так и на упругие константы пород. При этом анализ данных таблиц 2, 4, 6 показывает, что такая составляющая акустической жесткости, как плотность

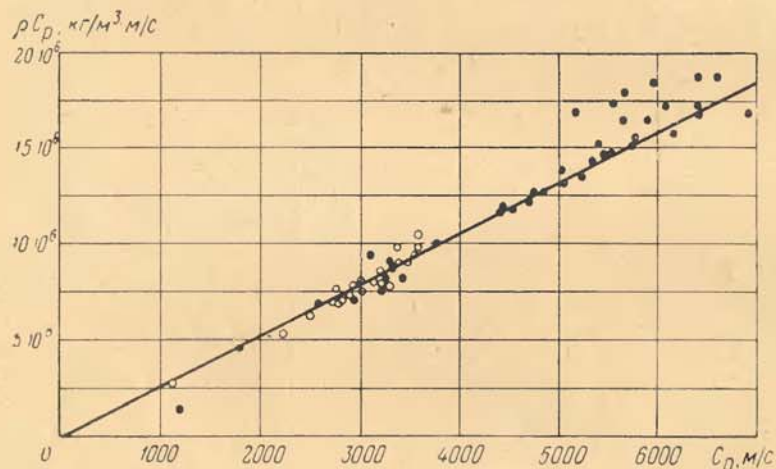


Рис. 24. Изменение акустической жесткости пород в зависимости от скорости распространения в них продольной волны:  
1 — массив (светлые кружки); 2 — образцы горных пород (темные кружки)

горных пород, колеблется в пределах  $\pm 5-6\%$  вокруг своего среднего значения  $2600 \text{ кг/м}^3$ , тогда как скорость продольной волны меняется весьма значительно (в 2—4 раза), приводя к изменению в этих же пределах и акустической жесткости пород (рис. 24). Следовательно, в качестве основного количественного критерия оценки горных пород по трудности взрывания может быть принята скорость звука в невозмущенной среде  $C_p$ , в зависимости от которой и произведена классификация горных пород по трем категориям и шести классам. Классификация пород увязана с широко используемым в горнотехнической практике коэффициентом крепости пород по шкале проф. М. М. Протодяконова. Как следствие принятых критериев для тех или иных пород, определены наиболее рациональные параметры ВВ (табл. 9), применение которых обеспечивает достижение максимального соответствия диаграммы нагружения среды ее диаграмме деформации.

Выбор параметров взрывчатого разложения ВВ, осуществляемый в соответствии с разработанной классификацией\* горных пород, обеспечивает предельную скорость перевода упругой энергии, накопленной средой при распространении в ней волн напряжения, в поверхностную энергию трещин. Однако это еще не решает задачи об общем количестве упругой энергии, которая должна быть сконцентрирована на внешнем контуре разрушения для достижения заданной степени дробления, что возможно только путем управления общей энергоемкостью процесса разрушения.

## Глава IV

### ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Процесс разрушения горных пород взрывом является следствием макроскопического разрушения по статистически распределенной в среде системе микротрещин. Энергоемкость такого разрушения может быть определена на основе энергетической гипотезы разрушения.

#### § 13. Энергетическая гипотеза процесса разрушения горных пород взрывом

Согласно энергетической гипотезе процесс разрушения тела объемом  $V$  на  $n$  частей объемом  $\Delta V_1 + \Delta V_2 + \Delta V_3 + \dots + \Delta V_n$  является следствием накопления внутри тела упругой энергии, при которой дальнейшее существование  $n$  частей его с точки зрения энергетического равновесия становится более целесообразным, чем существование одного объема  $V$ .

Упругая энергия, накапливаемая средой в процессе разрушения горных пород, расходуется главным образом на создание новых поверхностей, для формирования которых наиболее важно создание плотности энергии, необходимой для обеспечения роста трещин с постоянной скоростью. Следовательно, если в процессе деформации элементарного объема  $V_0$  до объема  $V$  энергия объема  $V_0$  увеличится на некоторую конечную величину  $F$ , то тем самым обязательно будут созданы условия для разрушения. Тогда общее уравнение энергетической гипотезы разрушения может быть представлено как

$$W/V - W_0/V_0 \geq F, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3, \quad (90)$$

где  $W_0$  и  $W$  — энергия среды до и после разрушения.

\* Классификация принята автором и рекомендуется к практическому использованию в исследованиях и проектных расчетах.

Отсюда необходимое разрушающее напряжение может быть определено как

$$\sigma_p = -\partial W/\partial V, \quad (91)$$

что в соответствии с работой [50] дает

$$\sigma_p = -\frac{3}{8} K \left[ \left( \frac{V_0}{V} \right)^{4/3} - \left( \frac{V_0}{V} \right)^4 \right], \text{ кгс/см}^2. \quad (92)$$

При объемной деформации горных пород, характерной для разрушения их взрывом, изменение объема среды под действием напряжений, отнесенных к трем осям координат  $O_x, O_y, O_z$ , может быть выражено как

$$V = V_0 \left[ 1 + \frac{(1-2\mu)}{E} (\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) \right], \text{ м}^3, \quad (93)$$

откуда после решения уравнения (92)

$$\sigma_* = -\frac{3}{8} K E^{4/3} \frac{\{ [E + (1-2\mu)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)]^{3/2} - E^{3/2} \}}{[E + (1-2\mu)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)]^2}, \text{ кгс/см}^2. \quad (94)$$

Выражение  $(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)/E$  в целом определяет относительную объемную деформацию среды  $\varepsilon$  от действия суммарного напряжения  $\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3$ . Следовательно, уравнение

$$\sigma_* = -\frac{3}{8} K \frac{\{ [1 + (1-2\mu)\varepsilon]^{3/2} - 1 \}}{[1 + (1-2\mu)\varepsilon]^2}, \text{ кгс/см}^2 \quad (95)$$

определяет техническое сопротивление среды разрушению в любом напряженном состоянии\*.

Анализ полученной зависимости показывает, что в породах упругих с повышением модуля объемного сжатия  $K$  техническое сопротивление их разрушению повышается, обуславливая необходимость создания в породах I категории (см. табл. 9) более высоких разрушающих напряжений по отношению к породам II—III категорий, определяемым соотношением динамических модулей объемного сжатия. В то же время при повышении пластичности пород, оцениваемой коэффициентом Пуассона, техническое сопротивление среды разрушению снижается в 1,5—2,0 раза. Следовательно, в пластичных породах преодоление технического сопротивления среды разрушению достигается при напряжениях, значительно меньших, чем в упругих, но при более длительном времени их существования, необходимом для развития деформаций  $\varepsilon$ , обуславливающих разрушение среды. Величина относительной деформации  $\varepsilon$  может быть получена на основании результатов испытаний горных пород в статике и динамике (§ 2, гл. I).

\* Отрицательные значения  $\sigma_*$  соответствуют напряжениям сжатия, так как деформации в этом случае положительные; положительные значения  $\sigma_*$  соответствуют напряжениям растяжения, так как деформации отрицательны.

согласно которым предельная относительная деформация пород при сжатии составляет: для хрупких сред 0,003, упруго-пластических 0,004 и пластических 0,005. При растяжении эта величина составляет для хрупких сред 0,0002, упруго-пластических 0,0003 и пластических 0,0004.

Использование зависимости (95) имеет существенное значение не только в оценке технической прочности разрушаемых сред, но и безопасных условий деформации горных пород в пределах упругости. Как следует из диаграммы механического состояния горных пород (см. рис. 8), их относительная деформация на фронте волны сжатия, допустимая в пределах упругости, не должна превышать 0,0002—0,0005, после чего порода начинает деформироваться с определенным пластическим течением и после снятия напряжений возвращается в исходное состояние с некоторой остаточной деформацией  $\varepsilon_0$ . Из теории упругости известно, что действующее напряжение  $\sigma_p$  и скорость смещения среды на фронте волны  $u$  связаны между собой зависимостью

$$\sigma_p = \frac{u \rho C_p}{g}, \text{ кгс/см}^2,$$

что позволяет установить безопасную скорость смещения на фронте сейсмической волны

$$u_0 \leq \frac{12,5 C_p (1+\mu) \{ [1 + (1-2\mu)\varepsilon_s]^{3/2} - 1 \}}{(1-\mu) [1 + (1-2\mu)\varepsilon_s]^2}, \text{ см/с}, \quad (96)$$

где  $\varepsilon_s$  — допустимая относительная деформация горных пород в пределах упругости.

Установление безопасной скорости смещения горных пород имеет важное значение для разработки методов сейсмической защиты инженерных сооружений, гидротехнических объектов, бортов карьеров и горных выработок, расположенных в породах, при производстве взрывных работ.

Определение технической прочности среды на разрушение  $\sigma_*$  позволяет установить общую критическую энергию разрушения горных пород.

Общая критическая энергия разрушения горных пород взрывом может быть определена на основе теории дробления, принятой в обогащении. Согласно данной теории, при дроблении куба с ребром  $D$  соответственно объемом  $D^3$  до  $D^3/2$ ,  $D^3/2$  до  $D^3/4$  и т. д. затраты энергии дробления изменяются следующим образом:  $2D^3/2 = D^3$ ;  $4D^3/4 = D^3$ ;  $8D^3/8 = D^3$ ; ...  $nD^3/n = D^3$  или суммарно:  $D^3$ ;  $2D^3$ ;  $4D^3$ ;  $8D^3$ ; ...  $nD^3$ . В то же время число частиц меняется как  $2^0, 2^1, 2^2, 2^3, \dots, 2^n$ , т. е. энергия дробления изменяется как показатель степени частиц  $\theta$  и поэтому пропорциональна  $\lg \theta$ .

Тогда суммарный расход энергии, в соответствии с теорией проф. В. Л. Кирпичева

$$W_{др} = \delta \left( \lg \frac{D}{d_c} \right) \sum p_i, \quad (97)$$

где  $\delta$  — коэффициент пропорциональности;  $D$  — средний диаметр кусков до дробления;  $d_c$  — средний диаметр кусков после дробления;  $\sum p_i$  — сумма весовых единиц или суммарный объем разрушения.

Коэффициент пропорциональности  $\delta$ , характеризующий удельную энергию разрушения  $A$ , может быть представлен из уравнения (11), согласно II и IV (см. § 3 и 4) теории прочности как

$$\delta = A = \frac{\sigma_*^2}{2E} \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м/м}^3. \quad (98)$$

Тогда если обозначить объем разрушаемой среды через  $V$  и показатель степени числа частиц через  $\theta$ , где  $\theta = D/d_1 \dots m$ , то из уравнений (97—98) может быть получено следующее уравнение, характеризующее суммарные затраты энергии на дробление

$$W_{др} = \frac{\sigma_*^2}{2E} V \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1 \dots m} \cdot 10^4, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (99)$$

С учетом ранее приведенных зависимостей по определению  $\sigma_*$  (95) и удельной энергии разрушения с учетом скорости нагружения (13) энергетические затраты взрыва на дробление составят

$$W_{др} = \frac{0,07K^2 \{ [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon]^{3/2} - 1 \}^2 \left( 1 + \frac{0,16}{Vj} \lg v_n \right)}{E [1 + (1 - 2\mu) \varepsilon]^8} \times \\ \times V \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1 \dots m} \cdot 10^4 \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (100)$$

Из построения зависимости (100) следует ряд интересных для практики взрывного дела выводов. Так, при условии достижения равной степени дробления двух различных сред в аналогичных условиях нагружения, когда

$$\sum_1^m \lg \frac{D}{d_1 \dots m} = \text{const}, \quad \varepsilon = \text{const} \text{ и } \lg v_n = \text{const},$$

энергетические затраты взрыва должны повышаться в отношении, определяемом соотношением динамических модулей объемного сжатия, модулей упругости и коэффициентов Пуассона

$$\frac{\bar{q}_2}{\bar{q}_1} = \frac{K_2^2 \{ [1 + (1 - 2\mu_2) \varepsilon]^{3/2} - 1 \}^2 E_1 [1 + (1 - 2\mu_1) \varepsilon]^8 \sqrt{f_1} (V \bar{f}_2 + 0,16 \lg v_n)}{K_1^2 \{ [1 + (1 - 2\mu_1) \varepsilon]^{3/2} - 1 \}^2 E_2 [1 + (1 - 2\mu_2) \varepsilon]^8 \sqrt{f_2} (V \bar{f}_1 + 0,16 \lg v_n)}. \quad (101)$$

В то же время при повышении скорости нагружения для достижения равной степени дробления в одних и тех же горных породах расход энергии возрастает прямо пропорционально отношению

$$\frac{\bar{q}_2}{\bar{q}_1} = \frac{(V \bar{f}_2 + 0,16 \lg v_{n_2}) \sqrt{f_1}}{(V \bar{f}_1 + 0,16 \lg v_{n_1}) \sqrt{f_2}}. \quad (102)$$

Тогда, например, при использовании в горных породах подземных ядерных взрывов, развивающих давление около  $1 \times 10^6$  кгс/см<sup>2</sup> менее чем за одну миллионную долю секунды [35], скорость нагружения пород составит около  $1 \cdot 10^{12}$  кгс/см<sup>2</sup>/с, тогда как при взрывах химических ВВ скорость нагружения пород составит  $1 \cdot 10^3 - 1 \cdot 10^4$  кгс/см<sup>2</sup>/с, что на восемь-девять порядков ниже. В связи с этим для достижения равной степени дробления при использовании ядерных взрывов по отношению к взрыву химических ВВ, удельный расход энергии в пересчете на тротиловый эквивалент при ядерных взрывах должен быть в 1,5—2,0 раза выше удельной энергии химических ВВ. При этом нижний предел относится к более крепким породам, а верхний — к слабым, что свидетельствует о целесообразности использования энергии ядерных взрывов главным образом, в крепких горных породах, где наблюдается относительно невысокий рост необходимых энергетических затрат.

Конечность упруго-пластических параметров горных пород: модуля объемного сжатия, модуля упругости и коэффициента Пуассона; конечность разрушаемого объема  $V$  и относительной деформации  $\varepsilon$  дают основание предположить, что и общая энергия дробления среды  $W_{др}$  является величиной конечной, стремящейся к определенному пределу, при условии конечности выражения  $\sum_1^m \lg D/d_1 \dots m$ , определяемого гранулометрическим составом взорванной горной массы.

Гранулометрический состав взорванной массы оказывает существенное влияние на энергетические показатели процесса разрушения: энергетические затраты взрыва возрастают при увеличении в общем объеме взорванной массы числа мелких фракций и показателя степени дробления  $\sum_1^m \lg D/d_1 \dots m$ . Поэтому при разрушении одного и того же объема, но при различном соотношении классов крупности энергетические затраты будут тем больше, чем выше показатель степени дробления

$$N_s = \sum_1^m \lg \frac{D}{d_1 \dots m} = \left( \Delta_1 \lg \frac{D}{d_1} + \Delta_2 \lg \frac{D}{d_2} + \right. \\ \left. + \Delta_3 \lg \frac{D}{d_3} + \dots + \Delta_n \lg \frac{D}{d_n} \right). \quad (103)$$

Иницирование зарядов	ВВ	Масса заряда ВВ, %	Распределение взорванной массы, % по фракциям, мм								Показатель степени ни дробления	Начальная скорость взрывной массы, м/с	Максимальная дальность разлета отдельных кусков, м	Кинетическая энергия разлета, кгс·м×10 <sup>4</sup>
			Распределение взорванной массы, % по фракциям, мм											
			500-600	400-500	300-400	200-300	100-200	60-100	35-60	25-35				

Взрывание бетонных блоков с металлической трубой  
на расстоянии 8-40 радиусов заряда

Одно- сторон- нее	Аммо- нит № 9	200	75,6	—	3,6	3,8	3,6	4,3	3,5	2,6	2,5	0,2	0,3	46,0	27,0	0,95	
		400	45,4	13,5	21,0	12,6	10,6	7,6	6,5	6,5	5,8	5,9	1,0	0,4	73,0	47,5	3,0
		600	23,1	8,7	15,4	9,0	5,6	6,9	6,9	11,2	8,9	10,7	0,3	0,4	84,0	61,0	4,66
Дву- сторон- нее	Аммо- нит № 9	200	61,2	16,5	4,0	5,7	4,3	3,7	3,2	2,0	2,2	0,4	0,3	45,2	8,5	1,8	
		400	54,2	5,3	6,0	12,2	6,5	4,0	4,2	4,2	3,2	3,4	0,5	0,5	63,6	42,1	3,56
		600	15,0	25,1	6,7	17,0	1,4	6,5	9,7	9,7	7,5	8,7	1,6	0,7	82,2	15,5	5,9
Одно- сторон- нее	Аммонит № 6ЖВ	200	5,7	44,3	12,0	12,8	9,1	5,3	4,4	3,2	2,5	0,3	0,2	71,3	8,5	1,82	
		400	5,9	31,8	10,2	15,3	15,3	5,8	5,4	5,4	3,8	4,9	0,9	0,7	71,3	13,0	4,05
		600	—	—	15,0	20,8	10,6	11,6	11,9	11,9	11,6	12,0	2,0	1,5	109,8	15,2	5,65
Дву- сторон- нее	Аммонит № 6ЖВ	200	45,5	2,6	11,2	14,4	7,2	5,2	6,3	3,8	3,0	0,4	0,2	59,7	10,8	2,86	
		400	—	12,4	33,2	7,9	13,3	8,2	9,7	9,7	6,9	6,9	0,8	0,7	84,3	16,3	6,5
		600	—	5,7	10,2	13,8	12,8	13,9	12,3	12,3	12,5	15,2	2,6	2,0	117,9	19,4	9,2
Одно- сторон- нее	Детонит	200	29,2	17,8	12,0	9,4	8,4	7,7	5,3	4,4	4,4	0,8	0,8	66,1	11,2	3,05	
		400	—	7,0	27,6	11,1	14,5	12,9	10,0	10,0	7,0	7,7	1,2	0,8	91,4	16,7	6,8
		600	—	—	10,6	12,5	15,6	17,7	16,0	16,0	13,1	16,4	3,5	3,3	124,7	21,0	10,7

Взрывание монолитных бетонных блоков

Дву- сторон- нее	10-A	200	29,8	15,3	4,8	16,1	9,8	4,4	6,4	6,5	8,8	0,6	0,6	76,1	14,7	5,28	
		400	16,7	10,0	6,4	8,7	5,6	12,1	9,2	9,2	16,6	2,4	3,0	104,5	20,2	10,0	
		600	—	—	—	3,04	20,7	13,1	17,0	17,0	15,8	21,4	4,9	4,4	144,4	24,5	14,6
Одно- сторон- нее	Аммо- нит № 9	200	—	12,3	7,6	16,2	4,7	11,4	15,9	12,3	14,0	3,1	2,9	126,0	7,3	1,45	
		400	—	—	—	8,0	11,7	10,4	19,5	19,8	21,0	5,4	4,2	148,4	12,6	4,27	
		600	—	—	—	—	8,0	16,0	17,8	17,8	16,9	25,6	7,4	8,4	160,4	14,0	5,23
Дву- сторон- нее	Аммонит № 6ЖВ	200	—	6,3	8,8	13,7	10,6	10,9	12,2	12,2	16,8	4,4	4,4	124,6	10,0	2,74	
		400	—	—	—	9,2	13,0	12,2	17,3	17,3	14,1	22,0	5,5	6,8	148,0	15,8	6,7
		600	—	—	—	6,2	7,2	14,8	16,3	16,3	16,8	25,0	6,5	7,2	156,6	18,1	8,7
Одно- сторон- нее	Аммонит № 6ЖВ	200	24,2	6,4	13,4	15,7	13,1	7,1	6,3	5,5	6,1	1,2	1,0	76,5	9,6	2,46	
		400	—	6,2	10,6	12,6	24,4	6,8	10,8	10,6	13,5	2,5	2,0	109,4	12,6	4,27	
		600	—	—	5,8	9,0	28,7	6,8	13,2	14,6	14,6	14,9	3,6	3,0	124,7	14,0	5,23
Дву- сторон- нее	Детонит	200	8,5	10,6	15,0	14,9	9,7	8,4	6,9	6,3	7,3	1,2	1,2	84,2	13,1	4,6	
		400	—	5,8	6,6	5,1	22,5	15,3	15,3	10,0	11,5	14,2	5,8	4,2	124,1	18,2	8,82
		600	—	—	2,2	2,3	21,1	15,5	15,0	15,0	13,5	18,0	4,8	4,8	136,2	20,2	10,9
Одно- сторон- нее	Детонит	200	—	7,6	4,6	16,9	16,2	11,4	11,6	11,6	15,5	2,7	1,9	115,0	13,2	4,66	
		400	—	—	—	5,4	13,0	7,6	16,6	20,1	26,5	5,5	5,2	152,0	21,4	12,3	
		600	—	—	—	6,4	13,4	10,4	17,5	18,0	24,2	5,5	4,5	149,2	21,5	12,32	
Дву- сторон- нее	10-A	200	—	—	—	15,8	7,6	10,8	20,7	18,7	17,0	4,5	4,9	128,6	15,6	6,57	
		400	—	—	—	11,0	6,1	6,1	17,7	20,1	25,8	7,9	5,2	158,6	23,5	14,85	
		600	—	—	—	8,0	6,7	11,2	22,4	21,6	23,6	2,8	3,8	148,0	26,8	19,3	

Для определения основных количественных зависимостей изменения гранулометрического состава взорванной массы и энергоемкости процесса разрушения твердых сред были выполнены экспериментальные исследования на бетонных моделях и в производственных условиях.

Для этого методикой проведения исследований предусматривалось взрывание зарядов ВВ массой 200—600 г на бетонных блоках размером  $1,0 \times 0,85 \times 0,85$  м при прочности бетона на сжатие 200—300 кгс/см<sup>2</sup> и акустической жесткости  $9 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с. В качестве ВВ применялись аммонит № 9, № 6ЖВ и детонит 10-А с удельной потенциальной энергией соответственно 486480, 528200 и 595800 кгс·м/кг с переменной скоростью детонации при одно- и двустороннем инициировании. На ряде моделей зарядная камера была локализована от общего разрушаемого объема жесткой недеформируемой металлической трубой, препятствовавшей прохождению по среде газообразных продуктов взрыва. Разлет взорванной массы фиксировали скоростной кино съемкой с помощью двух скоростных кинокамер СКС-1М, ориентированных взаимно перпендикулярно. Гранулометрический анализ взорванной массы выполнен на системе сит размером  $60 \times 60$ ,  $35 \times 35$ ,  $15 \times 15$ ,  $2 \times 2$  мм и +20 меш. Куски размером более 60 мм учитывали путем их непосредственного обмера и взвешивания.

Опытные взрывы в промышленных условиях были проведены в сиенитах, вторичных кварцитах и гранодиоритпорфирах, имеющих соответственно акустическую жесткость  $7 \times 10^6$ ,  $2 \times 10^6$  и  $5,4 \times 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с (см. табл. 4). В процессе экспериментальных исследований удельный расход ВВ увеличили в 1,5 раза. Дальнейшее повышение удельного расхода ВВ было ограничено вследствие большого разлета кусков взорванной массы, осложнявших ведение горных работ. Гранулометрический состав анализировали методом фотопланиметрических съемок по трем классам крупности: более 1000, 500—1000 и менее 500 мм. Разлет взорванной массы фиксировали скоростной кино съемкой.

Результаты экспериментальных исследований на моделях приведены в табл. 10, опытно-промышленных работ — в табл. 11. Анализ

их показывает, что показатель степени дробления  $\sum_{i=1}^m \lg D/d_i \dots m$

действительно является выражением конечным, стремящимся в предельном значении к величине 150—160 (рис. 25а), достигаемой в модельных условиях при удельной плотности энергии  $2 \times 10^5 - 3 \times 10^5$  кгс·м/м<sup>3</sup>. В среде данной акустической жесткости это соответствует той удельной плотности энергии, при которой возможна реализация постоянной скорости развития трещин при предельной скорости перевода упругой энергии, накопленной средой, в поверхностную энергию трещин (66). Достижение при этом показателя степени дробления в 150—160 единиц свидетельствует о полном развитии естественной

Удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup>	Коэффициент сближения зарядов	Распределение взорванной массы (%) по фракциям, мм			Показатель степени дробления	Начальная скорость разлета взорванной массы, м/с
		> 1000	500—1000	< 500		
<b>Сиенитовые породы</b>						
0,25	0,64	3,9	9,3	86,8	163,0	8,5
0,26	0,77	0,9	3,2	95,9	162,6	8,1
0,27	0,78	1,0	5,0	94,0	169,2	8,5
0,29	0,82	1,1	3,8	95,1	156,1	8,7
0,30	0,69	8,0	6,8	85,2	156,0	9,8
0,31	0,94	8,2	7,6	84,2	143,2	8,8
0,31	0,94	2,3	4,7	93,0	149,7	8,9
0,31	1,06	0,1	1,0	98,0	150,2	8,2
0,32	0,68	2,2	7,2	90,6	160,4	10,5
0,32	0,68	0,4	2,5	97,1	165,4	10,7
0,33	0,78	6,0	8,0	86,0	154,3	10,2
0,33	0,78	2,1	7,4	90,5	157,3	10,5
0,33	0,63	2,5	6,9	90,6	164,7	11,5
0,34	1,06	3,2	3,8	93,0	144,4	9,0
0,34	0,73	5,8	7,3	86,9	158,9	10,8
0,34	0,72	1,5	3,9	94,6	163,9	11,2
0,34	0,63	4,6	8,0	87,4	163,1	11,8
0,37	0,98	3,7	3,6	92,7	145,4	10,4
0,40	0,81	2,3	4,0	93,7	156,0	12,4
0,40	0,89	0,1	2,1	97,8	160,4	10,2
0,42	0,86	4,5	6,6	88,9	149,6	12,4
0,44	0,84	3,6	6,5	89,9	149,6	13,6
0,45	1,10	4,6	6,4	89,0	153,2	11,8
<b>Вторичные кварциты</b>						
0,25	0,68	1,6	4,3	94,1	158,7	8,7
0,25	0,68	0,1	1,6	98,3	177,3	7,2
0,30	0,68	0,4	3,5	96,1	150,7	10,4
0,31	0,75	3,4	9,4	87,2	163,0	10,2
0,31	0,60	2,3	3,5	94,2	165,0	11,8
0,32	0,60	1,5	5,4	93,1	159,7	12,0
0,32	0,63	2,8	4,2	93,0	163,0	11,5
0,33	0,88	6,2	8,6	85,2	162,3	10,0
0,33	0,88	4,4	6,8	89,8	163,3	10,0
0,35	0,75	0,1	2,5	97,5	156,4	11,5
0,38	0,92	8,7	10,0	81,3	161,7	11,4
0,38	0,77	2,2	2,7	95,1	143,0	12,8
<b>Гранодиорит-порфиры</b>						
0,28	0,81	5,4	7,5	87,1	153,4	9,1
0,29	0,90	1,9	4,1	94,0	152,0	9,0
0,33	0,71	2,8	4,8	92,4	158,9	11,4
0,35	1,10	3,0	4,1	92,9	149,3	9,8
0,35	0,70	0,9	3,4	95,7	164,7	12,2
0,37	1,04	1,2	4,2	94,6	146,0	10,5
0,37	0,84	2,3	4,2	93,5	154,4	11,7
0,37	0,77	5,1	6,0	88,9	156,1	12,4
0,37	0,84	6,9	6,0	87,1	149,6	12,0

Удельный расход ВВ, кг/м³	Коэффициент сближения зарядов	Распределение взорванной массы (%) по фракциям, мм			Показатель степени дробления	Начальная скорость разлета взорванной массы, м/с
		> 1000	500—1000	< 500		
0,37	0,84	6,0	6,1	87,9	161,0	12,0
0,38	0,84	1,8	5,1	93,1	150,5	12,0
0,38	0,68	10,5	9,3	80,2	152,1	14,7
0,38	0,68	4,8	6,6	88,6	157,9	15,8
0,39	0,83	10,8	9,9	79,3	144,8	12,6
0,39	0,90	1,9	4,1	94,0	152,0	12,1
0,40	0,72	1,0	4,1	94,9	157,4	13,8
0,40	0,72	2,9	2,8	94,3	156,4	14,2
0,41	0,63	0,9	2,1	97,0	159,5	15,2
0,41	1,06	6,3	7,9	85,8	142,2	11,6
0,41	0,83	4,2	8,7	87,1	150,7	13,2
0,42	0,73	2,3	4,1	93,6	160,6	14,4
0,43	0,63	8,0	6,6	85,4	151,0	15,8
0,44	0,76	10,0	10,0	80,0	140,6	14,6
0,44	0,66	3,0	5,8	91,2	153,8	15,6
0,44	0,96	1,1	5,4	93,5	143,1	13,1
0,45	0,86	7,0	4,4	88,6	141,9	14,2
0,45	0,86	9,5	13,1	77,4	143,0	14,8

сети трещин в данном объеме. Дальнейшее повышение степени дробления путем увеличения удельного расхода ВВ не ведет к улучшению гранулометрического состава, а сопровождается лишь повышением кинетической энергии выброса.

Следовательно, физическое состояние разрушаемой среды, при котором плотность энергии по всему разрушаемому объему достигает необходимой критической величины, при которой во всем разрушаемом объеме происходит рост трещин с постоянной скоростью, приближающейся к скорости волн Релея, соответствует достижению предельной энергоемкости качественного дробления. Превышение в среде удельной плотности энергии свыше той (66), что необходима для обеспечения указанного режима, не ведет к заметному улучшению качества дробления, так как рост трещин в этом случае замедляется вследствие их ветвления; качество дробления стабилизируется, либо несколько ухудшается, а растет лишь кинетическая энергия выброса.

Аналогичные результаты исследований получены при их соответствующей обработке (см. рис. 25), произведенной автором, и в работах [9, 14, 44], посвященных определению рациональных параметров взрывных работ на подземных рудниках.

Кинетическая энергия разлета разрушенных взрывом частиц  $W_p$  в общем случае может быть определена из условий, что скорость перемещения их не постоянна, а изменяется в пространстве

и времени по законам внешней баллистики. Для отрыва от массива частицы должны иметь некоторую начальную скорость движения  $v_0$ .

Для упрощения методики расчета допустим, что центр тяжести перемещающихся масс находится в точке излета «пилот-куска»

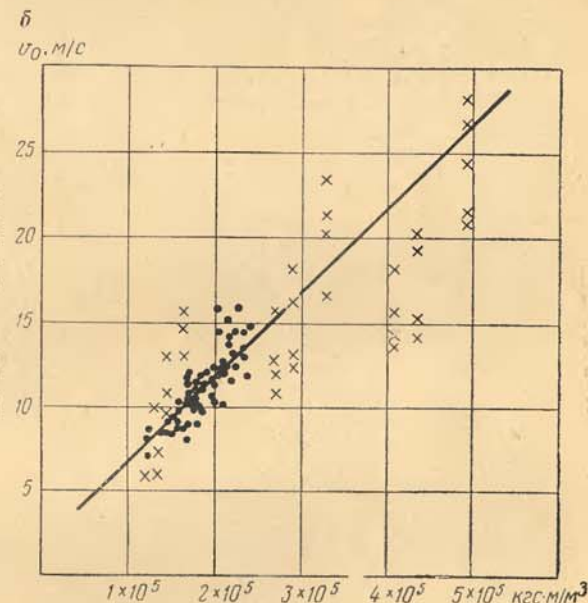
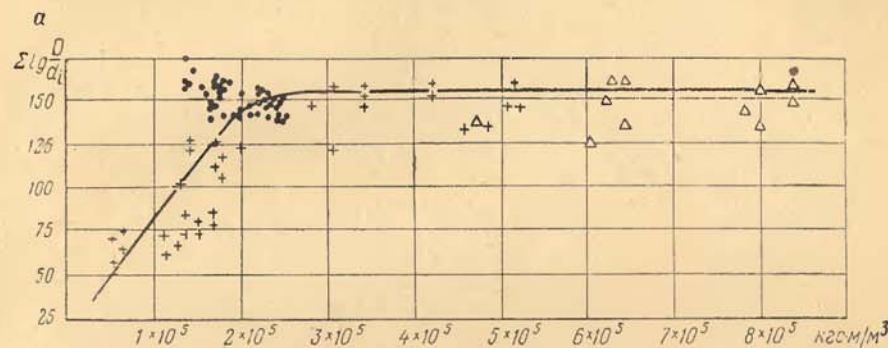


Рис. 25. Изменение показателя степени дробления (а) и скорости разлета взорванной массы (б) в зависимости от удельной энергии (кг·м/м³) ВВ:

+ взрывы на бетонных блоках; ● — промышленные взрывы на карьере; Δ — подземные промышленные взрывы

и после этого частицы перемещаются по баллистической кривой. Тогда общие затраты энергии на перемещение разрушенных взрывом частиц могут быть определены как

$$W_p = Mv_0^2/2. \quad (104)$$

В процессе перемещения разрушенных взрывом частиц объем и скорость  $v$  движущейся массы не остаются постоянными. Если

допустить, что разрушенная масса движется подобно газовому облаку при переменной его плотности и объеме, то масса перемещающегося «облака» может быть представлена как

$$M = \int_{V_1}^{V_2} \rho dV. \quad (105)$$

Согласно закону сохранения массы и явлению «неразрывности движения» в каждый момент времени масса движущихся частиц остается постоянной. Следовательно, в любой момент времени  $V\rho = \text{const}$ , откуда

$$M = C \ln V_2/V_1,$$

но так как  $V_2/V_1 = k_p$  — коэффициент разрыхления, то

$$M = V\rho \ln k_p \quad (106)$$

$$W_p = \frac{V\rho \ln k_p}{2g} v_0^2, \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (107)$$

Анализ результатов экспериментальных исследований, полученных на основе скоростной киносъемки процессов разлета взорванной массы, показывает (см. рис. 25), что с увеличением удельной плотности энергии скорость разлета, определяющая кинетическую энергию движения, монотонно возрастает. Ввиду конечности затрат энергии на дробление пород взрывом возможно достижение такой энергетической характеристики процесса разрушения и перемещения пород, при которой действие взрыва будет осуществляться главным образом на выброс.

В общем случае с учетом уравнений (99) и (107) суммарные затраты энергии взрыва на дробление и перемещение горных пород составят.

$$W_{\Sigma} = V \left[ \frac{\sigma_*^2}{2E} \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}} 10^4 + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2 \right], \text{ кгс} \cdot \text{м}. \quad (108)$$

Откуда с учетом ранее приведенных зависимостей (11—13, 100, 107 и 108) и статистической обработки данных табл. 10, 11 напишем общее уравнение удельной энергоемкости процесса разрушения и перемещения пород взрывом

$$q = \frac{1800 \sqrt{f} \left( 1 + \frac{0,16}{Vf} \lg v_n \right) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}} + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3. \quad (109)$$

где  $\eta$  — к. п. д. взрыва по механической работе дробления и выброса (в рядовых промышленных взрывах  $\eta = 0,04 \div 0,05$ ).

Полученное уравнение выражает общий энергетический закон дробления и перемещения горных пород взрывом, в соответствии

с которым процесс разрушения при воздействии ударных нагрузок характеризуется наличием строго определенного предела энергоемкости, зависящего от удельной плотности энергии, упруго-пластических свойств горных пород и развиваемых в процессе дробления деформаций.

#### § 14. Физические основы предельной энергоемкости дробления горных пород взрывом

Физически достижение предельной энергоемкости качественного дробления горных пород взрывом соответствует созданию в среде такой удельной плотности энергии (66), при которой по всему разрушаемому объему наблюдается равномерное и устойчивое распространение трещин в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин. При снижении плотности энергии ниже указанного предела (66) разрушение в предельном режиме охватывает лишь часть разрушаемого объема. На основании результатов экспериментальных исследований можно выделить, по крайней мере, три зоны действия взрыва, в которых наблюдается различная реализация закона предельной энергоемкости.

I — зона активного разрушения горных пород взрывом при скорости развития трещин, близкой к скорости волны Релея. В этой зоне, где удельная плотность энергии  $q = 0,125 \rho C_p / Q_V$  соответствует предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин, разрушение происходит по всей сети естественно распределенных в массиве трещин. Радиус этой зоны активных трещин может быть определен из уравнения (66) при условии, что  $q = \frac{Q}{\frac{4}{3} \pi R^3}$  как

$$R_1 \leq 1,25 \sqrt[3]{\frac{Q Q_V}{\rho C_p}}, \text{ м}. \quad (110a)$$

Создание в этой зоне удельной плотности энергии, превышающей указанное значение  $q$ , не ведет к улучшению качества дробления,

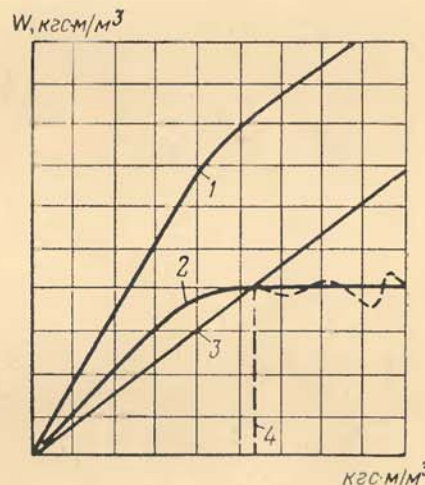


Рис. 26. Изменение энергоемкости процесса разрушения и перемещения пород взрывом в зависимости от его удельной энергии (кгс·м/м³): 1 — суммарная энергия; 2 — энергия дробления; 3 — энергия разлета; 4 — предел энергоемкости

так как рост трещин в этом случае замедляется ввиду их ветвления, но повышается эффект выброса, вследствие перехода действия зарядов из области дробления в область выброса. Графически закон предельной энергоемкости приведен на рис. 26.

II — зона управляемого разрушения горных пород взрывом, где удельная плотность энергии значительно меньше ее предельной величины. В этой зоне (см. табл. 8 и рис. 24) по мере увеличения удельной плотности энергии наблюдается повышение скорости роста трещин, предельное значение которой стремится к скорости волн Релея. Ускоренное развитие трещин начинается при значениях удельной плотности энергии на порядок меньше тех значений, которые обуславливают его предельное развитие. Тогда при

$$q = 0,125 \rho C_p / Q_V \quad \text{и} \quad q = \frac{Q}{4/3 \pi R^3}$$

радиус зоны управляемого разрушения горных пород взрывом составит

$$1,25 \sqrt[3]{\frac{Q Q_V}{\rho C_p}} \leq R_2 \leq 2,65 \sqrt[3]{\frac{Q Q_V}{\rho C_p}}. \quad (110б)$$

Управление степенью дробления горных пород взрывом в этой зоне возможно в пределах энергоемкости качественного дробления путем повышения удельной плотности энергии без перевода действия зарядов из области дробления в область выброса.

III — зона неуправляемого разрушения горных пород взрывом, где удельная плотность энергии еще меньше, чем в зоне II, характеризуется тем, что разрушение здесь происходит лишь по наиболее развитым дефектам и имеет в целом вероятностный характер. Радиус зоны неуправляемого разрушения составит соответственно

$$R_3 \geq 2,65 \sqrt[3]{\frac{Q Q_V}{\rho C_p}}. \quad (110в)$$

Управление степенью дробления горных пород в этой зоне без перевода пород в другую зону путем повышения удельной плотности энергии практически исключается.

Таким образом, физически достижение предельной энергоемкости качественного дробления возможно лишь в объеме определенного радиуса  $R_1$  (110а) при такой плотности энергии, когда в среде равномерно и устойчиво распространяются трещины при предельной скорости их развития, близкой к скорости волн Релея. При снижении плотности энергии разрушение с предельной скоростью развития трещин охватывает лишь часть разрушаемого объема и общее качество дробления снижается. При повышении плотности энергии рост трещин начинает замедляться ввиду их

ветвления, что также ухудшает качество дробления при одновременном увеличении кинетической энергии выброса.

Из условия равенства затрат энергии на дробление и последующее перемещение горной массы в точке предельной энергоемкости (см. рис. 26) при показателе степени дробления 160 удельный расход ВВ, при котором в среде достигается удельная плотность энергии, достаточная и необходимая для обеспечения режима равномерного и устойчивого распространения трещин с постоянной скоростью из (109) составит

$$q = \frac{1}{30} \sqrt{\rho V f}. \quad (111)$$

Высокая степень сходимости показателей удельных расходов ВВ, определенных согласно зависимостям (66) — кривая 2 (рис. 27) и (111) — кривая 1, свидетельствует о правомерности физического объяснения явлений предельной энергоемкости процесса разрушения горных пород взрывом с позиций необходимости обеспечения в среде режима равномерного и устойчивого развития трещин с постоянной скоростью.

Принципиальным отличием установленных закономерностей по определению удельного расхода ВВ от известных в этой области является их существенная зависимость не только от физических параметров среды: крепости пород  $J$ ; коэффициента рыхления  $k$ ; плотности пород  $\rho$  и параметров взрывания; скорости нагружения  $I g v_n$  и потенциальной энергии ВВ  $Q_V$ , но и качества дробления

$\sum_1^m I g D/d_1 \dots m$ , определяющего удельный расход ВВ для достижения заданной степени дробления. Для оценки качества дробления взорванной массы на практике чаще всего пользуются такими критериями, как выход негабарита, средний линейный размер куска, изменение какого-либо одного класса крупности и т. п. Между всеми этими показателями существует прочная взаимосвязь, позволяющая заменять один показатель на другой. Так, показатель степени

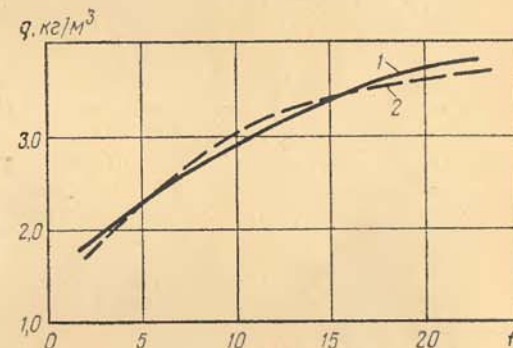


Рис. 27. Изменение предельного удельного расхода ВВ в зависимости от коэффициента крепости горных пород

дробления  $N = \sum_1^m \lg D/d_1 \dots m$  может быть связан с наиболее представительным критерием дробимости горных пород — средним линейным размером куска — формулой

$$N = 240 - 110 \lg d_c + 5,5 (\lg d_c)^2. \quad (112)$$

Гранулометрический анализ взорванной горной массы при решении различных технологических задач показывает [32], что в зависимости от целевой постановки взрывных работ средний линейный размер куска должен составлять: 1—5 см при подготовке руд к подземному выщелачиванию; 10—15 см на проходческих работах; 15—20 см на очистных работах подземных рудников при камерных системах разработки; 30—40 см на вскрышных и очистных работах в карьерах.

Тогда необходимый показатель степени дробления составит: 165—240 для подготовки руд к подземному выщелачиванию, 132—165 для проходческих работ, 100—112 для очистных работ подземных рудников, 68—85 для вскрышных и очистных работ на карьерах. Предлагаемые рекомендации рассчитаны на производство рядовых промышленных взрывов. В тех случаях, когда из условий решения технологических задач необходимо обеспечение особого качества дробления (например, при подготовке взорванной массы для поточных или циклично-поточных технологических процессов, для подземного выщелачивания, рудосортировки и т. д.), показатель степени дробления следует определять путем конкретных расчетов применительно к избранной технологии и оборудованию.

Установление необходимых качественных показателей дробления позволяет расширить представленную выше классификацию горных пород по условиям их разрушения путем определения удельных энергетических показателей для каждой из категорий и групп пород (табл. 12).

Таким образом, сформулированный закон предельной энергоемкости качественного дробления горных пород взрывом и вытекающие из него следствия имеют важное научное и практическое значение в решении многих задач взрывного дела. На основе сформулированного закона представляется возможным определять те направления в достижении заданной степени дробления горных пород взрывом, которые должны быть положены в основу создания инженерных методов управления энергией взрыва.

Качество дробления горных пород взрывом, оцениваемое показателем степени дробления

$$N = \frac{qQV^{1+n} - \frac{\rho \ln k_p v_0^2}{2g}}{1800 V_f \left(1 + \frac{0,16}{V_f} \lg v_n\right)}, \quad (113)$$

Таблица 12

Категория горных пород	Класс горных пород	Коэффициент крепости горных пород по шкале проф. М. М. Прохоркина	Скорость звука в породе, м/с · 10 <sup>3</sup>	Модуль объемного сжатия пород, кгс/см <sup>2</sup> · 10 <sup>8</sup>	Удельная энергоемкость процесса, кгс · м/м <sup>3</sup>		Удельный расход ВВ (кг/м <sup>3</sup> ) в зависимости от отношения: средний линейный размер куска (см)/показатель степени дробления							
					дробления	выброса								
I	1	14—20	6,0—7,0	8—12	7000—8000	1000—1600	1/240	4,65	4,3	4,40	15/142	20/100	30/85	40/68
	2	9—14	5,0—6,0	6,8	5000—7000	500—1000	2,4	4,50	4,2	4,40	1,0	1,40	0,85	0,7
	3	5—9	4,0—5,0	4—6	4000—5000	250—500	2,0	4,40	4,1	4,1	0,95	0,85	0,7	0,57
	4	3—5	3,0—4,0	2—4	3000—4000	100—250	1,8	4,2	4,0	4,0	0,85	0,75	0,64	0,5
	5	1—3	2,0—3,0	1—3	2000—3000	50—100	1,4	0,95	0,75	0,75	0,65	0,6	0,5	0,4
	6	0,5—1	1,0—2,0	0,5	1250	50	0,95	0,65	0,5	0,65	0,45	0,4	0,33	0,25
II														
III														

зависит, помимо ряда факторов, обуславливаемых природой разрушаемых тел (крепости пород  $f$  и их плотности), от следующих факторов, поддающихся управлению в процессе проектирования взрыва и его выполнения: потенциальной энергии ВВ  $Q_V$ ; удельного расхода ВВ  $q$ ; коэффициента полезного действия взрыва  $\eta$ ; коэффициента разрыхления  $k_p$ ; начальной скорости разлета взорванной массы  $v_0$ ; скорости нагружения пород  $v_n$ . Решив уравнение (113) в частных производных:

$$\frac{\partial N}{\partial Q_V} = \frac{(1+\eta)qQ_V^\eta}{1800(\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)}; \quad \frac{\partial N}{\partial q} = \frac{Q_V^{1+\eta}}{1800(\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)}; \quad (114)$$

$$\frac{\partial N}{\partial \eta} = \frac{qQ_V^{1+\eta} \ln Q_V}{1800(\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)}; \quad \frac{\partial N}{\partial k_p} = -\frac{\rho v_0^2}{3600(\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)};$$

$$\frac{\partial N}{\partial v_0} = -\frac{\rho v_0 \ln k_p}{1800(\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)}; \quad \frac{\partial N}{\partial v_n} = -\frac{qQ_V^{1+\eta} \rho \ln k_p v_0^2}{2g v_n 1800^2 (\sqrt{f} + 0,16 \lg v_n)^2}.$$

и подставив в полученные выражения численные значения исследуемых величин в диапазоне их практического изменения, получим

$$\frac{\partial N}{\partial Q_V} = (0,0004 \div 0,0005); \quad \frac{\partial N}{\partial q} = 150 \div 180; \quad \frac{\partial N}{\partial \eta} = 1200 \div 1400;$$

$$\frac{\partial N}{\partial k_p} = -(8 \div 12); \quad \frac{\partial N}{\partial v_0} = -(0,3 \div 0,5); \quad \frac{\partial N}{\partial v_n} = -(0,0001 \div 0,0002).$$

Следовательно, повышение степени дробления пород взрывом наиболее эффективно при увеличении коэффициента полезного действия взрыва, удельного расхода ВВ и потенциальной энергии ВВ (производные положительные), либо при снижении скорости разлета, коэффициента разрыхления и скорости нагружения пород (производные отрицательны). Данные закономерности положены в основу разработки инженерных методов управления энергией взрыва, обеспечивающих максимальное дробление пород. Задача заключается лишь в соответствующем конструировании данных методов, направленных на повышение или снижение указанных выше параметров в процессе проектирования взрывов и их выполнения.

При этом следует отметить, что для решения задач как дробления, так и выброса пород повышение скорости нагружения следует считать нецелесообразным в связи с тем, что при этом растут прежде всего затраты энергии на дробление пород и существенно снижается скорость разлета. Однако в отдельных случаях это явление может оказаться и полезным. Так, например, при использовании в народнохозяйственных целях ядерных взрывов, скорость нагружения пород при которых в сотни тысяч раз превышает скорость нагружения при взрыве химических ВВ, следует ожидать, что при равном удельном расходе энергии скорость

разлета пород в откольной воронке может оказаться на 30—50% ниже, чем при использовании в этих же целях химических ВВ.

Это обстоятельство может оказать решающее влияние на расширение области использования подземных ядерных взрывов в мирных целях, так как при меньших скоростях разлета значительно снижается вероятность прорыва радиоактивных продуктов в атмосферу.

Наряду с определением основных количественных параметров энергоемкости процесса разрушения горных пород взрывом важное значение в обеспечении заданной степени дробления имеет определение условий взаимодействия группы зарядов в пространстве и времени.

### § 15. Условия взаимодействия зарядов при групповом взрывании

Характерной особенностью горных пород является наличие в них естественных статистически распределенных микро-макротрещин. При прохождении волн напряжения от одиночного заряда в окрестностях его происходит раскрытие трещин с частичным нарушением связности строения среды. Однако это не исключает возможности того, что начавшееся развитие естественных микротрещин может быть остановлено ввиду создания равновесного состояния между упругой энергией, накопленной в среде, и поверхностной энергией трещин, недостаточной для их дальнейшего развития. Если же в этот момент в зону разрушения будет каким-либо образом подано дополнительное количество энергии от нового источника, то следует ожидать более полного разрушения среды. В современной практике взрывных работ дополнительное количество энергии обычно поступает в среду при групповом взрывании зарядов, которое может выполняться одновременно (мгновенно) или последовательно (замедленно). В отдельных случаях дополнительное количество энергии может быть получено от одной и той же системы групповых зарядов путем применения определенных методов взрывания.

Так, например, технологическими особенностями ведения горных работ предусматривается ограничение разрушаемого объема до крайней мере одной или двумя открытыми поверхностями, от которых происходит отражение волн сжатия, их преобразование в волны растяжения и последующее использование в процессе разрушения 1/6—2/6 той энергии ВВ, которая перешла из заряда в среду. По остальным четырем-пяти направлениям энергия взрыва рассеивается в виде сейсмических колебаний, что составляет около 4/6—5/6 общего энергетического потенциала, переданного взрывом ВВ в среду. При условии возвращения данной энергии в сферу разрушения представляется возможным достижение раскрытия естественных микро-макротрещин среды, а в отдельных случаях и создания новых трещин, что в целом способствует более качественному дроблению массива пород.

Возвращение энергии волн напряжения может быть достигнуто за счет создания вокруг разрушаемого массива прослоя пород с отличной от основной среды акустической жесткостью, что ведет к отражению энергии волн напряжения не от одной-двух открытых поверхностей, а от четырех-пяти, повышая тем самым использование потенциальной энергии ВВ, перешедшей в среду, до 5/6. Таким образом, изменение граничных условий на внутреннем контуре разрушения позволяет существенно повысить объем предразрушения среды, что положено в основу разработки ряда инженерных методов управления энергией взрыва.

Особенно значительно качество дробления горных пород взрывом может быть повышено при использовании энергии, подаваемой в среду при последовательном групповом взрывании серии зарядов с интервалом воздействия между ними, определяемом характером пород и условиями ведения взрывных работ. В этих условиях процесс предразрушения массива горных пород в значительной степени зависит как от абсолютного напряжения, создаваемого в среде в результате прохождения волн напряжения от взрыва первого заряда, так и от последующих приращений напряжений, формируемых в среде при последовательном взрывании зарядов. В целом процесс предразрушения среды при групповом взрывании зарядов характеризуется тремя основными параметрами: 1) приращением упругой энергии деформации при взрывании последующей серии зарядов; 2) периодом времени от момента взрывания первой группы зарядов до момента полного раскрытия первичных трещин предразрушения, сразу же после которого должен следовать взрыв второй серии, третьей и т. д. с тем, чтобы была исключена возможность смыкания трещин; 3) взаимным расположением одного заряда относительно другого и открытых поверхностей, ограничивающих разрушаемый объем.

При взрыве заряда ВВ в массиве горных пород, рассеченном системой естественных статистически распределенных микромакротрещин (рис. 28а), формируется первичное поле напряжений как следствие действия прямых волн сжатия в направлении от заряда к открытой поверхности. При отражении прямой волны сжатия от свободной поверхности в массиве формируется вторичное поле напряжений как следствие действия волн растяжения в направлении от открытой поверхности к зарядной камере. В процессе формирования указанных полей напряжений в среде происходит раскрытие естественных микромакротрещин и возникновение новых трещин, в результате чего массив разрушается по серии трещин (рис. 28, б) и процесс завершается под действием давления газообразных продуктов взрыва (рис. 28, в).

Суммарная энергия, необходимая и достаточная для производства предразрушения пород в пределах конечной энергоемкости, при групповом взрывании зарядов может быть определена из уравнения

$$W_{\Sigma} = W_0 + \Delta W_1 + \Delta W_2 + \Delta W_3 + \dots + \Delta W_n, \text{ кгс} \cdot \text{м} / \text{м}^3, \quad (115)$$

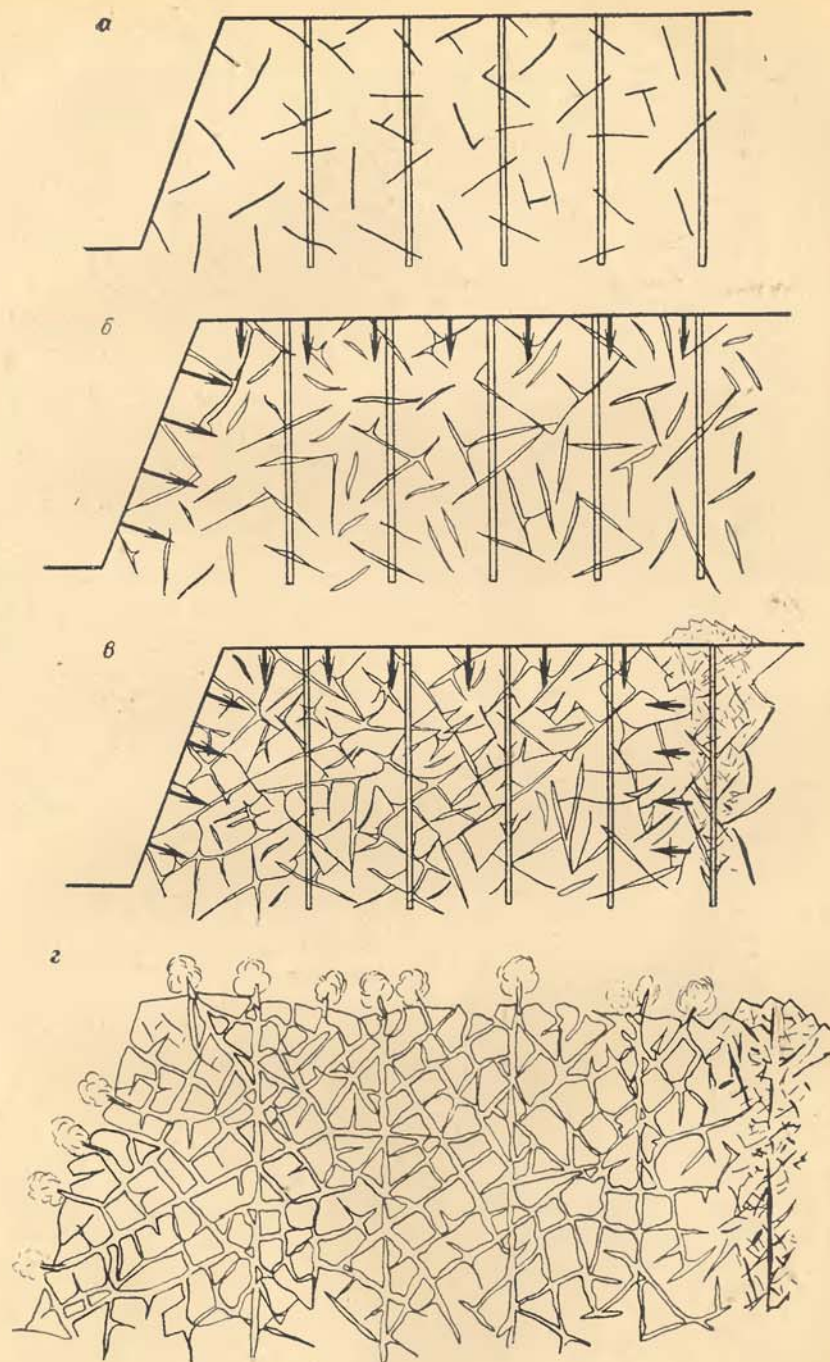


Рис. 28. Последовательность процесса разрушения массива горных пород взрывом

где  $W_0$  — начальная энергия ВВ, действующая в среде от взрыва заряда, расположенного непосредственно в ней, кгс·м/м<sup>3</sup>;  $\Delta W_{1...n}$  приращение энергий, получаемых средой в результате взрывания последующих зарядов, кгс·м/м<sup>3</sup>.

С учетом уравнений (110)–(111) уравнение (115) может быть выражено как

$$\left[ 1800 \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1...m}} (V\bar{f} + 0,16 \lg v_n) + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2 \right] \geq \\ \geq QV^{1+n} \left[ \frac{P_1 Q_1}{P_1 V_1} + \frac{P_2 Q_2}{P_1 V_1 + P_2 V_2} + \frac{P_3 Q_3}{P_1 V_1 + P_2 V_2 + P_3 V_3} + \dots \right. \\ \left. \dots + \frac{P_n Q_n}{P_1 V_1 + P_2 V_2 + P_3 V_3 + \dots + P_n V_n} \right]. \quad (116)$$

Анализ полученной зависимости показывает что, при равной степени дробления удельный расход ВВ при одиночном взрывании зарядов почти в 2,5 раза выше, чем при групповом. С увеличением числа зарядов в группе до четырех-пяти и более качество дробления стабилизируется и в дальнейшем изменяется незначительно. Следовательно, групповым называется такое взрывание, при котором одновременно или короткозамедленно взрывается не менее четырех-пяти скважин; при меньшем числе зарядов взрывание следует рассматривать как одиночное. Это качественное определение правомерно и применительно к многорядному взрыванию, при котором взрывается не менее четырех-пяти рядов скважин, содержащих в свою очередь не менее четырех-пяти скважин в каждом ряду.

При взрывании с изменением граничных условий на контуре разрушения, когда волна напряжений дополнительно отражается еще от трех открытых поверхностей, абсолютное приращение энергии в среде значительно возрастает, что обуславливает еще более мелкое дробление пород по серии мельчайших микротрещин (рис. 28, в). В этом случае процесс окончательного разрушения среды также завершается под действием давления газообразных продуктов взрыва (рис. 28, г), но его объем и качество значительно выше, а величина заряда в каждой из последовательно взрывающихся скважин может быть снижена пропорционально количеству энергии волны напряжения, отраженной в сторону объема разрушения.

Целесообразность группового взрывания зарядов подтверждают результаты экспериментальных исследований [3], которыми установлено, что при групповом взрывании зарядов выход негабарита снижается, подчиняясь зависимости

$$n_0 = \frac{n_1}{\sqrt[n]{e^{p-1}}}, \quad (117)$$

где  $n_1$  — выход негабарита при одиночном взрывании зарядов, %;  $n_0$  — выход негабарита в целом по взрываемому блоку, %;  $p$  — число последовательно взрывающихся зарядов.

Из экспериментально полученной зависимости следует, что при взрывании четырех-пяти зарядов (рядов) выход негабарита снижается в 2–4 раза, что определяет целесообразность только группового взрывания зарядов.

## § 16. Механизм разрушения горных пород при короткозамедленном взрывании

Если в массиве горных пород выделить некоторый элементарный объем  $\Delta V$ , характеризующийся определенной системой микромакротрещин (рис. 29, а), то при взрывании первого заряда данные трещины начнут развиваться до критического состояния равновесия и вскрываются помыс, ранее не видимые микротрещины 1, 2, 3, 4, 5, 6 (рис. 29, б). В том случае, когда последующего взрыва не произойдет или он произойдет во времени, превышающем время обратного смыкания трещин при обратимом процессе деформации, вновь вскрытые трещины не получают достаточного развития, и окончательное разрушение среды, завершаемое под действием давления газообразных продуктов взрыва, характеризуется значительным выходом негабаритных кусков, визуальный анализ которых свидетельствует о наличии в них микротрещин, подобных трещинам 1, 2, 3, 4, 5, 6 на рис. 29, б, не успевших развиваться до окончательного нарушения сплошности строения среды.

Если же взрыв последующей серии зарядов производится во времени, равном времени окончательного развития первичных трещин предразрушения до их обратного смыкания, то ввиду существенного приращения упругой энергии объем и качество предразрушения среды могут быть значительно повышены. Микро- и макротрещины при этом окончательно смыкаются между собой, расчлняя массив на ряд фракций, а вновь вскрытые прорастают на значительную глубину. Кроме того, в массиве пород может быть вскрыта еще новая серия трещин типа 1<sup>I</sup>, 2<sup>I</sup>, 3<sup>I</sup>, 4<sup>I</sup>, 5<sup>I</sup> (рис. 29, в). При дальнейшем расширении газообразных продуктов взрыва трещины 1, 2, 3, 4, 5, 6 окончательно развиваются, расчлняя массив на ряд фракций, а трещины 1<sup>I</sup>, 2<sup>I</sup>, 3<sup>I</sup>, 4<sup>I</sup>, 5<sup>I</sup> прорастают еще на большую глубину, подготавливая массив к его окончательному разрушению в процессе разлета взорванной массы (рис. 29, г).

Из приведенного механизма развития микромакротрещин среды, полученного в результате скоростных кино съемок процесса разрушения на массивах горных пород и каменных моделях, видно, что последующая серия зарядов должна быть взорвана сразу же после раскрытия трещин в среде от действия предыдущей серии зарядов, т. е. время между последовательными взрывами

должно быть равно времени прорастания трещин до своего максимального значения. Если время последовательного взрывания зарядов несколько меньше времени максимального прорастания трещин, то будут наблюдаться непроизводительные затраты энергии на излишнее раскрытие трещин, которое могло бы произойти и без дополнительного приращения энергии взрыва. Если же время последовательного взрывания зарядов несколько превышает время максимального прорастания трещин, то возможно частичное смыкание образовавшихся трещин, что потребует определенного количества энергии для их предварительного развития

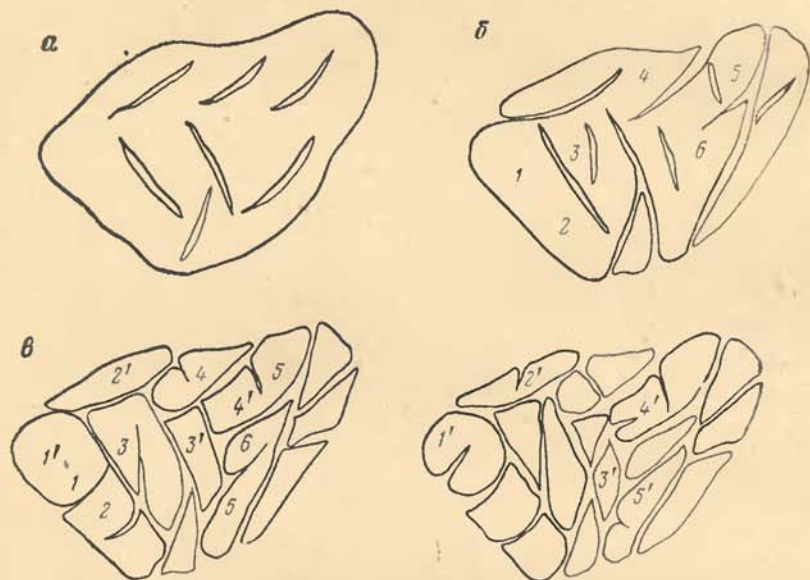


Рис. 29. Последовательность процесса разрушения взрывом элементарного объема пород

до состояния равновесия, после которого наступает период нового роста трещин.

Таким образом, из энергетических соображений наиболее выгодно не одновременное (мгновенное), а последовательное взрывание зарядов ВВ с определенным временем замедления последующего взрыва по отношению к предыдущему. Эта энергетическая концепция в современной практике взрывных работ реализуется в виде короткозамедленного взрывания, в частности, многорядного короткозамедленного взрывания, сущность которого заключается именно в том, что последующие заряды или ряды скважин взрываются с определенным, «коротким» замедлением по отношению к предыдущим зарядам.

Оптимальное значение такого «короткого» замедления устанавливается на основании учета характеристики пород, возможной

скорости роста трещин и расстояния от заряда до открытой поверхности, в направлении которой они растут

$$t_3 = \frac{3,5\rho}{\sqrt{f^2}} \sqrt{\frac{2(1-\mu)}{(1-2\mu)}} w 10^{-3}, \text{ мс.} \quad (118)$$

Анализ полученной зависимости показывает, что время последовательного короткозамедленного взрывания зарядов ВВ прямо пропорционально упруго-пластическим константам пород и расстоянию до свободной поверхности и обратно пропорционально крепости пород.

Важным условием достижения заданной степени дробления, наряду с числом зарядов и последовательностью их группового взрывания, является установление параметров пространственного положения зарядов относительно открытых поверхностей и друг друга.

#### § 17. Параметры расположения зарядов ВВ при грушвом взрывании

Установление параметров пространственного положения зарядов заключается в определении расстояния от центра заряда до открытой поверхности и расстояний между зарядами, что в конечном итоге определяет величину разрушаемого объема.

При определении пространственного положения сосредоточенных зарядов, взрываемых на одну открытую поверхность, устанавливают: глубину заложения зарядов (л. п. с.) как расстояние от его центра до открытой поверхности,  $m$ ; расстояние между зарядами  $a$ , м.

При определении пространственного положения удлинённых зарядов, взрываемых на две открытые поверхности, устанавливают: сопротивление по подоние уступа  $w_p$ , липко наименьшего сопротивления  $w$ , расстояние между зарядами в ряду, определяемое через коэффициент сближения зарядов  $a = mw$ , расстояние между рядами зарядов.

Основным параметром пространственного расположения зарядов является расстояние от заряда до свободной поверхности  $w$ . Для определения величины  $w$  в практике горных работ существует ряд зависимостей

$$w = \left( 53k_t \sqrt{\frac{\rho_{ВВ}}{\rho}} \right) d_0; \quad w = \left( 0,9 \sqrt{\frac{\rho_{ВВ}}{qm}} \right) d_0; \quad w = \left( \frac{0,427\rho_{ВВ}Q_V}{f} \right) d_0. \quad (119), (120), (121)$$

Нетрудно заметить, что общим для этих формул является зависимость л. п. с. главным образом от диаметра скважины, что дает основание выразить ее как

$$w = jd_0. \quad (122)$$



бления является средний диаметр куска во взорванной горной массе. В результате математической обработки многочисленных статистических выборок и отдельных результатов экспериментальных исследований установлено, что средний диаметр куска взорванной горной массы, определяемый как

$$d_c = \frac{\Delta_1 d_1 + \Delta_2 d_2 + \Delta_3 d_3 + \dots + \Delta_n d_n}{\Delta_1 + \Delta_2 + \Delta_3 + \dots + \Delta_n}, \quad (124)$$

где  $d_1 \dots n$  — линейный размер определенного класса крупности, см;  $\Delta_1 \dots n$  — процентное содержание каждого класса крупности во взорванной массе; прямо пропорционален диаметру заряда и составляет

$$d_c = d_0^{1,05}. \quad (125)$$

Таким образом, на современной стадии изученности явлений взрыва могут быть намечены следующие направления в разработке инженерных методов повышения степени дробления горных пород, основанные на управлении: диаграммой деформации и диаграммой нагружения горных пород взрывом; энергией взрыва в процессе детонации ВВ в зарядной камере; количественными параметрами процесса разрушения; первичным полем напряжений, формируемым в породе при распространении в ней прямой волны сжатия; вторичным полем напряжений, формируемым при распространении в породе отраженной волны растяжения.

В указанных направлениях в настоящее время разработаны разнообразные инженерные методы управления энергией взрыва, находящие все большее применение в горнотехнической практике: взрывание в зажатой среде, под разрушенным слоем, при соударении разлетающихся масс, многоточечное инициирование, экранирование волн напряжения, парное сближение зарядов, изменение физического состояния пород перед взрывом и др. Исследования и разработки новых методов продолжаются. В настоящее время задача заключается не столько в дальнейшем создании инженерных методов управления энергией взрыва, сколько в реализации принципов системного подхода к этому управлению на основе уже известных методов.

Принцип системного подхода к управлению различными процессами заключается прежде всего в том, что объект управления рассматривается в целом как система, состоящая из совокупности элементов, образующих комплексное единство с определенной внутренней взаимосвязью этих элементов. При системном принципе управления решение, принимаемое по изменению того или иного элемента системы, должно оцениваться с учетом всех обстоятельств и возможных последствий для управляемого процесса как единой системы. Реализация принципов системного подхода в управлении энергией взрыва позволяет осуществлять его гармоничное развитие на всех стадиях, исключая повышение какого-

либо одного, подчас несущественного эффекта. Поскольку системный подход предполагает прежде всего правильную целевую постановку задачи, в соответствии с которой определяются различные пути достижения намеченной цели, то представляется необходимым рассматривать управление энергией взрыва отдельно при достижении заданной степени дробления пород и при сейсмической защите инженерных сооружений.

Системный подход проявляется не только по отношению к объекту управления, в частности к взрыву, но и к самому управлению, включающему методы и способы воздействия на отдельные элементы системы, использование для этого различных технологических приемов, определенной организации работ и т. д. Существенное изменение параметров состояния горных пород перед их разрушением взрывом, процесса детонации зарядов ВВ, их расположения в разрушаемом массиве и элементов последующего процесса разрушения путем определенных технических мероприятий, основанных на физических законах исследуемого процесса, может рассматриваться как система управления энергией взрыва.

РАЗДЕЛ II  
ДРОБЛЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ВЗРЫВОМ

Глава V

УПРАВЛЕНИЕ ХАРАКТЕРОМ НАГРУЖЕНИЯ  
ГОРНЫХ ПОРОД В ПРОЦЕССЕ ДЕФОРМАЦИИ ИХ ВЗРЫВОМ

Разрушение горных пород взрывом — чрезвычайно сложный физический процесс, протекающий в пределах определенного времени, в течение которого роль рабочих агентов, нагружающих среду, выполняют последовательно: начальное давление газообразных продуктов взрыва, вызывающее формирование в среде волны напряжения; волны напряжений, вызывающие предразрушение среды по системе естественных статистически распределенных микро-макротрещин; волны напряжений и остаточное давление газообразных продуктов взрыва, вызывающие разлет взорванной горной массы.

Поскольку определяющей в процессе дробления горных пород взрывом является энергия волн напряжения, то в качестве параметров управления характером нагружения пород должны быть приняты параметры волны напряжения (см. рис. 14): напряжение на фронте волны  $\sigma$ ; время существования ее положительной фазы  $t$  и составляющих ее времен нарастания напряжения от 0 до максимума  $t_n$  и спада напряжений  $t_s$  от максимума до 0.

§ 18. Диаграммы деформации и нагружения горных пород

Согласно выделенным выше, в зависимости от упруго-пластических свойств трех категорий горных пород могут быть рассмотрены и соответствующие им диаграммы деформаций.

В породах I категории (рис. 31, а) разрушение протекает хрупко при линейной пропорциональности напряжений и деформаций почти во всем диапазоне нагружения, и лишь на последних стадиях его наблюдается незначительная пластическая деформация. Разрушающие напряжения в этих породах составляют 1500—3000 кгс/см<sup>2</sup> на сжатие, 50—250 кгс/см<sup>2</sup> на растяжение и 250—750 кгс/см<sup>2</sup> на срез. Благодаря высокому коэффициенту хрупкости разрушение пород I категории наблюдается при сравнительно низких относительных деформациях, не превышающих 0,003 при сжатии и 0,0002 — при растяжении.

В породах II категории (рис. 31, в) разрушение протекает квазихрупко при линейной пропорциональности напряжений и деформаций лишь в первой половине диаграммы нагружения, в дальнейшем же разрушение характеризуется преобладанием пластических деформаций. Разрушающие напряжения в этих

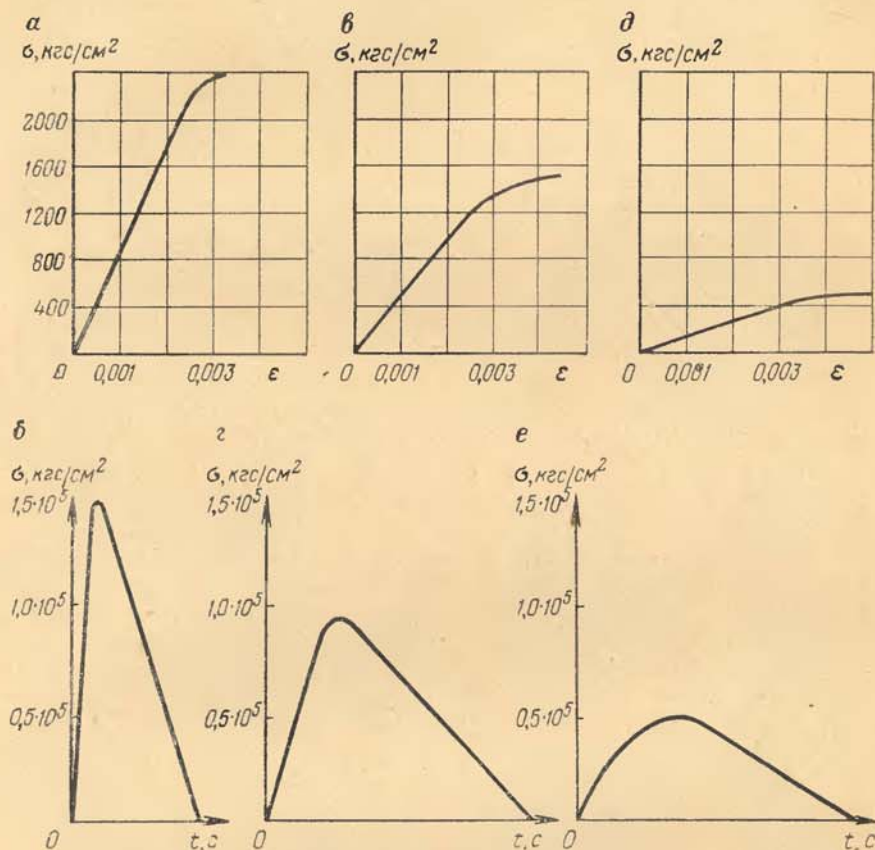


Рис. 31. Диаграммы деформации и нагружения горных пород

породах составляют 500—1500 кгс/см<sup>2</sup> на сжатие, 30—60 на растяжение и 50—250 на срез. В связи с пластическими свойствами пород II категории их разрушение наблюдается при более высоких относительных деформациях, составляющих 0,004—0,005 при сжатии и 0,0003 при растяжении.

В породах III категории (рис. 31, д) разрушение протекает квазипластично при сохранении линейной пропорциональности напряжений и деформаций лишь на начальной стадии нагружения, в дальнейшем же разрушение протекает пластично.

Разрушающие напряжения для этих пород составляют 50—500 кгс/см<sup>2</sup> при сжатии, 4—50 при растяжении и 2—100 при срезе. Благодаря высокой пластичности пород разрушение наблюдается при сравнительно высоких относительных деформациях, составляющих 0,005—0,006 при сжатии и 0,0004 при растяжении.

Для максимального развития деформаций в указанных горных породах необходимо создание в них соответствующих диаграмм нагружения.

В породах I категории диаграмма нагружения должна характеризоваться высоким напряжением на фронте волны при сравнительно кратком времени ее существования (рис. 31, б), достаточном лишь для развития деформаций хрупкого разрушения. Поскольку линейная связь напряжений и деформаций характерна для таких пород почти во всем диапазоне нагружения, то время нарастания напряжений  $t_n$  в диаграмме нагружения должно быть в связи с этим минимально, так как при этом меньше проявляются вязкие свойства пород.

В породах II категории диаграмма нагружения должна характеризоваться как сравнительно высоким напряжением на фронте волны, так и длительным временем его существования (рис. 31, г), достаточным для создания упруго-пластических деформаций. Так как линейная связь напряжений и деформаций в таких породах проявляется в меньшем диапазоне нагружения, то для снижения его скорости время нарастания напряжений должно быть более значительным.

В породах III категории диаграмма нагружения должна характеризоваться невысоким напряжением на фронте волны, но достаточно длительным временем его существования (рис. 31, е), необходимым для развития пластических деформаций. Так как линейная связь напряжений и деформаций в таких породах проявляется еще в более ограниченном диапазоне нагружения, то для снижения его скорости время нарастания напряжений должно быть еще более значительным.

Рассмотренные закономерности изменения диаграмм деформации и нагружения горных пород составляют теоретические основы этой группы методов управления энергией взрыва.

Сущность управления энергией взрыва, основанного на достижении соответствия диаграммы деформации диаграмме нагружения горных пород, заключается в следующем. На заданном для проведения взрыва участке определяется скорость звука в невозмущенной среде  $C_p$ , которая достаточно точно определяет как акустическую жесткость пород  $\rho C_p$ , так и модуль объемного сжатия среды

$$K = \frac{\rho C_p^2 (1 + \mu)}{3g (1 - \mu)}.$$

На основании указанных параметров определяются категория пород и соответствующие ей параметры нагружения (см. табл. 9,

13) (начальное давление взрыва, скорость детонации, плотность заряжания и потенциальная энергия ВВ). В том случае, когда соответствие диаграмм нагружения и диаграмм деформации удовлетворяется наличием ВВ и средств взрывания, решение вопроса можно считать законченным. Однако иногда среда характеризуется такой диаграммой деформации, что простое отнесение ее к какой-либо одной категории невозможно. В этом случае требуется применение методов управления как параметрами среды, так и волнами напряжения.

### § 19. Направленное изменение физического состояния горных пород до выполнения взрывных работ

В наиболее общем виде горная порода может быть представлена как трехкомпонентная среда, состоящая из твердого скелета и заполняющих его поры воды и воздуха. Тогда скорость звука  $C_p$  в невозмущенной среде в зависимости от содержания  $i_{1,2,3}$  газообразных, жидких и твердых компонентов может быть определена

$$C_{p_0}^2 = \frac{1}{i_1 \rho_1 + i_2 \rho_2 + i_3 \rho_3} \left( \frac{i_1}{\rho_1 C_{p_1}^2} + \frac{i_2}{\rho_2 C_{p_2}^2} + \frac{i_3}{\rho_3 C_{p_3}^2} \right)^{-1}. \quad (126)$$

Твердый скелет горных пород состоит обычно из обломков кварца, полевого шпата, слюды, сцементированных различными веществами. По химическому составу породы состоят из окислов кварца  $\text{SiO}_2$ , алюминия  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , железа  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , титана  $\text{TiO}_2$ , магнезия  $\text{MgO}$ , марганца  $\text{MnO}$ , кальция  $\text{CaO}$ , натрия  $\text{Na}_2\text{O}$ , калия  $\text{K}_2\text{O}$ , фосфора  $\text{P}_2\text{O}_5$ , химически связанной воды  $\text{H}_2\text{O}$  и других элементов. Минералы, слагающие твердый скелет горных пород, обычно слабо различаются между собой по сжимаемости, поэтому скелет можно рассматривать как некоторую гомогенную однородную среду, характеризующую однозначно параметрами скорости звука в невозмущенной среде  $C_{p_3}$  и плотности  $\rho_3$ . Скорость звука в невозмущенном твердом скелете горной породы в зависимости от молекулярной массы слагающих ее химических элементов  $M_{1, \dots, n}$  может быть определена как

$$C_{p_3} = \frac{C_{p_1} M_1 + C_{p_2} M_2 + C_{p_3} M_3 + \dots + C_{p_n} M_n}{M_1 + M_2 + M_3 + \dots + M_n}. \quad (127)$$

Аналогично может быть определена и плотность твердого скелета. Скорость звука и плотность жидкого и газообразного компонентов породы также должны приниматься в их химически чистом виде при атмосферном давлении и температуре.

По данным [22] при атмосферном давлении скорость звука в водонасыщенном трехкомпонентном грунте существенно меняется

при очень малых изменениях содержания газообразного компонента

Содержание заземленного воздуха . . . . .	0	10 <sup>-5</sup>	10 <sup>-4</sup>	10 <sup>-3</sup>	10 <sup>-2</sup>
Скорость звука, м/с . . . . .	1620	1420	756	260	85

При этом скорость звука в многокомпонентной среде может быть значительно меньше, чем в каждом из компонентов в отдельности. Физически это объясняется тем, что при добавлении небольшого количества газа плотность среды практически не меняется, тогда как сжимаемость ее резко возрастает.

Значительно меняется скорость звука и в зависимости от содержания в среде воды, хотя не так существенно как при изменении содержания воздуха:

Содержание воды . . . . .	1,0	0,9	0,7	0,45	0,35	0,1	0
Скорость звука, м/с . . . . .	1500	1450	1440	1540	1650	2240	4500

В целом скорость звука в трехкомпонентной среде, имеющей твердый скелет, не может быть меньше скорости звука, определяемой сжимаемостью самого скелета, т. е. псевдонасыщенного грунта.

Таким образом, одним из методов управления диаграммой деформации разрушаемых горных пород может служить изменение удельного содержания в породах воды или воздуха, в связи с чем достигается существенное изменение упруго-пластических свойств среды.

Управление энергией взрыва, основанное на изменении физического состояния массива горных пород и диаграммы их деформации путем повышения содержания в породах воды, может быть проиллюстрировано на следующих примерах.

При разработке ряда угольных месторождений, а также месторождений руд цветных и черных металлов с применением роторных экскаваторов (Ирша-Бородинское и Экибастузские угольные разрезы, карьеры Курской магнитной аномалии и др.) в породах вскрыши, предстативенных мягкими песками и частично глинами и мелями, на площади карьеров от 5 до 30% встречаются участки, содержащие твердые включения с коэффициентом крепости  $f = 4-6$ . В таких условиях использование энергии взрыва осложнено тем, что мягкие вскрышные породы и твердые включения отличаются по прочности и модулю объемного сжатия в 100 раз (табл. 14), а акустической жесткости — в 10—12 раз.

Для устранения резкого отличия в акустических жесткостях и сжимаемости вмещающих пород и пропластков под руководством автора на одном из таких месторождений были проведены работы по предварительному увлажнению мягких вмещающих пород обычным гидростатическим замачиванием. Для этого по кровле уступа на расстоянии 12—15 м один от другого создается ряд неглубоких канав, в которые от магистральной водопроводной сети карьера наливается вода. Под гидростатическим

Таблица 14

Показатели	I блок		II блок	
	при естественной влажности	при искусственной влажности	при естественной влажности	при искусственной влажности
Влажность пород, % . . . . .	5—6	15—20	5—6	15—20
Параметры вмещающих пород (песков):				
плотность пород, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	1600	1800	1600	1850
скорость звука, м/с . . . . .	380	1500	380	1540
акустическая жесткость, кг/м <sup>3</sup> ·м/с . . . . .	0,6·10 <sup>6</sup>	2,7·10 <sup>6</sup>	0,6·10 <sup>6</sup>	2,8·10 <sup>6</sup>
модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	0,15·10 <sup>4</sup>	3·10 <sup>4</sup>	0,15·10 <sup>4</sup>	3·10 <sup>4</sup>
сопротивление сжатию, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	3,2	2,4	3,2	2,4
Параметры твердых включений:				
плотность пород, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	2100	2100	2100	2100
скорость звука, м/с . . . . .	3300	3400	3300	3500
акустическая жесткость, кг/м <sup>3</sup> ·м/с . . . . .	7·10 <sup>6</sup>	7,1·10 <sup>6</sup>	7,0·10 <sup>6</sup>	7,4·10 <sup>6</sup>
модуль объемного сжатия, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	1,5·10 <sup>5</sup>	1,6·10 <sup>5</sup>	1,5·10 <sup>5</sup>	1,8·10 <sup>5</sup>
сопротивлению сжатию, кгс/см <sup>2</sup> . . . . .	300	160	300	160
Мощность твердых включений, м . . . . .	2,1	2,1	1,2	1,2
Параметры взрывания:				
высота уступа, м . . . . .	6,5	6,5	6,3	6,3
расстояние между скважинами в ряду, м . . . . .	7,0	7,0	8,0	8,0
расстояние между рядами, м . . . . .	7,0	7,0	8,0	8,0
удельный расход ВВ, кг/м <sup>3</sup> . . . . .	0,94	0,94	1,67	1,67
выход негабарита + 300 мм . . . . .	16,3	11,6	8,2	5,3
выход негабарита + 1000 мм . . . . .	10,7	6,3	2,5	0,0

давлением вода постепенно впитывается в песок, меняя его влажность и акустические свойства. При этом, как установлено экспериментально, меняется не только акустическая жесткость вмещающих пород, но и прочность твердых включений: на 8—12 сутки прочность на сжатие по испытаниям кернов была снижена в 2 раза, а прочность на растяжение — в 1,5 раза.

В результате экспериментальных исследований установлено, что при естественной влажности 5—6% акустическая жесткость вмещающих песков составляла 0,6·10<sup>6</sup> кг/м<sup>3</sup>·м/с, а твердых карбонатных пропластков 7·10<sup>6</sup> кг/м<sup>3</sup>·м/с (см. табл. 14). Ввиду существенного различия в сжимаемости разнопрочных пород начальное давление взрыва в песке составляло 1·10<sup>4</sup> кгс/см<sup>2</sup>, тогда как в твердом включении 5·10<sup>4</sup> кгс/см<sup>2</sup>. Помимо отличия давлений, на границе раздела двух сред наблюдалось также существенное отражение и преломление волн, снижающее полезное использование энергии взрыва. Благодаря этому при взрыве скважинных зарядов формировалась воронка взрыва под пропластком и над ним, тогда как сам пропласток почти не дробился.

В результате экспериментальной проверки в производственных условиях способа искусственного увлажнения разнопрочных

горных пород было установлено (см. табл. 14), что акустическая жесткость песков повысилась до  $2,7 \cdot 10^6$  кг/м<sup>3</sup>·м/с, а выход негабаритной фракции +300 мм снизился на 25—35% по сравнению со взрывом в песках с естественной влажностью.

Искусственное увлажнение разнопрочных горных пород не только обеспечивает достижение заданной степени их дробления, но может быть полезно при борьбе с запыленностью атмосферы в карьере, что имеет не только экономическое, но и социальное значение. Поэтому решение вопросов дробления искусственно увлажненных разнопрочных горных пород при разработке ряда осадочных месторождений угля и руды роторными комплексами имеет большое народнохозяйственное значение.

Изменение физического состояния горных пород с целью придания им определенных, заранее заданных свойств, обусловливающих более высокое использование энергии взрыва, может оказаться полезным и при выполнении взрывных работ на выброс.

Трехкомпонентный состав горных пород, включающий твердый скелет, газ и жидкость, определяет в зависимости от соотношения компонентов характер поведения пород и те потери энергии, которые сопровождают работу напряжений  $\sigma$  по производству деформаций  $\epsilon$ . В наиболее общем виде потери энергии взрыва в сплошной трехкомпонентной упруго-пластической среде связаны с ее вязкостью, пластичностью и нелинейностью. Закон затухания напряжений на фронте волны в таких средах может быть охарактеризован степенной зависимостью вида

$$\bar{r}^{-n(\alpha+\beta+\gamma)}, \quad (128)$$

где  $n$  — показатель степени, характеризующий форму взрывной волны;  $n = 1$  при плоской волне,  $n = 2$  при цилиндрической волне,  $n = 3$  при сферической волне;  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\gamma$  — показатели степени, характеризующие соответственно нелинейность, пластичность и вязкость среды.

При повышении влажности горных пород, когда газ замещается жидкостью, формируются более равномерные свойства среды: увеличивается скорость волн, повышается модуль объемного сжатия и снижается пластичность. При общем заполнении пор горных пород водой их состав становится двухкомпонентным, что дает основание к применению в таких средах уже не упруго-пластической, а линейно-упругой модели деформации (см. рис. 31, а), при которой показатели степени пластичности и нелинейности равны 0. В этом случае закон затухания напряжений на фронте волны может быть выражен как

$$\bar{r}^{-\gamma n}, \quad (129)$$

т. е. рассеивание энергии взрыва связано лишь с геометрическим расхождением фронта волны напряжения и вязкостью горных пород, зависящей от скорости нагружения. Такое изменение физичес-

ского состояния среды способствует более полному использованию энергии взрыва и достижению на этой основе более высоких количественных и качественных показателей дробления.

Для проверки данных положений были выполнены экспериментальные работы по взрыванию на выброс суглинистых грунтов различной влажности. В результате было установлено, что при снижении влажности грунтов с 19,52 до 8,06% (влажность изменялась вследствие их естественного высыхания после весеннего снеготаяния) показатель действия взрыва снижается, подчиняясь эмпирической зависимости вида

$$n = 5,1 \sqrt[3]{Y}, \quad (130)$$

где  $Y$  — влажность грунта в долях единицы.

Полученное в результате экспериментов оптимальное расстояние между зарядами в ряду в зависимости от л. и. с. и показателя действия взрыва

$$a = 0,87wn. \quad (131)$$

свидетельствует о том, что с повышением влажности расстояние между зарядами увеличивается в соответствии с зависимостью

$$a = 4,5w \sqrt[3]{Y}. \quad (132)$$

В то же время при повышении влажности грунтов удельный расход ВВ снижается

$$q = q_0(1 - Y)^6, \quad (133)$$

где  $q_0$  — удельный расход ВВ при исходной влажности, кг/м<sup>3</sup>;  $q$  — удельный расход ВВ при фактической влажности, кг/м<sup>3</sup>.

Закономерности, полученные в достаточно широком диапазоне параметров взрывания в связных грунтах, свидетельствуют о целесообразности использования явления повышения эффекта выброса грунтов при их увлажнении на строительстве гидромелиоративных сооружений, проходке геологоразведочных канав, ирригационных капалов и других объектов, проведение взрывов для которых должно приурочиваться к периоду максимального увлажнения грунтов (после весеннего снеготаяния), позволяющего резко снизить затраты и повысить объемы выбросов.

В практике взрывного дела помимо связных грунтов достаточно часто встречаются грунты, склонные в увлажненном состоянии при динамическом воздействии к тиксотропному разжижению. Гранулометрический состав таких грунтов обычно представлен в значительной степени пылевой фракцией (около 70% фракций  $\leq 1,0$  мм), угол естественного откоса которых составляет 32—33°. Такие грунты при водонасыщении свыше 38% склонны под динамическим воздействием переходить в разжиженное состояние, связанное с тем, что на фронте волны твердые и жидкие частицы, вследствие различной плотности и сжимаемости, приобретают

различную скорость, что ведет к потере контактов между частицами грунта и превращению его в вязкую жидкость. Степень разжижения грунта определяется характером и интенсивностью динамического воздействия, плотностью грунта и его гранулометрическим составом. После разжижения происходит обратная консолидация грунта, сопровождающаяся формированием его новой структуры вначале в нижних слоях с постепенным распространением вверх. При этом грунт укладывается с плотностью, превышающей первоначальную на 15—20%, что приводит к понижению уровня поверхности грунта в окрестностях воронки взрыва. Анализ результатов некоторых промышленных взрывов показывает, что такая обратная консолидация грунта завершается в течение 6—30 дней.

Явление разжижения грунтов под действием взрывов впервые было вскрыто при изучении искусственно намывных песков, а в естественных условиях — при строительстве водоотводного канала, предназначенного для осушения месторождения полезных ископаемых. При взрыве серии зарядов канал на протяжении 210 м был неожиданно почти целиком заполнен жидкой грязью в объеме 64 000 м<sup>3</sup>. Через шесть суток разжиженный грунт в канале уплотнился настолько, что по нему уже могли ходить люди, вдоль бортов канала обозначились трещины вследствие продолжающегося оседания грунта вокруг зоны взрыва в связи с его обезвоживанием. Через 30 дней после консолидации грунта были проведены повторные взрывы с достижением проектных отметок канала.

Результаты этих исследований свидетельствуют о том, что для повышения эффективности действия взрыва в разжижающихся грунтах необходимо применение двукратного взрывания: 1) для нарушения естественной структуры грунта и его разжижения; 2) после обратной консолидации грунта и его обезвоживания — с целью выброса. Заряды для первичного и вторичного взрывания следует рассчитывать как заряды выброса с одинаковыми параметрами для получения одинаковых зон действия ударных волн. В районах, где могут быть встречены разжижающиеся грунты, массовым взрывам должны предшествовать тщательные инженерно-геологические изыскания.

Использование физического явления разжижения грунтов под воздействием динамических нагрузок и его обратной консолидации может оказаться полезным при создании намывных фундаментов зданий и сооружений и повышении приемной емкости намывных хвостохранилищ обогатительных фабрик и металлургических заводов, представленных тонкодисперсными фракциями. Повышая влажность хвостов свыше 38%, а затем вызывая прохождение по массе хвостохранилища взрывной волны, представляется возможность в результате первоначального разжижения, а затем обратной консолидации грунта значительно уплотнить массу хвостов и повысить приемную емкость хранилищ на 15—

20%, что может продлить срок их эксплуатации и сохранить определенный объем продуктивных сельскохозяйственных земель.

Значительные возможности к управлению энергией взрыва дает изменение газовой пород. Однако, в отличие от изменения влажности пород, повышение содержания газа ведет не к увеличению, а к снижению разрушающего действия взрыва, ввиду снижения упругих свойств горных пород. В связи с этим повышение содержания газа в горных породах может оказаться полезным для сейсмической защиты сооружений, сохранения различных подземных объектов, а также погашения сейсмического действия взрывов. Повышение объемного содержания воздуха в горных породах может быть выполнено закачкой его под давлением через скважины. Дегазация пород обычно осуществляется труднее, чем насыщение их газами, что гарантирует достаточно длительное сохранение в породах повышенной газовой пород.

Таким образом, направленное изменение физического состояния горных пород перед их разрушением взрывом для придания заранее заданных свойств целесообразно на основе использования воды или воздуха, как наиболее доступных физических агентов. Достижимое при этом более высокое полезное использование энергии взрыва следует рассматривать как одно из перспективных направлений решения разнообразных горнотехнических и строительных задач.

## § 20. Изменение характера нагружения горных пород в процессе их деформации взрывом

Сущность управления процессом нагружения горных пород заключается в изменении параметров его диаграммы: времени существования положительной фазы  $t$  и напряжения на фронте волны, которое из выражений (34)—(36) может быть представлено как

$$\sigma_r = \frac{\rho_C \rho_{ВВ} \omega^2}{2(\rho_C \rho + \rho_{ВВ} \omega) g r^{2-\gamma}} \quad (134)$$

Для управления составляющей  $\sigma_r$  диаграммы нагружения следует прежде всего менять скорость детонации  $ВВ \omega$ , плотность заряжания  $ВВ \rho_{ВВ}$  или соотношение акустических импедансов  $ВВ$  и среды  $\rho_{ВВ} \omega / (\rho_C \rho)$ .

Наиболее содержательным методом управления процессом нагружения является управление скоростью детонации  $ВВ$ . Скорость детонации  $ВВ$  зависит прежде всего от степени однородности и гомогенности  $ВВ$ : в однородных смесевых  $ВВ$  она максимальна и снижается по мере увеличения в составе  $ВВ$  грубодисперсных фракций. Скорость детонации  $ВВ$  зависит также от диаметра заряда. Развитие стационарной детонации современных промышленных  $ВВ$  достигается при условии, что диаметр заряда

превышает ширину зоны химической реакции, а время завершения химической реакции в детонационной волне меньше времени разлета продуктов взрыва в радиальном направлении, что существенно зависит от прочности оболочки, окружающей заряд. Неравномерный состав промышленных ВВ, различная степень измельчения составляющих его компонентов обуславливает то, что начальная точка устойчивой детонации и точка достижения стационарной детонации с максимальной скоростью существенно различаются в зависимости от диаметра заряда. Так, у тонкодисперсных аммонитов устойчивая детонация в открытых зарядах возможна уже при диаметре 10—15 мм, а максимальная скорость детонации достигается лишь при диаметре заряда 80—100 мм. Гранулированные ВВ устойчиво детонируют в зарядах диаметром 40—150 мм, а максимальной скорости детонации они достигают лишь в зарядах диаметром 200 мм [13]. При окружении зарядов ВВ прочной недеформируемой оболочкой этот разрыв существенно снижается.

Следовательно, первый способ управления составляющей «давления» диаграммы нагружения заключается в увеличении диаметра заряда до величины, позволяющей реализовать стационарную форму детонации.

Второй способ управления скоростью детонации промышленных ВВ основан на том, что химическая реакция многокомпонентных ВВ происходит в несколько стадий: на первой стадии в детонационной волне происходит разложение исходных компонентов, а на последующих стадиях — взаимодействие продуктов разложения между собой. В связи с этим смесевые ВВ, наиболее широко применяемые в промышленности, стационарно детонируют лишь тогда, когда степень измельчения менее чувствительных компонентов превышает степень измельчения более чувствительных компонентов. Для придания ВВ равномерной структуры в этих случаях используют некоторые промежуточные компоненты, имеющие среднюю чувствительность и передающие детонацию от более чувствительных ВВ к менее чувствительным. Например, в скальных аммонитах таким буферным ВВ между селитрой и гексогеном является тротил.

На этом же принципе «буфера» основан и способ массового иницирования удлиненных зарядов ВВ с пониженной чувствительностью через промежуточный боевик с детонационной характеристикой, превышающей детонационную характеристику основного ВВ. Так, экспериментально установлено, что при использовании в качестве боевика зарядов пентолита иницируемые ими заряды игданита или зерногранулита детонируют со скоростью детонации пентолитов. Аналогично при иницировании зерногранулита 79/21 через промежуточный боевик из скального аммонита № 1 массой не менее 5—6% основной массы ВВ, скорость детонации зерногранулита составила 4800—5000 м/с вместо присущей им скорости 3300—3400 м/с. Это позволяет повысить напряжение на фронте волны почти вдвое [29].

Таким образом, направленное изменение скорости детонации и характера взрывчатого превращения ВВ позволяет значительно улучшать условия распределения в массиве его внутренней потенциальной энергии при одновременном изменении диаграммы нагружения.

Управление плотностью заряжания для современных промышленных ВВ возможно лишь в диапазоне 0,8—1,4 г/см<sup>3</sup>, ниже и выше данных пределов наблюдается неустойчивая детонация ВВ. Уплотнение ВВ до 1,5—1,6 г/см<sup>3</sup>, достигаемое в случае использования водонаполненных ВВ, изготовляемых на перенасыщенном растворе аммиачной селитры с добавлением гранулированного тротила, является весьма перспективным для управления энергией взрыва, при котором обеспечивается скорость детонации 5400—6400 м/с.

Управление длительностью положительной фазы волны напряжения заключается как в изменении модуля объемного сжатия пород  $K$  при повышении влажности и газовости среды, так и общей массы заряда ВВ, от которых значительно зависит время существования положительной фазы волны напряжения (44,46). Экспериментально установлено [29], что время  $t_n$  нарастания напряжений от 0 до максимума является главным образом следствием условий выделения энергии взрывчатого разложения ВВ, скорости детонации и характера передачи энергии взрыва в среду, тогда как время  $t_s$  спада напряжений от максимума до 0 определяется лишь характером среды, т. е. ее упругостью или пластичностью, и общей массой заряда, но не зависит от условий выделения энергии взрыва. В связи с этим для управления составляющей времени  $t_n$  достаточно изменение скорости детонации ВВ и его общей потенциальной энергии, тогда как для изменения  $t_s$  в одинаковых средах необходимо только изменение общей массы заряда ВВ, что уже тесно связано с управлением энергией взрыва в зарядной камере

## Глава VI

### ИЗМЕНЕНИЕ ИМПУЛЬСА ВЗРЫВА В ПРОЦЕССЕ ДЕТОНАЦИИ ВЗРЫВЧАТОГО ВЕЩЕСТВА

Определяющее значение максимальных напряжений на фронте волны  $\sigma_r$  характерно только в том случае, когда продолжительность ее действия значительно превышает время деформации и разрушения среды. Так как в большинстве практических задач продолжительность действия волны напряжения значительно меньше времени деформации, то определяющим фактором разрушения в этих условиях является общий импульс нагружения

$$J = \int_0^t \sigma(r, t) dt. \quad (135)$$

В связи с этим в основе методики управления энергией взрыва в процессе детонации заряда ВВ лежит изменение составляющих параметров  $\sigma - t$  импульса при постоянной энергии заряда. Такое изменение достигается в результате столкновения ударных волн по длине заряда, повышения продолжительности действия волн разряжения, движущихся по заряду, и торможения газовых

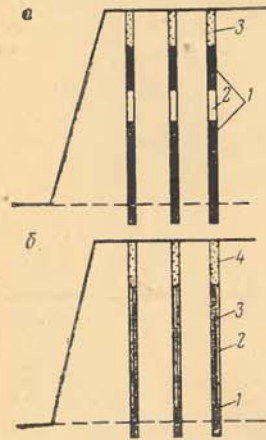


Рис. 32. Конструкция зарядов ВВ:

а — с осевым воздушным промежутком; 1 — рассредоточенные заряды; 2 — осевой воздушный промежуток; 3 — забойка; б — с радиальным воздушным зазором; 1 — сплошной заряд ВВ, размещаемый в нижней части скважины (шпура); 2 — заряд ВВ с воздушным радиальным зазором; 3 — центратор; 4 — забойка

потоков. Одним из методов такого управления является метод размещения зарядов ВВ в зарядной камере с осевыми или радиальными промежутками, заполненными воздухом или другой инертной средой (рис. 32).

## § 21. Применение зарядов взрывчатых веществ с воздушными промежутками

После детонации сплошного заряда ВВ в зарядной камере устанавливается среднее начальное давление, которое вследствие малой скорости движения стенок камеры по сравнению со скоростью звука в продуктах взрыва равно примерно половине детонационного, т. е.

$$P_n \approx \frac{P_{дет}}{2} = \frac{1}{2} \frac{\rho_{ВВ} \omega^2}{4} \approx 1 \cdot 10^5, \text{ кгс/см}^2. \quad (136)$$

Такое давление, намного превосходящее прочностную характеристику среды, ведет к распространению в ней ударных волн и волн напряжения, вызывающих ее последующее разрушение. Формируемый при этом импульс взрыва может быть на некотором расстоянии представлен в соответствии с рис. 33.

При рассредоточении заряда ВВ радиальным или осевым воздушным промежутком газодинамическая задача распределения возникающих напряжений и общего импульса нагружения чрезвычайно усложняется, благодаря соударению движущихся на-

встречу друг другу газовых потоков со стороны отдельных частей заряда и волн разрежений в самих зарядах. Решение данной задачи математически весьма сложно. Эта сложность может быть устранена, если рассматривать заряд с воздушным промежутком как эквивалентный сплошной заряд, но с большей, чем у обычного заряда, высотой и соответственно меньшей плотностью [6]. Такое упрощение позволило при некотором искажении физической картины взрыва решить задачу следующим образом.

Поскольку сжатые продукты взрыва расширяются по закону  $PV^k = \text{const}$ , то начальное усредненное давление  $P_0$  в объеме, занятом зарядом длиной  $L_3$  с воздушными промежутками длиной  $l_B$ , составит

$$P_0 = P_n \frac{1}{(1 + l_B/L_3)^3}. \quad (137)$$

Так как общий импульс нагружения — величина постоянная, то с повышением отношения  $l_B/L_3$  усредненное давление падает, а время его действия растет (см. рис. 33). Тогда из условий, что эффективное действие импульса наблюдается при давлении, составляющем примерно 1/3 начального, получаем, что максимально возможная длина воздушных промежутков не должна превышать 0,44 длины заряда, т. е.  $l_B/L_3 \leq 0,44$ . Эффективное значение длины воздушного промежутка составляет 0,3—0,4  $L_3$ .

Рассмотренный выше механизм действия рассредоточенного воздушным промежутком заряда значительно развит и дополнен в результате исследований [15], которыми установлено, что при взрыве заряда с воздушным промежутком среда испытывает многократное воздействие источника взрыва вследствие взаимодействия ударных волн и газовых потоков в зарядной камере. При этом в среде возникают: первичная волна (рис. 34), определяемая суперпозицией двух волн напряжения, генерируемых двумя (нижним и верхним) частями заряда; вторичная волна — как следствие взаимодействия ударных волн и газовых потоков в центре воздушного промежутка и последующий дуг волн, определяемый волнами, отраженными от торцов цилиндрической камеры и центра воздушного промежутка.

Следовательно, рассмотренное ранее обычное повышение времени действия импульса взрыва в действительности является

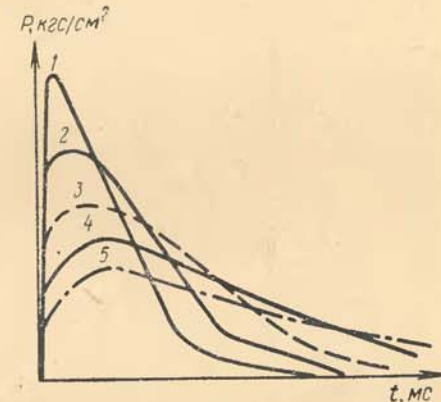


Рис. 33. Расчетный импульс взрыва при детонации:

1 — сплошного заряда ВВ; 2, 3, 4, 5 — зарядов, рассредоточенных воздушными промежутками при  $l_B/L_3$  соответственно равном 0,1; 0,2; 0,3; 0,4

физически более сложным процессом, зависящим от ряда факторов. Так, максимальное напряжение на фронте первичной волны увеличивается при снижении показателя полости  $\Pi$ , оцениваемого как отношение радиуса зарядной камеры к радиусу заряда  $r_k/r_0$  [15], тогда как общая продолжительность действия первичной и вторичной волн прямо пропорциональна показателю полости  $\Pi$ . При этом доказано, что если в ближней зоне действия взрыва ( $r_k \leq 10$ ) максимум напряжений на фронте вторичной волны, составляющий около 50—60% максимума первичной волны, значительно отстает от первичного максимума, то в дальних зонах

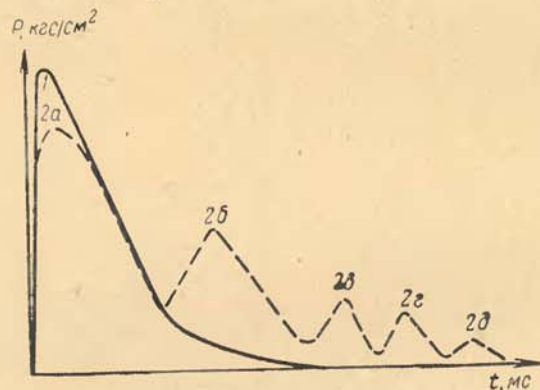


Рис. 34. Экспериментальный импульс взрыва при детонации:

1 — сплошного заряда ВВ; 2 — заряда, рассредоточенного воздушным промежутком; а — импульс первичной волны; б — импульс вторичной волны; в, г, д — импульсы последующего пути волны, отраженные от торцов цилиндрической камеры и центра воздушного промежутка

он вплотную приближается к первичной волне. Это создает возможность определенной «подпитки» общей энергии волны напряжения за счет энергии вторичной волны. При этом разделение в ближней зоне фронта волны на два максимума способствует ослаблению общего затухания энергии с расстоянием и при взрывании зарядов с воздушными промежутками определяет возможность создания в дальней зоне более высокого уровня энергии (в 1,5—1,8 раз), чем при обычных зарядах.

Таким образом, использование зарядов с воздушными промежутками не только изменяет механизм передачи энергии среде, но и ведет к существенному перераспределению этой энергии в пространстве и времени. В хрупких разрушаемых средах в отличие от сред пластических действие в волне второго максимума более ограничено [15]. В связи с этим при равных показателях полости затухание скоростей и напряжений в средах хрупких происходит значительно интенсивнее, чем в средах пластических. Этим, очевидно, и объясняется тот более высокий практический эффект,

который достигается при применении зарядов с воздушными промежутками в средах пластических, чем в хрупких.

Важнейшим условием эффективного управления энергией взрыва в процессе детонации заряда ВВ при использовании воздушных промежутков является правильный выбор их параметров. Исследованиями [15] доказано, что наиболее высокий коэффициент передачи энергии взрыва в среду наблюдается при отношении  $l_0/L_2 = 0,3$ . Это несколько уточняет ранее приведенные данные, создавая физические основы правильного выбора технологических приемов взрывания и элементов конструкций удлиненных зарядов в горной практике. При использовании сферических сосредоточенных зарядов наиболее высокая эффективность их действия достигается при отношении радиуса зарядной полости к радиусу заряда  $r_k/r_0 = 2 \div 5$ , при наиболее оптимальном отношении  $r_k/r_0 = 3$ .

Принципиальное единство явлений, происходящих в зарядной камере при детонации сферически сосредоточенных и удлиненных зарядов ВВ с воздушной полостью, заключается в многократном воздействии на окружающую среду волн напряжения, формируемых вследствие явлений схлопывания и отражения газовых потоков и ударных волн в центре воздушного промежутка и у торцов заряда. Рассмотренный механизм глубже вскрывает эффект улучшения качества дробления горных пород взрывом, чем простое снижение начального давления при увеличении времени действия общего импульса нагружения, создавая тем самым физические основы использования выявленных процессов в практике горного дела.

Использование зарядов с воздушными промежутками представляет интерес как для решения задач дробления горных пород, так и задач выброса грунтов с заданной чистотой выемки. При этом установлено [23], что при использовании сплошных зарядов и зарядов с воздушной полостью скорости разлета взорванной массы отличаются не только количественно, но и качественно: вначале более высокую скорость разлета грунту придает сосредоточенный заряд, однако в последующем она быстро выравнивается и в конечном итоге большую скорость, чистоту выемки и эффект выброса грунта все же обеспечивают заряды с воздушной полостью, когда  $r_k/r_0 = 3$ .

В настоящее время в практике взрывного дела накоплен огромный опыт применения зарядов с воздушными промежутками, особенно на открытых горных работах и в строительстве. На основании данных опыта, изложенного наиболее полно в [23], автором статистически обработаны 107 опытно-промышленных взрывов [3, 23], выполненных в условиях открытых горных работ Алтып-Толканского, Каракубского, Экибастузского, Норильского, Сорского, Оленегорского и Дзержинского комбинатов. В результате статистической обработки указанных взрывов, при которых было подготовлено более 800 000 м³ горной массы в самых разнообразных условиях взрывания, в породах с  $f = 1 \div 16$ , установлено,

что качество дробления пород при взрывании зарядов с воздушными промежутками значительно улучшается.

В качестве критериев оценки качества дробления пород приняты [2, 23] показатели гранулометрического состава взорванной массы и выход негабарита. Для унификации имеющихся данных при статистической обработке результатов опытно-промышленных взрывов оценка гранулометрического состава взорванной массы повсеместно выражена через средний линейный размер

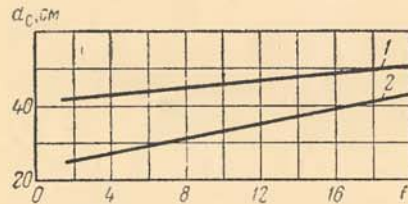


Рис. 35. Изменение среднего линейного размера куска взорванной массы в зависимости от коэффициента крепости пород при взрывании:

1 — сплошных цилиндрических зарядов; 2 — зарядов, расчлененных воздушными промежутками

крепости около 2, а нижний — в 20% — к породам с коэффициентом крепости около 20.

Достигаемое в результате применения зарядов с воздушными промежутками улучшение качества дробления на карьерах дает значительный экономический эффект за счет как повышения производительности погрузочно-доставочного оборудования, так и некоторого снижения удельного расхода ВВ.

## § 22. Применение зарядов взрывчатых веществ с воздушными промежутками и в водонаполненных оболочках

Положительные результаты при использовании зарядов с воздушными промежутками достигаются и на подземных горных работах, особенно для достижения заданной степени дробления и обеспечения выхода классов руд или сортовых углей, поддающихся машинной сортировке.

Современная методика обогащения редкометалльных руд связана с необходимостью получения при подземных горных работах максимального выхода руды при кусковатости в пределах 25—200 мм, пригодной к машинной сортировке. Классы крупностью ниже 25 мм обычно не поддаются радиометрической машинной сортировке по естественной или наведенной активности, в связи с чем дальнейшей химической обработке подвергаются излишние массы пустой породы. Классы крупностью более 200 мм обычно перед сортировкой подвергаются дополнительному дроблению.

Анализ полученных данных показывает, что, несмотря на значительный разброс точек (рис. 35), средний линейный размер куска взорванной горной массы  $d_c$  во всем диапазоне изменения коэффициента крепости горных пород при взрывании зарядов с воздушными промежутками остается на 20—80% ниже, чем при взрывании сплошных удлиненных зарядов. При этом верхний предел отличия в 80% относится к породам более слабым с коэффициентом

Как первое, так и второе обстоятельство отрицательно влияют на технико-экономические показатели горнометаллургического передела руды, эффективность извлечения полезных компонентов и общую себестоимость продукции. Снижение выхода некондиционных классов лишь на 1% позволяет получить экономию 10—20 коп. на 1 т руды. Это определяет народнохозяйственную важность и необходимость повышения выхода машинных классов при ведении взрывных работ в очистных блоках.

Для повышения классов руды, пригодной к машинной сортировке, на одном из месторождений были проведены экспериментальные исследования, включающие анализ гранулометрического состава руд, взорванных при обычной конструкции удлиненных зарядов, использовании зарядов ВВ диаметром 16 мм в водонаполненных полиэтиленовых гильзах диаметром 34 мм с толщиной водяного зазора 7—8 мм и использовании патронов ВВ диаметром 16 мм в шпурах диаметром 36—42 мм с радиальным воздушным зазором 10—12 мм при показателе полости 2,2—2,6, а также с осевым воздушным промежутком, составляющим около 0,6 длины заряда. Коэффициент крепости пород и руд месторождения колеблется от 3 до 8, плотность 2,75—2,85 т/м<sup>3</sup>, удельный расход ВВ на отбойку составляет по передовому забою — 1,42—3,09 кг/м<sup>3</sup>, по отбойке руды 0,59—1,47 кг/м<sup>3</sup>, а по уступу в целом 1,62—2,15 кг/м<sup>3</sup>. При этих условиях выход мелких, не сортируемых классов достигал 38%.

Экспериментальные работы были выполнены в трех различных забоях, различающихся горногеологическими условиями. Гранулометрический состав взорванной рудной массы оценивали по четырем классам крупности: 0—14 мм, 14—50 мм, 50—80 мм и более 80 мм. Для оперативной оценки гранулометрического состава рудной массы была разработана номограмма ситового анализа (рис. 36). Предлагаемый номографический метод с достаточной для практических целей точностью дает возможность определять гранулометрический состав взорванной массы исходя из

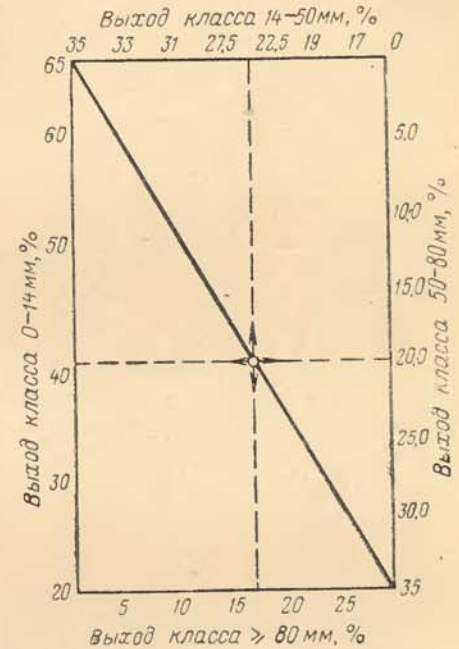


Рис. 36. Номограмма для определения гранулометрического состава руд по выходу класса  $\geq 80$  мм

экспериментального определения процентного содержания лишь одного класса, что резко снижает объем опытных работ.

Анализ результатов экспериментальных исследований показывает (табл. 15), что взрывание в водонаполненных оболочках, требуя дополнительных затрат и значительно усложняя общий процесс зарядки, снижает выход мелких фракций 0—14 мм всего лишь на 5,6%. При этом средний линейный размер куска увеличивается лишь на 10%. Взрывание с воздушными радиальными и осевыми промежутками позволяет повысить выход машинных классов руды в среднем на 14,5%, повышая при этом средний линейный размер куска на 27%.

Таблица 15

Условия взрывания	Гранулометрический состав взорванной руды, %				Средний размер куска, мм
	0—14 мм	14—50 мм	50—80 мм	80 мм	
Сплошные цилиндрические заряды диаметром 32—34 мм в шнурах диаметром 36—42 мм при удельном расходе ВВ 1,62—2,15 кг/м <sup>3</sup>	33,6	18,8	25	22,6	
	35	20	23	22	
	38	22,5	22,5	17	
	37,8	22,4	22,4	17,4	
	31,7	19	27	22,3	
	30	18	27,5	24,4	
	24,8	15	35	28,2	
	27,8	17	30	25,2	
	Среднее . . .	32	19,2	26,6	
Сплошные цилиндрические заряды диаметром 16 мм в водонаполненных оболочках диаметром 34 мм при удельном расходе ВВ 1,0—1,3 кг/м <sup>3</sup>	24,3	16,5	32,5	27,7	
	28,4	18	28	25,6	
	26,3	17,5	32	24,5	
	Среднее . . .	26,4	17,2	30,8	
Рассредоточенные осевыми и радиальными воздушными промежутками заряды ВВ диаметром 16 мм в шнурах диаметром 36—42 мм при удельном расходе ВВ 1,0—1,3 кг/м <sup>3</sup>	26,7	17	32,5	23,8	
	13	12	40	35	
	22,5	16	34	27,5	
	20	15,5	35	29,5	
	13,2	16	34,2	37,8	
	5	7	45	43	
	22,5	16	34	27,5	
	17,5	14	38	30,5	
	Среднее . . .	17,5	14,2	36,6	

Следовательно, промышленное использование взрываний зарядов с воздушными промежутками в этих условиях представляется

более целесообразным, чем взрывания зарядов в водонаполненных оболочках. Достижимое при этом уменьшение выхода мелких фракций 0—14 мм на 13—15% дает экономию до 3 руб. на 1 т руды.

Несколько иные результаты были получены при управлении энергией взрыва, основанном на использовании зарядов с воздушными промежутками, при решении задачи получения сортовых углей. Известно, что улучшение сортности и снижение зольности углей является одной из важнейших задач угольной промышленности страны, решение которой позволяет резко поднять рентабельность угледобывающих предприятий. Расчеты показывают, что улучшение сортности угля только на 1% при неизменной зольности позволяет получить экономию до 5 коп. на 1 т угля.

Экспериментальные работы по улучшению технологии отбойки углей были проведены на шахтах треста Киргизуголь с использованием зарядов в водонаполненных оболочках и с воздушными промежутками. Исследования были выполнены в угольном пласте мощностью 2,5—3,0 м при угле падения 15—25°. Масса зарядов ВВ составляла 240—360 г, шнуры диаметром 42 мм заряжали патронами аммонита ПЖВ-20 диаметром 25,4 мм. Заряды в водонаполненных оболочках имели диаметр 39 мм при толщине водяного зазора около 10 мм. При обычной методике взрывания заряды массой 400 г подпрессовывали в шнурах до плотности 1,15 г/см<sup>3</sup>. При взрывании с воздушным промежутком заряды укладывали в шнур при естественной плотности с показателем полости около 1,65. При взрывании в водонаполненных оболочках три патрона ВВ массой 360 г укладывали последовательно вплотную один к другому. Одновременно с ситовым анализом углей по трем классам сортности 0—13 мм (класс БСШ), 13—100 мм (класс БК + БОМ), и +100 мм (класс ВП) в процессе экспериментов регистрировали параметры волн напряжения с помощью магнитоэлектрических датчиков.

В результате экспериментальных исследований установлено существенное отличие максимальных напряжений при обычном взрывании и взрывании зарядов в водонаполненных и воздушнонаполненных оболочках, что обусловило отличие качественных показателей дробления. Характер затухания напряжений может быть выражен следующим образом:

при обычном взрывании

$$\sigma_r = \frac{9,6 \cdot 10^3}{r^{1,43}}, \text{ кгс/см}^2;$$

при взрывании зарядов в водонаполненных оболочках

$$\sigma_r = \frac{6,2 \cdot 10^3}{r^{1,60}}, \text{ кгс/см}^2$$

и при взрывании зарядов в воздушнонаполненных оболочках

$$\sigma_r = \frac{2,8 \cdot 10^3}{r^{1,50}}, \text{ кгс/см}^2.$$

Наиболее высокие количественные показатели выхода сортовых углей были получены при использовании зарядов в водонаполненных оболочках (табл. 16), общий импульс нагружения которых

Таблица 16

Условия взрыва зарядов ВВ	Гранулометрический состав угля, %			Средний размер куска, мм
	0—13 мм	13—100 мм	более 100 мм	
Обычные уплотненные цилиндрические заряды	31,7	41,9	26,4	54,1
В водонаполненных оболочках	20,3	42,9	36,8	63,6
В воздушнонаполненных оболочках	9,2	44,2	53,7	81,0

характеризуется более длительным временем существования при соответственно более низком напряжении на фронте волны (рис. 37), что снижает степень измельчения угля в ближней зоне взрыва. Благодаря этому взрывание зарядов в водонаполненных оболочках позволяет повысить выход сортовых углей (БК + БОМ + БП)

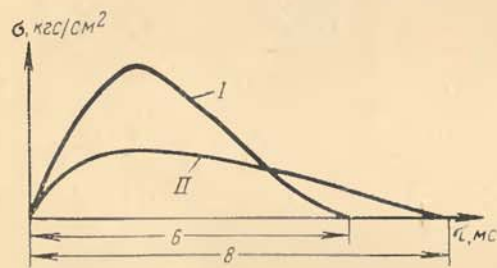


Рис. 37. Экспериментальный импульс взрыва при детонации зарядов ВВ: I — обычных; II — в водонаполненных оболочках

на 20%. Однако при этом резко, почти вдвое, возрос выход угля наиболее крупных классов (+100 мм), что затруднило его погрузку в лаву.

Таким образом, в условиях угольных шахт управление энергией взрыва с промышленным использованием взрывания зарядов в водонаполненных оболочках более целесообразно, чем взрывание с воздушными промежутками. Достижимое при этом повышение выхода сортовых углей на 10—12% дает экономию до 50—60 коп. на 1 т угля. Помимо этого значительно снижается запыленность шахтной атмосферы и повышается устойчивость кровли, ввиду снижения сейсмического действия взрывов, что положительно влияет на повышение производительности труда и экономии крепящего леса.

### § 23. Многоточечное инициирование удлиненных зарядов взрывчатых веществ

В основе методики многоточечного инициирования удлиненных зарядов, являющегося эффективным методом управления энергией взрыва [28, 29, 16], лежит эффект многократного воздействия источника возмущений на среду при существенном изменении внутренней газодинамики в скважине. При одноточечном инициировании удлиненного заряда ВВ с одного из его торцов по заряду начинает распространяться детонационная волна, давление на фронте которой

$$P_n = \frac{\rho_{ВВ} \omega^2}{(k+1)g} 10^{-4}, \text{ кгс/см}^2,$$

а давление в продуктах взрыва за фронтом волны

$$P_{\text{сред}} = P_n/2, \text{ кгс/см}^2.$$

Так как у стенки зарядной камеры скорость движения продуктов детонации  $u = 0$ , то за детонационной волной начинает следовать волна разрежения со скоростью, составляющей  $\omega/2$ . В момент полной детонации заряда  $t = L_3/\omega$  детонационная волна достигнет его конца и произойдет ее отражение от дна скважины. При этом давление на фронте отраженной волны при показателе адиабаты  $k = 3$  составит  $2,4 P_n$ . При встрече волны разрежения и отраженной волны в газовом потоке возникнет две новые волны: первая, распространяющаяся ко дну скважины, и вторая — к устью скважины. При этом давление на фронте волны составит

$$P = 0,3 P_n \left[ \frac{x+2L_3}{\omega t} + \frac{1}{2} \right]^2, \quad (138)$$

где  $x$  — длина элементарного участка заряда, м.

Из анализа приведенной зависимости очевидно, что при снижении времени  $t$  давление в ударной волне может быть значительно повышено, а также обеспечена оптимальная частота следования вторичных волн сжатия по продуктам детонации и в среде. Кроме того, если при одноточечном инициировании удлиненного заряда ВВ на забойку действует импульс взрыва всего заряда ВВ, то при многоточечном инициировании — лишь часть импульса, пропорциональная величине  $L_3/n$  (здесь  $n$  — число точек инициирования). В связи с этим при « $n$ »-кратном инициировании представляется возможность более длительной герметизации зарядной камеры при увеличении продолжительности действия импульса взрыва на среду. Таким образом, при использовании « $n$ »-кратного инициирования имеется возможность повышения как давления, так и времени его действия, что значительно изменяет

величину общего импульса взрыва, позволяя производить многократное нагружение среды. Теоретическое значение полного импульса взрыва удлиненного заряда составляет:

при одноточечном инициировании [6]

$$I_1 = 0,678d_0L_3^2\rho_{\text{ВВ}}\omega; \quad (139)$$

при двухточечном инициировании

$$I_2 = 0,829d_0L_3^2\rho_{\text{ВВ}}\omega; \quad (140)$$

при инициировании в трех точках

$$I_3 = 1,01d_0L_3^2\rho_{\text{ВВ}}\omega; \quad (141)$$

в четырех точках

$$I_4 = 1,16d_0L_3^2\rho_{\text{ВВ}}\omega; \quad (142)$$

в  $n$  точках

$$I_n = \frac{2d_0L_3^2\rho_{\text{ВВ}}\omega}{27(n-1)} \left[ 4n - 3 + 4 \sum_{k=1}^{n-2} \frac{k(2k+1)}{(k+1)^2} \right]. \quad (143)$$

Следовательно, с увеличением числа точек инициирования значение полного импульса возрастает, однако градиент этого возрастания снижается по мере увеличения числа точек инициирования. При  $n \rightarrow \infty$  удельный импульс

$$I_\infty = \frac{8}{9} \rho_{\text{ВВ}}\omega L_3, \quad (144)$$

что в три раза превышает его значение при одноточечном инициировании.

Общая зависимость изменения полного импульса от числа точек инициирования приведена на рис. 38, из которого видно, что наиболее значительно общий импульс растет лишь до  $n=4 \div 5$ .

В результате экспериментальных исследований на бетонных моделях при использовании одно-, двух- и трехточечного инициирования [28] зарядов аммонита № 6ЖВ массой до 600 г было установлено, что с увеличением числа точек инициирования средний линейный размер куска взорванной массы снижается с 27,2 см при одноточечном инициировании до 20,6 см при двухточечном и 18,8 см при трехточечном инициировании. Соответственно изменению среднего диаметра куска повышается индекс дробления взорванной массы, определяемый как величина, обратная среднему диаметру куска  $j = 1/d_c$  (см. рис. 38).

В промышленных условиях многоточечное инициирование было исследовано в условиях гранитных карьеров треста Ленвзрывпром. В результате экспериментальных взрывов скважинных

зарядов ВВ диаметром 106 мм при высоте уступа 10 м, длине заряда 8,5—9,0 м, глубине перебура 1,5—2,0 м и высоте забойки 1,5—2,0 м было установлено, что одновременное двустороннее инициирование зарядов ВВ позволяет снизить удельный расход ВВ на 10% при повышении выхода взорванной горной массы с 1 м скважины на 18,0%.

Аналогичные результаты были получены при одновременном инициировании скважинных зарядов в пяти равноотстоящих по длине заряда точках при проведении экспериментальных взрывов на карьерах комбината Ураласбест и Кальмакыреком карьере Алтын-Топканского горнометаллургического комбината [16]. Взрывание проводили в среднетрещиноватых породах с коэффициентом крепости  $f = 7 \div 9$  на уступах высотой 10—12 м при диаметре скважинных зарядов 190 мм. Было установлено, что при пятиточечном инициировании удельный расход ВВ снижается всего лишь на 3—5%, а выход взорванной горной массы повышается на 8—10%, но качество дробления резко улучшается: выход фракций размером более 300 мм снизился в 3—4 раза, а средний линейный размер куска взорванной массы уменьшился с 26,3 см при одноточечном инициировании до 10,7 см при пятиточечном инициировании, т. е. более чем в 2,4 раза. В связи с этим значительно повысился общий индекс дробления, определя-

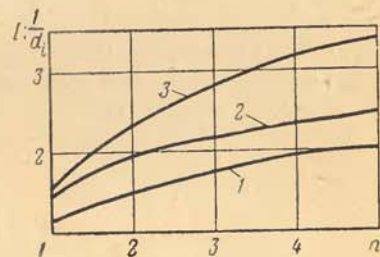


Рис. 38. Изменение относительных показателей действия взрыва в зависимости от числа точек инициирования по длине заряда:

1 — полного импульса взрыва; 2 — индекса дробления при взрывании бетонных моделей; 3 — индекса дробления при взрывании в промышленных условиях

емый как величина, обратная среднему размеру куска взорванной массы (см. рис. 38). Аналогичность изменения при многоточечном инициировании полного импульса и индексов дробления, установленная на бетонных моделях и в натурных условиях, свидетельствует об определенном физическом единстве установленных закономерностей.

При проведении исследований [16] установлено также, что если при обычном способе инициирования удлиненных зарядов ВВ истечение продуктов взрыва из устья скважины проявляется примерно через 15—20 мс от момента инициирования, то при многоточечном инициировании это время возрастает в несколько раз, начальная скорость истечения продуктов взрыва из устья скважины уменьшается, а общее время нахождения среды под давлением значительно увеличивается.

Следовательно, многоточечное инициирование, благодаря взаимодействию детонационных и ударных волн по длине заряда, создает в зарядной камере своего рода газодинамический затвор,

значительно увеличивающий долю полезно используемой энергии взрыва.

Широкое промышленное внедрение технологии многоточечного инициирования в практику горных работ в настоящее время сдерживается отсутствием соответствующих средств взрывания. При условии освоения промышленного производства маломощных детонирующих шнуров ДШВЛ-3 представляется возможность значительно расширить область использования приведенной технологии взрывания.

Правильным выбором начальных параметров взрывчатого разложения ВВ и методики инициирования зарядов в значительной степени достигается согласование диаграмм нагружения и деформации горных пород. В то же время для достижения заданной степени дробления пород взрывом существенное значение имеет обоснованный выбор количественных параметров взрывных работ и элементов расположения зарядов по разрушаемому массиву.

## Глава VII

### ИЗМЕНЕНИЕ КОЛИЧЕСТВЕННЫХ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Количественные параметры взрывных работ определяются энергоемкостью процесса разрушения, регулирование которой возможно изменением удельного расхода ВВ, элементов расположения зарядов по разрушаемому уступу и условий их взаимодействия при групповом взрывании.

Общезвестно, что качество дробления горных пород взрывом улучшается при повышении удельного расхода ВВ. Однако выход негабарита при этом снижается лишь до некоторого предела, определяемого физическим состоянием пород, статистическим распределением микромакротрещин и технологией отбойки. Этот факт, установленный экспериментально [3, 29, 44], обусловил необходимость более глубокого исследования характера изменения качества дробления не только от удельного расхода ВВ, но и других факторов. В результате исследований в данной области установлено [29], что качество дробления горных пород взрывом зависит не только от удельного расхода ВВ, но и от диаметра заряда, определяющего гранулометрический состав взорванной горной массы.

Необходимым условием эффективного управления тем или иным технологическим процессом является прежде всего целевая постановка решаемой задачи, установление критериев оценки оптимальности ее решения и определение тех параметров, на основе управления которыми возможно достижение поставленной цели.

При решении задач дробления горных пород взрывом такая целевая постановка заключается в достижении заданной степени дробления с обеспечением качества взорванной горной массы, удовлетворяющего условиям высокоэффективного ведения последующих технологических процессов.

### § 24. Критерии оценки качества дробления взорванной горной массы

Оптимальность решаемых задач по достижению заданной степени дробления обычно оценивают на основе показателей выхода негабарита или гранулометрического состава взорванной массы.

Показатель негабарита, определяемый как процент выхода некондиционной горной массы относительно ее общего объема, является достаточно надежным и точным критерием оценки качества дробления в пределах одних и тех же технологических процессов, где не изменяются сами критерии отнесения горной массы к негабаритной. В случае же более общего решения задач достижения заданной степени дробления применительно к ряду технологических процессов, характеризующихся изменением самих требований к кондиционности взорванной горной массы, оценка качества дробления лишь по процентному выходу негабарита представляется несостоятельной.

Действительно, анализ горнотехнических условий разработки месторождений полезных ископаемых показывает, что при проведении взрывов на проходческих работах, где используется погружная техника с емкостью ковша 0,10—0,15 м<sup>3</sup>, некондиционными считают куски взорванной массы с максимальным линейным размером более 200—300 мм. При производстве взрывов на подземных очистных работах, где рудную массу выпускают из люков или рудоспусков с размерами до 900 × 1200 мм, кондиционный размер кусков габаритной массы ограничен 300—400 мм. На открытых горных работах, где используются мощные экскаваторы с ковшами емкостью  $e = 3 \div 8$  м<sup>3</sup>, кондиционной считают взорванную массу, содержащую куски с максимальным размером

$$d_k \leq 0,75 \sqrt[3]{e}, \text{ м.} \quad (145)$$

При поточной и циклично-поточной технологии максимальный линейный размер ограничен 300—400 мм в зависимости от возможной ширины конвейерных лент, не допускающей его трехкратного превышения.

Таким образом, показатель негабарита является скорее критерием оценки технологичности взрывных работ и их соответствия поставленным производственным целям, чем критерием оценки качества дробления. При одном и том же качестве дробления кондиционность взорванной массы может совершенно не соответствовать технологии проходческих работ, лишь частично

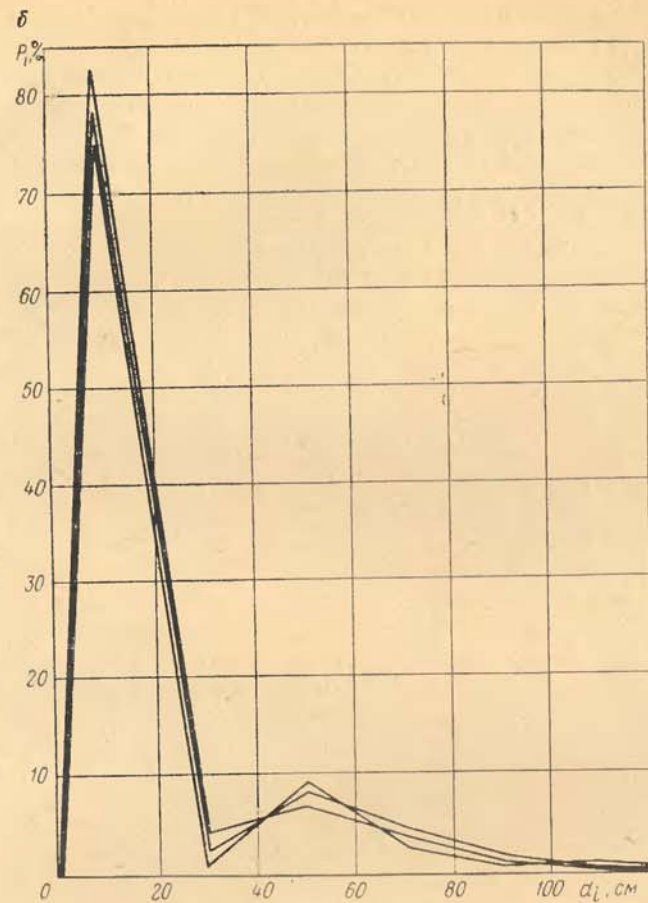
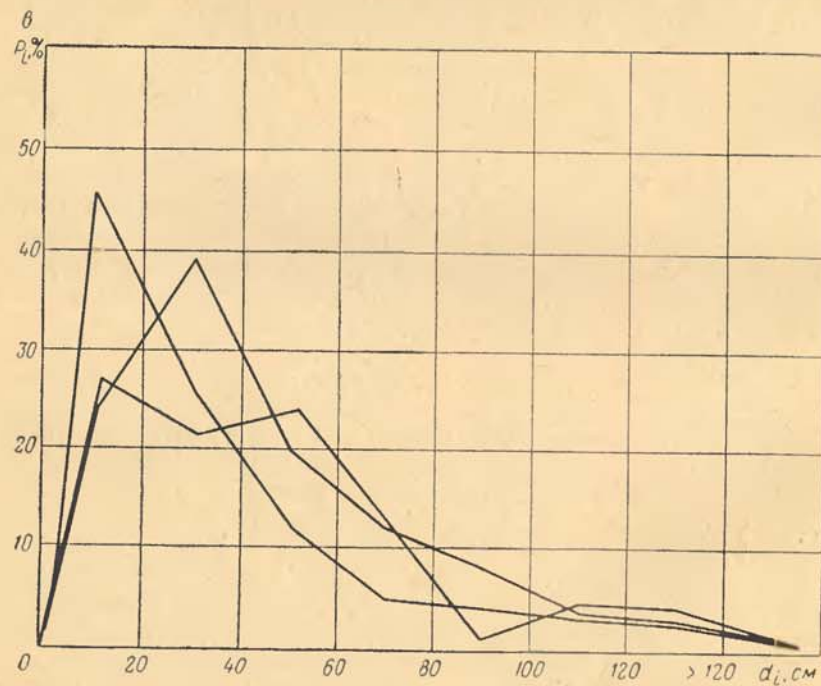
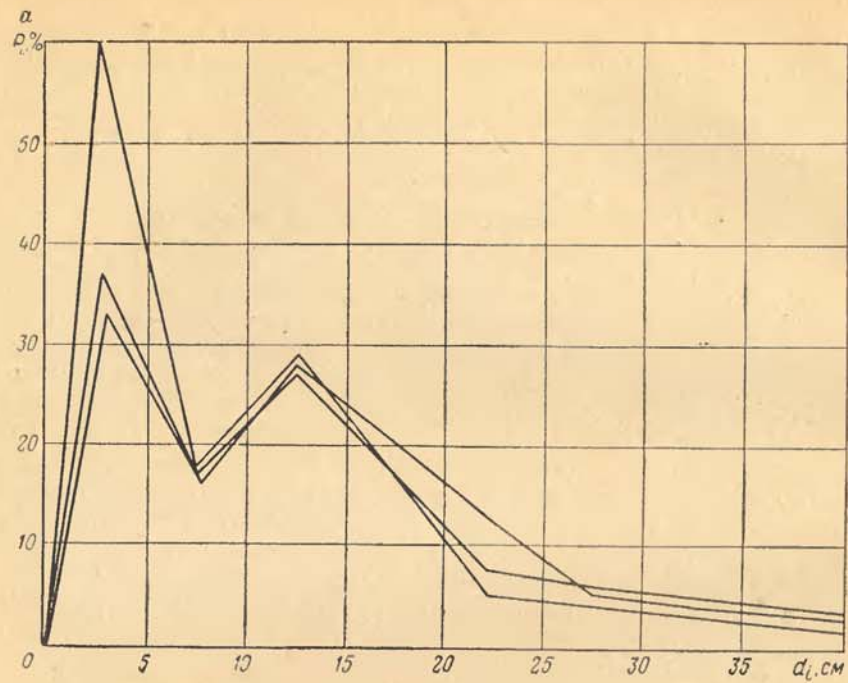


Рис. 39. Распределение гранулометрического состава взорванной горной массы:  
 а — на подземных проходческих; б — на подземных очистных; в — на открытых горных работах

соответствовать технологии подземных очистных работ и полностью решать задачи эффективного ведения открытых горных работ. В связи с этим количественному решению задач достижения заданной степени дробления должен предшествовать более обоснованный выбор критериев его оценки.

Анализ гранулометрического состава горной массы, полученной при проведении взрывов на проходческих [43], подземных очистных [9, 14, 44] и открытых горных работах [3, 23, 29, 45], показывает, что независимо от технологического назначения взрывных работ распределение взорванной горной массы различных классов крупности подчиняется одному и тому же закону экспоненциального распределения (рис. 39), отличающемуся для каждого из технологических процессов лишь его количественным выражением, которое в общем виде может быть представлено как:

$$\Phi = \Phi_{\max} e^{\alpha(d_{\max} - d_i)}, \% \quad (146)$$

где  $\Phi$  — содержание любого класса крупности, %;  $\Phi_{\max}$  — содержание по взорванной горной массе наиболее представительного класса крупности, %;  $d_{\max}$  — линейный размер наиболее представительного класса крупности, см;  $d_i$  — линейный размер любого класса крупности, см.

Анализ результатов экспериментальных исследований показывает, что размер кондиционного куска не только определяет относительное качество дробления взорванной массы по выходу негабарита, но и служит критерием оценки другого качественного показателя интенсивности дробления — среднего линейного размера куска, который обычно равен половине кондиционного куска  $d_k$ , т. е.

$$d_c = 1/2 d_k, \text{ см.} \quad (147)$$

Тогда при кондиционном размере куска на проходческих работах 20—30 см, подземных очистных работах для камерных систем разработки 30—40 см, открытых горных работах по добыче руды 60—80 см и по вскрыше 80—100 см необходимый средний линейный размер кусков взорванной горной массы, определяющий абсолютное качество дробления, составит: для проходческих работ 10—15 см, подземных очистных 15—20 см и открытых горных работ 30—40 см.

В отличие от относительной оценки качества дробления по выходу негабарита, правомерной в пределах лишь одного и того же технологического процесса, оценка качества дробления по среднему линейному размеру куска позволяет судить об абсолютном качестве и степени дробления взорванной массы независимо от ее кондиционности в данном технологическом процессе. Снижение среднего линейного размера куска взорванной горной массы свидетельствует об абсолютном улучшении качества дробления и наоборот.

Таким образом, если при решении задач дробления горных пород взрывом целевая постановка заключается в достижении заданной степени дробления, то в качестве критериев ее оценки должны применяться для относительной оценки — выход негабарита, зависящий от последующего целевого назначения подготовленной взрывом горной массы, а для абсолютной оценки — средний линейный размер куска взорванной массы, определяемый только степенью дробления горных пород и не зависящий от ее последующего назначения. Несмотря на определенное различие приведенных критериев, общим для них является существенная зависимость от удельного расхода ВВ и диаметра заряда.

Анализ результатов многочисленных экспериментальных исследований, выполненных в производственных условиях при взрывании на подземных проходческих [43] и очистных [9, 14, 44], а также открытых работах [3, 23, 29, 45], показывает, что несмотря на различие в абсолютных показателях, выход негабарита как для подземных, так и для открытых горных работ  $n_0$  изменяется по единому закону (рис. 40). Отличие в абсолютных показателях  $n_0$  связано с кондиционностью взорванной горной массы, определяемой технологическими требованиями производственного процесса; диаметром применяемых зарядов; удельным расходом ВВ, существенно различающимся на подземных и открытых горных работах вследствие различия в объемах разрушения.

Функционально изменение выхода негабарита в зависимости от указанных факторов может быть представлено как

$$n_0 = \Omega \frac{d^x}{q^y}, \% \quad (148)$$

где  $\Omega$  — коэффициент, определяющий кондиционность взорванной массы в зависимости от ее последующего технологического использования;  $d^x$ ,  $q^y$  — коэффициенты, зависящие соответственно от диаметра заряда и удельного расхода ВВ.

Поскольку распределение различных классов крупности взорванной массы характеризуется законом нормального распределения с показателем экспоненты  $\alpha$ , зависящим от соотношения исследуемых классов, то коэффициент кондиционности взорванной

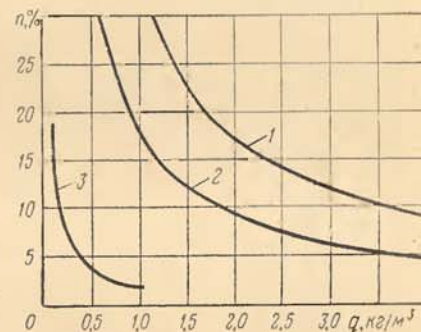


Рис. 40. Изменение выхода негабарита в зависимости от удельного расхода ВВ при производстве взрывов:

1 — на подземных проходческих; 2 — на подземных очистных; 3 — на открытых горных работах

горной массы может быть представлен таким же экспоненциальным выражением

$$\Omega = e^{\alpha(1-d_k)} \quad (149)$$

О влиянии диаметра заряда на качество дробления взорванной горной массы, исследованном многими учеными, существует ряд довольно противоречивых мнений, подчас диаметрально противоположного характера. Одни авторы утверждают, что применение зарядов ВВ повышенного диаметра, ведущее к увеличению действующей в среде энергии, способствует улучшению качества дробления по сравнению с зарядами ВВ небольшого диаметра. Другие же исследователи утверждают, что поскольку применение зарядов большого диаметра увеличивает соответственно и радиус разрушения, то общая плотность энергии в элементарном объеме разрушения не только не увеличивается, а падает, что влечет за собой ухудшение качества дробления. Как первые, так и вторые концепции подтверждаются результатами экспериментальных исследований. Истинным критерием оценки теории служит производственная практика, а она свидетельствует о том, что, стремясь к получению мелкого дробления, в горном деле и строительстве повсеместно используют шпуровые заряды ВВ малого диаметра, а при необходимости подготовки значительных объемов горной массы независимо от ее качества используют заряды ВВ повышенного диаметра.

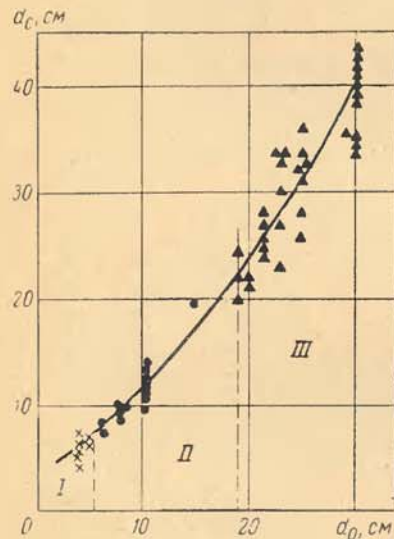


Рис. 41. Изменение среднего линейного размера куска взорванной горной массы в зависимости от диаметра заряда:

I — для подземных проходческих; II — для подземных очистных и III — для открытых работ

Следовательно, выход негабарита и средний линейный размер куска прямо пропорциональны диаметру зарядов, что подтверждается статистической обработкой результатов исследований по применению зарядов диаметром 300, 250, 243, 230, 214, 190, 150, 105 мм и 42—45 мм (рис. 41), из которой следует, что изменение среднего линейного размера куска в зависимости от диаметра заряда может быть выражено формулой

$$d_c = d_0^{1,05} \quad (150)$$

Тогда общая математическая зависимость, комплексно характеризующая изменение выхода негабарита в функции координат

пости взорванной горной массы, диаметра заряда и удельного расхода ВВ (см. рис. 40), может быть представлена как

$$n_0 = e^{4(1-d_k)} \frac{d_0^{0,1}}{q}, \quad \% \quad (151)$$

где  $d_k$  — кондиционный размер взорванной горной массы, м ( $d_k = 0,2$  м для проходческих работ,  $0,4$  м для подземных очистных работ и  $1$  м для открытых горных работ).

Полученная зависимость свидетельствует о строгом физическом единстве всех процессов разрушения горных пород взрывом независимо от их последующего технологического назначения. Это дает основание к использованию полученной закономерности в прогнозировании качества дробления горной массы в проходческих и очистных процессах горного производства при условии определения требований к кондиционности взорванной массы и технических средств ведения буровзрывных работ, зависящих от удельного расхода ВВ, диаметра заряда и элементов его расположения.

## § 25. Рациональные параметры взрывных работ — основа достижения предельной энергоёмкости качественного дробления горных пород

Важным следствием полученной зависимости является экспериментальное подтверждение установленного ранее общего закона предельной энергоёмкости качественного дробления горных пород взрывом (см. § 14). Действительно, анализ данных рис. 40 показывает, что для каждого из рассмотренных технологических процессов подготовки взорванной горной массы при достижении определенного удельного расхода ВВ наблюдается такое физическое состояние горных пород, при котором дальнейшее его повышение уже не ведет к сколько-нибудь существенному снижению выхода негабарита, тогда как затраты на ВВ растут весьма существенно. Такое физическое состояние горных пород соответствует условиям создания в разрушаемой среде той плотности энергии, при которой равномерное и устойчивое распространение трещин в режиме, соответствующем предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин, охватывает весь разрушаемый объем. Эта плотность энергии, как это следует из статистических данных (см. рис. 40), достигается на проходческих работах при удельном расходе ВВ  $3,5-4,0$  кг/м<sup>3</sup>, на подземных очистных работах — при удельном расходе  $3,0-3,5$  кг/м<sup>3</sup> и на открытых горных работах — при  $0,75-1,0$  кг/м<sup>3</sup>, что достаточно хорошо совпадает с зависимостями (66) и (110). Существенное различие удельных расходов ВВ на подземных и открытых горных работах определяется не только характером процесса

разрушения, по и степени охвата разрушаемого объема процессом развития трещин: на подземных горных работах в этот процесс должны вовлекаться все микротрещины, тогда как на открытых работах для достижения заданной степени дробления достаточно развить лишь макротрещины разрушаемого объема.

О наличии предельно возможной степени дробления, зависящей от диаметра заряда и удельной плотности энергии, создаваемой в разрушаемой среде, свидетельствует также и характер изменения относительного среднего куска  $d_c/d_0$  взорванной горной массы. Анализ условий ведения взрывных работ на подземных проходческих I и очистных II, а также открытых III работах при зарядах

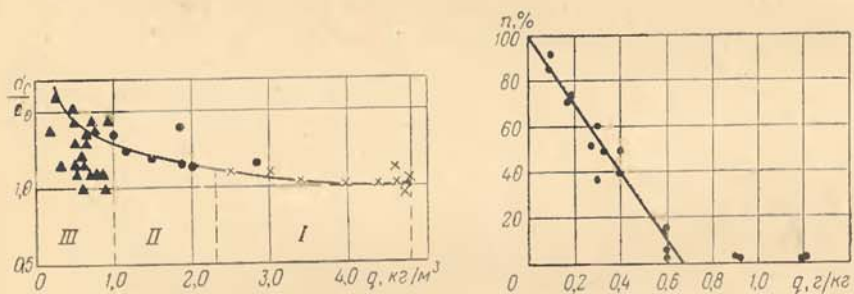


Рис. 42. Изменение относительного среднего линейного размера куска взорванной горной массы в зависимости от диаметра заряда

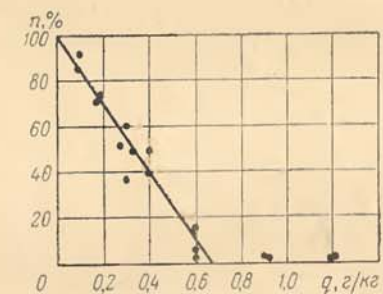


Рис. 43. Изменение выхода негабарита ( $\phi 40$  мм) в зависимости от удельного расхода ВВ в лабораторных условиях

диаметром соответственно  $42 \div 56$ ,  $85-105$  и  $190 \div 300$  мм показывает (рис. 42), что изменение относительного среднего размера куска подчиняется единой зависимости

$$d_c/d_0 = 1 + 0,32/q - 0,04/q^2, \quad (152)$$

характер изменения которой свидетельствует о наличии предела ее изменения, соответствующего  $d_c/d_0 \rightarrow 1,0$ : относительный размер среднего куска менее 1,0 не был зафиксирован ни в одном из проведенных экспериментов, хотя физическая природа этого явления не выяснена.

Таким образом, гиперболический закон изменения качества дробления взорванной горной массы в зависимости от удельного расхода ВВ является общим физическим законом, характерным для всех процессов разрушения горных пород взрывом независимо от условий его выполнения. Известные попытки выражения этого закона [39] путем придания ему прямолинейного характера (рис. 43) не учитывают всей сложности процессов разрушения горных пород взрывом и в связи с этим могут быть справедливы лишь в некоторых, строго ограниченных условиях. Вытекающее из линейной трактовки закона изменения качества дробления

от удельного расхода ВВ, утверждение о том, что негабарит может быть исключен простым увеличением удельного расхода ВВ на отбойку, как следствие пересечения линейной функции его изменения с осью абсцисс, не выдерживает проверки практикой. Как следует из рис. 43, при удельном расходе ВВ, значительно превышающем его предельное значение, фактически выход негабарита не исключается. Это связано с тем, что при дроблении массива горных пород в его периферийной части обычно формируется так называемая зона нерегулируемого дробления (110, e), которая собственно и обуславливает выход негабарита. Для достижения заданной степени дробления необходимо ограничить

влияние этих зон на качество дробления, что не решается лишь увеличением удельного расхода ВВ. Поэтому теоретические и экспериментальные работы, направленные на создание инженерных методов управления энергией взрыва, не ограничиваются увеличением лишь удельного расхода ВВ, а используют весь тот арсенал средств, которые накоплены теорией и практикой взрывного дела в области достижения заданной степени дробления.

Наличие предельной энергоемкости дробления горных пород взрывом подтверждается не только гиперболическим законом изменения его качественных показателей в зависимости от удельного расхода ВВ, но и экстремальным характером зависимости выхода негабарита от геометрических элементов расположения зарядов по разрушаемому объему. Экспериментальными исследованиями установлено [29], что при постоянном сопротивлении по подошве, диаметре заряда и удельном расходе ВВ выход негабарита с увеличением расстояний между зарядами вначале снижается, а затем, после достижения определенного экстремального значения, начинает вновь увеличиваться (рис. 44), оставаясь различным для разных категорий пород, тогда как абсолютный объем габаритной массы независимо от категории пород монотонно увеличивается. Правая часть полученных графиков свидетельствует о недостаточной плотности энергии, создаваемой в разрушаемом объеме, в результате чего разрушение развивается лишь по наиболее крупным макротрещинам массива горных пород. Экстремальное значение выхода негабарита свидетельствует о полном насыщении массива энергией, в результате которого происходит его наиболее качественное разрушение в зоне регулируемого

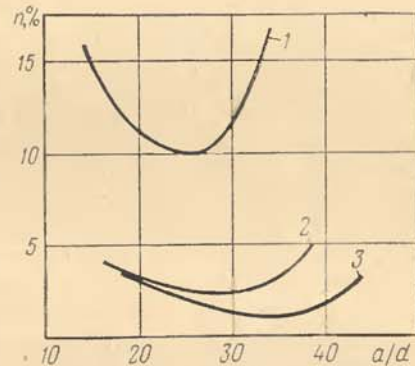


Рис. 44. Изменение выхода негабарита в зависимости от относительного расстояния между зарядами в породах I(1), II(2) и III(3) категории

дробления. Левая часть графиков свидетельствует о превышении плотностью энергии в массиве состояния предельной энергоемкости и переходе действия зарядов в область зарядов выброса.

Суммирующим итогом экспериментальных и теоретических исследований количественных закономерностей процесса дробления пород является установление общего энергетического закона (см. § 14), согласно которому разрушение горных пород взрывом характеризуется наличием строго определенного предела энергоемкости качественного дробления. При превышении этого предела путем создания в разрушаемой среде повышенной плотности энергии (сгущение сетки скважин или избыточный заряд ВВ) действие зарядов переходит из области дробления в область выброса при значительном возрастании затрат энергии на разлет кусков взорванной горной массы и сохранении, а в отдельных случаях даже ухудшении относительного качества дробления (см. рис. 26).

Вывод закона предельной энергоемкости разрушения горных пород взрывом имеет важное значение для нормирования удельного расхода ВВ на горных предприятиях. Так, анализ практики ведения взрывных работ на 100 подземных рудниках и 45 карьерах Советского Союза показывает, что за последние 15 лет удельный расход ВВ возрос на проходческих работах на 22%, на подземных очистных работах на 18%, на открытых горных работах на 45%. Если в 1958 г. на подземных горных работах с удельным расходом ВВ более 2,0 кг/м<sup>3</sup> вели отбойку лишь 24 предприятия, то в 1973 г. их число увеличилось до 52; если в 1958 г. на карьерах с удельным расходом ВВ более 0,5 кг/м<sup>3</sup> вели отбойку только девять предприятий, то в 1973 г. их число увеличилось до 24. В течение последних пяти-шести лет, несмотря на увеличение потенциальной энергии ВВ в среднем на 15%, удельный расход ВВ возрос на предприятиях Союзвзрывпрома на 20—33%, на железорудных карьерах Кривбасса в 1,5—2,0 раза и составил 0,7—0,85 кг/м<sup>3</sup>, на карьерах цветной металлургии 0,6—0,8 кг/м<sup>3</sup>, на карьерах горнохимического сырья — до 1,0 кг/м<sup>3</sup>. На зарубежных карьерах удельный расход ВВ достигает 1,2—1,5 кг/м<sup>3</sup> и продолжает увеличиваться. При достижении предельной степени дробления для характерных горных пород удельный расход ВВ должен составлять 1,5—3,6 кг/м<sup>3</sup>. В связи с этим отмечаемая стихийная тенденция к росту удельного расхода ВВ на горнодобывающих предприятиях на основе установленных явлений должна приобрести управляемый характер, что имеет важное экономическое значение.

Удельный вес себестоимости взрывных работ в общей себестоимости процессов разрушения, погрузки, транспортировки и первичной переработки полезных ископаемых составляет 8—12% (удельный вес стоимости ВВ 3—5%). Недостаточное использование сравнительно дешевой энергии взрыва для дробления пород и руд и стремление предприятий исправить данное положение должны быть направлены в соответствующее техническое русло с повышением удельного расхода ВВ в пределах энерго-

емкости качественного дробления. Незначительное, на 2—3%, повышение при этом стоимости единицы горной массы по статье «взрывчатые материалы» окупается резким увеличением производительности погрузочного оборудования. Это особенно важно при использовании на подземных горных работах самоходного погрузочно-доставочного оборудования, сменная производительность которого снижается на 30% при выходе негабарита до 5%. При высокой стоимости оборудования это отрицательно сказывается на всех экономических показателях горного производства. Это в равной степени относится и к условиям внедрения циклично-поточных схем производства на подземных горных работах с вибровыпуском, где повышение выхода негабарита до 4—5% снижает производительность труда на выпуске на 30%, а при выходе негабарита 5—10% — на 50%; на открытых горных работах при повышении выхода негабарита до 4—5% производительность экскаваторов ЭКГ-8И снижается на 30—35%. Все это наносит производству более существенный экономический ущерб, чем повышение удельного расхода ВВ в пределах энергоемкости качественного разрушения.

Отмеченная тенденция к неуклонному росту удельного расхода ВВ обуславливает необходимость совершенствования средств взрывания, повышения качества ВВ, уровня механизации погрузочно-разгрузочных работ на складах и зарядании шпуров и скважин, более рационального размещения по территории СССР заводов промышленных ВВ с тем, чтобы снизить транспортные расходы на доставку ВВ и саму стоимость ВВ до пределов, стимулирующих их эффективное использование при повышенном удельном расходе. Реализация этих мероприятий, вытекающих из установленного закона предельной энергоемкости, позволяет значительно повысить общую эффективность технологических процессов разработки месторождений полезных ископаемых.

Управление количественными параметрами взрывных работ, основанное на изменении его энергоемкости, ограничено предельной энергоемкостью, определяемой удельным расходом ВВ как

$$q = \frac{1800 (\bar{V} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}} + \frac{\rho \ln k_p}{2g} v_0^2}{Q_V^{1+\eta}}, \text{ кг/м}^3. \quad (153)$$

При достижении предельной энергоемкости затраты энергии на дробление равны затратам энергии выброса. Тогда скорость разлета, при которой реализуется условие предельной энергоемкости, должна составлять

$$v_0 = \sqrt{\frac{1800 (\bar{V} + 0,16 \lg v_n) \sum_1^m \lg \frac{D}{d_{1\dots m}}}{\rho \ln k_p} \cdot 2g}, \text{ м/с.} \quad (154)$$