

КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Я.М. Додис, В.И. Нифадьев

**РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД
ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ**

Учебное пособие

Бишкек 2006

УДК 622.271: 622.235
ББК 33.13
Д 60

Рецензент: докт. техн. наук, проф. Ш.А. Мамбетов

Печатается по решению кафедры ФПГП и РИСО КРСУ

Допущено Министерством образования Кыргызской Республики в качестве учебного пособия для студентов высших учебных заведений, обучающихся по направлению «Горное дело».

Додис Я.М., Нифадьев В.И.

Д 60 РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ. Учеб. пособие. – Бишкек: КРСУ, 2006. – 374 с.: табл. 31. – Рис. 83.

ISBN 9967-05-192-2

Рассмотрены основные законы и закономерности разрушения и дробления твердых тел с учетом концепции их неоднородности и структурных особенностей, обуславливающие определенную структуру разрушения.

Раскрываются различные механизмы разрушения пород и роль интенсивности и скорости нагружения в этом процессе. Представлен и особый, дилатонный механизм разрушения.

Показаны механизмы разрушения пород при бурении шпуров и скважин различными буровыми машинами, с разным разрушающим инструментом и способом удаления разрушенного материала из ствола скважины.

Приводятся методы оценки буримости горных пород, в том числе и на основе энергетического критерия прочности. Показано влияние режимообразующих факторов на буримость пород и их связь с производительностью бурового оборудования.

Приведены основные закономерности взрывного разрушения горных пород, а также показаны методы оценки взрываемости пород и массивов на базе установления их прочностных свойств с учетом их структурных особенностей. Даны результаты теоретических и экспериментальных исследований по установлению взрываемости по показателю удельной энергоемкости бурения.

Показаны результаты моделирования разрушения горных пород взрывом, а также производственных экспериментов на нескольких карьерах. Раскрыт многоуровневый и скачкообразный характер разрушения при взрывном нагружении. Дана оценка неоднородности прочностных свойств массивов, изложены способы оперативного управления параметрами буровзрывных работ.

Д 2502010300-06

УДК 622.271:622.235

ISBN 9967-05-192-2

ББК 33.13

© КРСУ, 2006

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	7
-----------------------	---

Часть 1. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Показатели и свойства горных пород, ответственные за прочность и разрушение.....	10
1.2. Структурная неоднородность горных пород и массивов и ее связь с процессами разрушения.....	17
1.3. Теории разрушения.....	24
1.4. Структура разрушения.....	36
1.5. Влияние скорости деформации на результаты разрушения.....	44
1.6. Разрушение как процесс.....	50
1.7. Сопrotивляемость горных пород разрушению.....	52
1.8. Законы дробления.....	57
1.9. Работа разрушения горных пород.....	63
1.10. Влияние условий нагружения на процесс разрушения горных пород.....	66
1.11. Немеханические способы разрушения горных пород.....	74
1.12. Дилатонный механизм разрушения твердых тел.....	83

Часть 2. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ

2.1. Бурение шпуров и скважин.....	92
2.2. Свойства горных пород по отношению к бурению.....	93
2.3. Классификация буровых машин и виды бурения.....	97
2.4. Технология и технологические основы буровых работ.....	100
2.5. Технологическая характеристика ударно-поворотного бурения.....	102
2.5.1. Технологическая характеристика ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения.....	102
2.5.2. Технологическая характеристика шарошечного бурения.....	104

2.5.3. Технологические характеристики вращательного шнекового бурения.....	105
2.5.4. Технологическая характеристика термического бурения.....	106
2.5.5. Забойные процессы и механизм разрушения горных пород при бурении.....	107
2.6. Механические способы разрушения при бурении.....	117
2.6.1. Основы теории разрушения пород при ударном бурении.....	117
2.6.2. Теория рабочего процесса машин ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения.....	122
2.6.3. Теория разрушения пород вращательным шарошечным бурением.....	125
2.6.4. Разрушение горных пород при вращательном бурении резанием.....	127
2.7. Физические способы разрушения горных пород при бурении.....	130
2.7.1. Термическое бурение.....	130
2.7.2. Электротермическое разрушение горных пород при бурении.....	135
2.7.3. Ультразвуковое разрушение горных пород при бурении.....	138
2.7.4. Лазерное бурение.....	139
2.7.5. Взрывное бурение скважин.....	140
2.8. Системы очистки забоя скважины от буровой мелочи и пылеподавления.....	141
2.9. Оценка буримости горных пород и режимы бурения.....	143
2.9.1. Буримость горных пород.....	143
2.9.2. Режимы бурения и буримость горных пород.....	151
2.9.3. Режимы ударно-вращательного бурения.....	155
2.9.4. Выбор режимов бурения резанием.....	157
2.10. Стойкость долот.....	160
2.11. Техничко-экономические показатели буровых работ.....	161

Часть 3. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА

3.1. Механизм дробления горных пород действием взрыва.....	164
3.1.1. Распределение горных пород и массивов по крепости и технологическим параметрам разрушения.....	164
3.1.2. Физические основы процесса разрушения (теории трещинообразования).....	171
3.1.3. Критерии, описывающие эффект разрушения.....	181

3.1.4. Особенности поведения массива горных пород при взрывном воздействии и волновая картина.....	185
3.2. Механизм разрушения горных пород взрывом.....	193
3.2.1. Параметры взрывного нагружения горных пород.....	193
3.2.2. Формирование поля напряжений при взрыве сосредоточенного и удлинённого зарядов.....	196
3.2.3. Разрушение горных пород несколькими зарядами.....	201
3.3. Ударно-волновая теория взрывного разрушения.....	210
3.4. Основные закономерности процесса разрушения горных пород взрывом.....	221
3.5. Основные положения моделирования разрушающего действия взрыва.....	232
3.5.1. Основы теории подобия и размерностей.....	232
3.5.2. Основы физического моделирования разрушения и дробления горных пород.....	243
3.6. Экспериментальные исследования механизма разрушения пород взрывом.....	251
3.6.1. Моделирование механизма разрушения твёрдых тел.....	251
3.6.2. Взрывное нагружение и напряженно-деформированное состояние массива горных пород.....	260
3.6.3. Интенсивность напряженно-деформированного состояния и разрушаемость горных пород.....	266
3.7. Технологические основы взрывных работ.....	269
3.7.1. Взрываемость горных пород.....	269
3.7.2. Оценка взрываемости по физико-механическим свойствам горных пород.....	270
3.7.3. Энергетические основы оценки взрываемости горных пород.....	275
3.8. Технологические основы взрывных работ.....	281
3.8.1. Контурное взрывание.....	286
3.8.2. Основы управления энергией взрыва.....	294
3.9. Технично-экономические показатели комплекса буровзрывных работ.....	301
3.9.1. Технично-экономическая оптимизация комплекса буровзрывных работ.....	302
3.9.2. Роль энергетических затрат в задаче оптимизации технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых.....	308

Часть 4. СТРУКТУРНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ПРОЧНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И УПРАВЛЕНИЕ ЕГО РАЗРУШЕНИЕМ	
4.1. Формирование поля напряжений и энергозатрат при разрушении горных пород взрывом.....	312
4.2. Скачкообразное поведение напряженно-деформированного состояния твердых тел при взрывном нагружении.....	326
4.3. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород.....	332
4.4. Основные свойства мультифракталов и их приложения к управлению параметрами буровзрывных работ.....	338
4.5. Проявление структурных уровней прочности массива горных пород в задаче управления надежностью его разрушения.....	348
4.6. Неоднородность прочностных свойств массива горных пород и ее влияние на экономическую эффективность его разрушения взрывом.....	356
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	366
ЛИТЕРАТУРА.....	368

ВВЕДЕНИЕ

Во всех странах мира ежегодно сжигается около 10 млрд. т условного топлива, которое, естественно, добывается из недр. С учетом руд, строительного сырья и других твердых полезных ископаемых из недр планеты добывается в настоящее время около 80 млрд. м³ или 80 км³ горных пород в год.

Темпы освоения недр ежегодно в 2% означают, что каждые 12 лет объемы добычи удваиваются. Из 80 км³ минерального сырья 32 км³ являются относительно крепкими горными породами, выемка которых из недр возможна после их дробления, для чего в настоящее время используется энергия взрывчатых веществ. Для указанного объема горных пород требуется до 22,4 млн. т взрывчатых веществ в год. Такое количество ВВ способно выделить в среднем 90 млрд. МДж энергии, что эквивалентно 324 млрд. кВт·ч электроэнергии.

Для размещения такого количества ВВ потребуется около 800 млн. м скважин различного диаметра, имея в виду, что для их бурения необходимо затратить до 400 млн. долл., а энергии в пересчете на электроэнергию – до 1 млрд. кВт·ч.

Цифры свидетельствуют о значительных затратах материальных, трудовых и энергетических ресурсов для подготовки горной массы к последующим технологическим процессам добычи и переработки. В общей себестоимости добычи 1 т полезного ископаемого в зависимости от комплекса горно-технологических свойств пород доля расходов на бурение и взрывание колеблется от 10 до 40%.

Известно, что на добычу, дробление и измельчение полезного ископаемого расходуется около 10% производимой в стране электроэнергии, несмотря на казалось бы различный механизм дезинтеграции горных пород. Это обусловлено общими закономерностями разрушения твердых тел, связанными с этими процессами, основой которых является связь между степенью дробления (измельчения) породы и затратами энергии. Поэтому

процесс разрушения различных по крепости горных пород можно характеризовать удельной энергоемкостью.

Наличие этой основы позволяет получать оперативную информацию о технологических свойствах пород массива (буримости, взрываемости), позволяющих оптимизировать до определенной степени не только режимные параметры бурения, но и параметры буровзрывных работ в целом.

На базе энергетических оценок процесса бурения могут разрабатываться оптимальные его режимы, а также приниматься решения по совершенствованию конструкции буровых машин и породоразрушающего инструмента.

Поскольку энергия в настоящее время выступает одним из основных ограничивающих факторов развития и оптимизации горного производства, то минимизируя ее удельные затраты, можно выбрать рациональные способы разрушения в зависимости от физико-механических свойств горных пород.

Использование показателя удельной энергоемкости разрушения позволяет с достаточной точностью производить техническое нормирование труда, материалов и оборудования с целью контроля за производственными процессами.

Взрывная подготовка горной массы к выемке на современных горнодобывающих предприятиях и строительстве до настоящего времени является основным способом разрушения горных пород с размещением ВВ в скважинах различных диаметров. Вместе с тем взрывное разрушение по энергетическим затратам с экономической точки зрения не считается безупречным и оптимальным и существенно превосходит по стоимости дробления 1 м³ породы механические способы. Об этом свидетельствует средняя стоимость единицы различных видов энергии:

- дизтопливо – 0,02 \$/МДж,
- электрическая – 0,0037 \$/МДж,
- химическая (ВВ) – 0,049 \$/МДж.

Это говорит о том, что энергия ВВ в 2,5 раза дороже энергии дизельного топлива и в 15 раз – электроэнергии, что является важнейшим побудительным фактором для скрупулезной оптимизации взрывного разрушения. Основным инструментом для достижения этой цели является управление параметрами буровзрывного комплекса на основе оперативного получения и

использования информации о буримости и взрываемости массива горных пород.

Однако возможность взрывного разрушения единовременно значительных объемов горной массы (до 500–600 тыс. м³) в короткие сроки, а также отсутствие комбайнов (механизмов), способных работать в крепких и средней крепости породах, делают этот способ подготовки горной массы к выемке пока единственно рациональным.

Вместе с тем известно, что потенциальная энергия ВВ используется на полезные формы работы в пределах 2–8%. Ясно, что такое расточительное отношение к использованию дорогостоящей энергии нетерпимо и побуждает изыскивать все новые способы дополнительного повышения КПД взрыва. Особенно ощутимой долей в этом процессе является энергия, переданная в массив в виде сейсмической волны и на перемещение взорванной горной массы.

В настоящее время низкий КПД использования энергии ВВ при увеличивающихся объемах разрабатываемой горной массы обычно компенсируется повышенным удельным расходом ВВ, что требует новых капитальных вложений на его изготовление взрывчатых материалов. В то же время возможность использования части ранее безвозвратных потерь энергии взрыва без значительных дополнительных эксплуатационных затрат, обуславливает постоянный интерес к процессу буровзрывных работ в целом.

Материал, изложенный в книге, освещает основные вопросы теории разрушения твердых тел применительно к производственным процессам добычи полезных ископаемых – бурению и взрыванию в той степени, чтобы его можно было использовать для студентов старших курсов по специальности 550.601 «Физические процессы горного производства» и 550601.07 «Взрывное дело» в качестве учебного пособия.

Часть 1. ОСНОВНЫЕ ЗАКОНЫ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Показатели и свойства горных пород, ответственные за прочность и разрушение

Известно, что горные породы состоят из одного или нескольких минералов, а их зерна или кристаллы обладают анизотропными свойствами, и в целом агрегаты, состоящие из многих зерен, разбросанных хаотично, представляются более или менее изотропными.

Характерным структурным признаком многих минералов является спайность, – т.е. способность при ударе раскалываться с образованием относительно ровных площадок, граней, как правило, с блестящими поверхностями, что также подчеркивает их анизотропность. Наоборот, минералы, не имеющие спайности, являются аморфными и по своим свойствам близки к изотропным.

Горные породы представляют собой механические смеси минералов, причем, если даже отдельные минералы изотропны, то горная порода в целом – анизотропна. Горные породы, состоящие из одного минерала, как правило, анизотропны.

Свойства горных пород зависят от минерального состава и макростроения, то есть от структуры и текстуры. Структура – это совокупность признаков, описывающих степень связи между частицами породы, их размеры, форму и взаимное расположение.

Структура в основном определяется степенью зернистости и размером зерен и подразделяется на следующие виды:

- крупнозернистые с зернами более 5 мм,
- среднезернистые – 2–5 мм,
- мелкозернистые – 0,5–2 мм,
- скрытокристаллические – до 0,5 мм.

Для одной и той же породы, но состоящей из зерен различной крупности, с уменьшением их размера прочностные показатели возрастают, что связано не только с качеством кристалла, но и с межмолекулярными связями в агрегатах и между отдельными минералами.

Текстура горных пород – это сложение породы, то есть, каким образом отдельные зерна уложены в образце. По этому признаку текстуры могут быть: плотные, пористые, слоистые, рыхлые и т.п. Ясно, что эти визуальные характеристики, как и структурные, лишь в некоторой степени будут описывать отношение породы к нагрузкам. Наличие полос и слоев – явный признак анизотропии, и на их границах должны быть ослабления, т.е. они должны раскалываться по ним быстрее и легче. Например, сланцы или массивные граниты имеют явно разные способности к разрушению благодаря текстурным особенностям.

Структурно-текстурные признаки горных пород являются продуктом их генезиса. Как известно, по происхождению горные породы разделяются на магматические, метаморфические и осадочные. Магматические изверженные породы обладают плотной массивной текстурой при довольно разнообразных типах структур, зависящих от глубины образования породы. Метаморфические породы, образующиеся при наличии давления и температуры, отличаются либо плотной массивной, стекловатой либо слоистой, полосчатой текстурой. Осадочные породы химического

происхождения кристаллические при массивной текстуре, а некоторые – с явной слоистостью и полосчатостью.

В составе всех горных пород кроме минерального составляющего, имеются вода, газы, инородные включения, что предопределяет множество физических эффектов и дефектов, способствующих разрушению.

Наличие в породах различных дислокаций и дефектов определяет их неоднородность с позиций их разрушаемости, отвечающей существу расчленения твердого тела на части. В зависимости от масштабов проявления различные дефекты можно разделить на 5 уровней, начиная от более высоких к низким:

5. Дефекты кристаллических решеток минералов. Уровень их изучения – физика твердого тела.

4. Микротрещины, расчленяющие отдельные кристаллы и малые участки горной породы с размерами по длине от 0,01 до 10 см.

3. Макротрещины, видимые в обнажениях, с линейными размерами от 10 до 100 см.

2. Разломы, разбивающие массивы, входят в состав складчатых структур с размерами от 100 м до 10 км.

1. Крупные тектонические разрывы, разделяющие крупные участки недр.

Первые два уровня не вполне соответствуют понятию трещина, и точнее их можно характеризовать как зоны ослабления.

Для горно-технологической оценки большое значение имеет не протяженность дефекта, а степень раскрытия, т.е. расстояние между берегами трещин. Тогда их можно классифицировать тремя порядками:

- I. Внутрикристаллические с величиной раскрытия 10^{-9} – 10^{-5} м.
- II. Трещины между самими кристаллами с раскрытием до 0,1 мм.
- III. Эндогенные трещины при остывании лавы и магмы, тектонические трещины скола и отрыва. Они развиваются на глубину. Эти трещины обуславливают образование блочности и оказывают влияние на взрывное разрушение.

Трещины 1-го и 2-го порядков определяют сопротивление пород процессам бурения, дробления и измельчения, в том числе при работе выемочных комбайнов, многочерпаковых экскаваторов. Для

процессов собственно горного дела существенное влияние оказывают трещины второго порядка.

В пределах физических процессов горного производства, когда на горные породы воздействует тот или иной фактор (инструмент, механизм, кроме взрывного воздействия, или проявление горного давления), их свойства называются горно-технологическими. Основное воздействие внешних полей на горные породы – это механические поле.

Все базовые (по В.В. Ржевскому и Г.Я. Новичу) физико-технические свойства и параметры горных пород, влияющие на прочность и разрушение, которых всего 12, можно подразделить на плотностные в виде объемной массы γ (кг/м³); и пористость n . К процессу разрушения эти параметры имеют различное отношение. Объемная масса оказывает опосредованное (непрямое) влияние, а пористость, в зависимости от величины и формы пор, имеет прямое отношение в виде концентрации напряжений и их разгрузки на микро- и макроуровнях.

Механические характеристики – прочность на сжатие и растяжение $\sigma_{сж}$, $\sigma_{р}$, модуль упругости E и коэффициент Пуассона μ .

Все это прочностные характеристики напрямую влияют на механизм и процесс разрушения при любых его видах. Механические свойства оценивают необратимые превращения данного вида энергии в другой вид, в результате чего изменяется состояние породы, ее целостность.

Тепловые характеристики – теплоемкость C (ккал/кг), коэффициент линейного расширения α , коэффициент теплопроводности λ .

Электромагнитные характеристики – удельное сопротивление ρ , относительная диэлектрическая проницаемость ϵ и относительная магнитная проницаемость ν . Эти параметры описывают процессы передачи энергии или перемещения жидкости и газов.

Все перечисленные физические параметры не зависят друг от друга, и посредством их можно вычислить большинство других.

Выделим горно-технологические показатели, среди которых имеются общие и частные. К общим относят: показатель трудности разрушения, коэффициент крепости по М.М. Протодяконову, твердость, коэффициент абразивности, дробимость и коэффициент трения.

На частных показателях следует остановиться особо. Важнейшим показателем является взрываемость, выражающаяся через удельный расход ВВ, далее следует показатель трудности бурения, удельное усилие резанию, и экскавируемость.

Большинство из этих показателей в своей основе имеют прочностные параметры и, следовательно, имеют прямое отношение к процессу разрушения, отделения части горных пород от массива.

С позиций физики твердого тела любое воздействие на горные породы внешних сил вызывает ответную реакцию внутреннего сопротивления. Напряжения σ являются величиной векторной, при этом, как действие, так и противодействие может быть одноосным и трехосным, обеспечивающее объемную нагрузку. Переход к объемному напряжению сопровождается возникновением не только нормальных, но и касательных τ напряжений. Таким образом, возникает матрица состояния из 6 касательных и 3 нормальных напряжений, то есть симметричный тензор напряжений. Связь между σ и τ представляется в виде кругов Мора.

В соответствии с классической теорией упругости, напряжения всегда связаны с деформациями, результатом чего

становится изменение линейных, объемных размеров горных пород или же формы образца.

Под действием нормальных напряжений возникают линейные деформации:

$$\varepsilon = \frac{\Delta l}{l}. \quad (1.1)$$

Совокупность линейных и сдвиговых деформаций представляет собой симметричный тензор деформаций – матрицу, состоящую из 6 сдвиговых и 3 линейных деформаций.

Увеличение нагрузок приводит к возрастанию деформаций, при достижении предела наступает разрушение, проявлением чего является потеря сплошности, сопровождаемая переходом от упругих к пластическим деформациям. Физически для твердых тел переход к пластическим деформациям означает изменение формы и размеров тел, когда большее количество кусков предпочтительно одному, причем после снятия нагрузки ни форма, ни размеры не восстанавливаются.

Механические свойства тесно связаны с обобщенными горно-технологическими параметрами пород: крепостью, хрупкостью или пластичностью, твердостью, дробимостью и другими.

Крепость – это сопротивление технологическому разрушению, то есть сопротивляемость пород добыванию, и в первую очередь – отделению от образца в мезопроцессе, и сопротивление отделению от целого в микропроцессе, например, при измельчении. Это понятие введено М.М. Протодьяконовым через коэффициент крепости, пропорциональный пределу прочности породы на сжатие. Коэффициент крепости можно определить для достаточно большого диапазона $\sigma_{сж}$ по соотношению:

$$f = 0,33 \times 10^{-7} \sigma_{сж} + 0,58 \times 10^{-3} \sqrt[3]{\sigma_{ср}} . \quad (1.2)$$

Динамический коэффициент крепости можно получить экспериментальным путем методом толчения:

$$f_{д} = \frac{20n}{l} \quad (1.3)$$

где n – число сбрасываний груза массой 2,4 кг с высоты 0,6 м на 5 кусков породы; l – столб мелкой фракции, диаметром меньше 0,5 мм.

Хрупкость и пластичность. С энергетической точки зрения пластичность требует больших затрат энергии на дробление и измельчение, чем хрупкость.

Технологическим показателем пластичности является отношение работы разрушения реального образца A_R при одноосном сжатии к удельной работе разрушения идеально упругой породы A_y (рис. 1.1).

Если использовать диаграмму $\sigma_{сж} - \epsilon$, то отношение площадей составит:

$$\frac{A_T}{A_y} = \frac{OCD}{OAB} = \frac{2E}{E_{деф}} - 1 = K_{пл}, \quad (1.4)$$

где E и $E_{деф}$ – соответственно модуль упругости и модуль полной деформации, который может быть представлен как:

$$E_{деф} = tg\alpha \frac{\sigma_{сж} \cdot l}{\Delta l}. \quad (1.5)$$

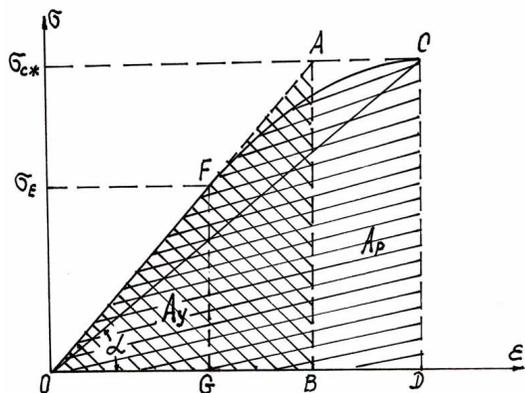


Рис. 1.1. Взаимосвязь работы разрушения с напряжениями и деформацией.

На рис. 1.1 с точки F начинается отклонение кривой от закона Гука.

Для оценки хрупкости Л.И. Бароном предложен коэффициент, как отношение работы A_y , затраченной на деформирование образца в чисто упругой области к полной работе разрушения A_p , т.е. как отношение площадей. Еще коэффициент хрупкости оценивается соотношениями:

$$K'_{XP} = \frac{\sigma_{СЖ}}{\sigma_{PACT}}; \quad K_{XP} = \frac{A_y}{A_p} = \frac{OFG}{OCD} \leq 1;$$

$$K_{XP} = \frac{A_y}{A_p} = \frac{OFG}{OCD} \leq 1; \quad (1.6)$$

Твердость пород определяет сопротивление внедрению в них острого инструмента и, следовательно, относится к процессу разрушения пород при бурении, резании исполнительными органами комбайнов, бульдозеров и т.п. Визуальное определение по шкале Мооса возможно, если порода мономинеральная, в случае же полиминеральных пород, вследствие их агрегатности, используют методы вдавливания штампов. Вдавливание производится постепенно с увеличением нагрузки, что позволяет установить

статическую твердость; при вдавливании ударом, так определяется динамическая твердость.

Вязкость и дробимость. Технологический показатель разрушения пропорционален сопротивлению силам, стремящимся разъединить породу на части. Он зависит от пластических свойств породы с участием сдвиговых усилий. Различают вязкость при разрушении:

$$B = \frac{E\sigma_{сж}}{E_{деф}}, \quad (1.7)$$

и вязкость при деформировании, связанную с коэффициентом внутреннего трения. Эти две вязкости не равноценны, так как при деформировании породы учитывается скорость деформирования:

$$v_{деф} = \frac{d\varepsilon}{dt}; \quad \tau = \eta \cdot \frac{d\varepsilon}{dt}, \quad (1.8)$$

где η – коэффициент внутреннего трения.

Дробимость выражает энергоемкость дробления породы при динамической нагрузке. Определяют ее при одиночном сбрасывании

на образец груза массой 16 кг с высоты 0,5 м. Дробимость D оценивают по объему образованных при ударе частиц, диаметром менее 7 мм:

$$D = \frac{E_{\text{деф}}}{E\sigma_{\text{сж}}}; \quad D = \frac{1}{B}. \quad (1.9)$$

Абразивность – способность пород изнашивать при трении буровой инструмент, зубья ковша экскаватора, нож бульдозера и т.п. Определяют ее износом незакаленного стержня, торец которого в течение 10 минут прижимают с определенным усилием к вращающемуся образцу породы. По окончании вращения определяют массу износа. По методу Шрейнера вместо незакаленного стержня, к абразиву прижимают металлическое кольцо. Кольцо взвешивают до и после износа.

1.2. Структурная неоднородность горных пород и массивов

и ее связь с процессами разрушения

Изучение минерализованных участков недр может быть осуществлено на основе концепции относительной элементарности системы, что является общим методологическим принципом научного познания. Эта концепция поддерживается многими учеными, среди которых М.В. Рац, А.Б. Каждан, Л.И. Четвериков и др.

Сущность концепции состоит в том, что любой объект рассматривается как сложная система, состоящая из множества условно неделимых элементов, объединенных между собой внутренними связями.

Если о строении системы известно только то, что она состоит из множества условно неделимых элементов, а характер взаимосвязи между ними неизвестен, то говорят о внутренней неоднородности системы. Выявление взаимосвязей и пространственных взаимоотношений элементов неоднородности приводит к пониманию ее структуры. Под структурой объекта понимают способ

организации слагающих ее элементов, определяемый законом внутреннего строения системы.

Поскольку абсолютно неделимых элементов системы не существует, на следующем уровне строения любая из структурных единиц сама выступает в качестве системы, и она опять же состоит из множества условно неделимых элементов.

Таким образом, концепция относительной элементарности приводит к представлению о строении материального мира как об иерархии структурных уровней с наличием множества дискретных, условно неделимых структурных единиц.

Выделение самих уровней возможно на основе оценки количественных различий в свойствах, или состоянии, тогда элементы систем будут определяться количественной элементарностью, а она в свою очередь, будет зависеть от степени детальности наблюдений, с помощью которых выявляется неоднородность изучаемых объектов.

Общая методология выявления неоднородности объектов состоит в том, что количественные характеристики свойств получаются путем испытаний проб или отдельных образцов пород,

которые являются малыми разобщенными объемами массива, поскольку сам он недоступен для непосредственных наблюдений. Особенность этой методологии состоит в проявлении диспропорции между размерами дискретных наблюдений и размерами объектов. По этой причине изучение недр имеет поэтапный характер с постепенным увеличением эмпирических данных и детализацией с соответствующим уменьшением размеров неоднородности.

Результаты эмпирических наблюдений характеризуют частные значения признаков или свойств пород и массивов и их изменчивость только в объемах отобранных проб, а не во всем объеме изучаемого объекта. Значит, свойства пород и руд зависят не только от их природы, но и от места отбора, размеров и ориентирования в пространстве образцов и проб, откуда возникает задача распространения полученных данных на прилегающие объемы недр.

Неоднородность природных скоплений полезных ископаемых проявляется в изменчивости их геологических, технологических и горнотехнических свойств, определяющих методику, последовательность и технику выполнения исследований по их

установлению, наиболее эффективных способов и технологии разработки и переработки минерального сырья.

У неоднородности есть два основных фактора ее проявления: физический и геологический. Возникновение первичной неоднородности горных пород связано с их формированием как геологического объекта. Последующие стадии воздействия различных агентов и факторов проявляются в виде диагенеза, эпигенеза, всех видов метаморфизма, тектонических явлений, выветривания и т.п. Они все изменяют свойства, состояние, состав и другие параметры горных пород и массивов, т.е. формируют иную неоднородность в сравнении с первоначальной. Отсюда следует, что геологическая природа неоднородности горных пород и скоплений полезного ископаемого зависит от условий генезиса. Если полезное ископаемое по времени образовалось совместно с вмещающими породами, они могут рассматриваться как составные части этих пород, если же они образовались значительно позже формирования горных пород, то неоднородность рудных скоплений подчинена неоднородности горных пород.

Неоднородность может ослабляться или усиливаться второстепенными факторами. Например, для двух генетически различных типов месторождений штокверкового и скарнового, благодаря их размерам, форме и другим особенностям, у первого наблюдаются более стабильные физико-химические и тектонические условия. Наоборот, скарновое месторождение, где преобладают метаморфические процессы, серьезно изменяют и накладываются новые уровни неоднородности на уже имеющиеся.

Неоднородность горных пород и скоплений полезных ископаемых проявляется при любых масштабах их изучения – от кристалла и до массива.

Внутреннее строение участка земной коры, состоящей из одной горной породы, характеризуется его структурой и реже ее текстурой.

Применительно к задачам геомеханики М.В. Рац (1968 г.) разработал классификацию неоднородностей горных пород по масштабам их проявления и выделил 4 класса.

- I. Неоднородность массивов горных пород в пределах единой формации.

- II. Неоднородность строения и состава горных пород в пределах одного слоя, пачки.
- III. Неоднородность структуры горных пород и состава слагающих ее минералов.
- IV. Неоднородность кристаллов породообразующих минералов.

Каждому порядку неоднородности соответствует свой элемент неоднородности, который на данном уровне условно считается внутренне однородным в интересующем нас отношении.

По сравнению с горными породами природные скопления большинства полезных ископаемых имеют значительно большее разнообразие структурно-текстурных особенностей, что связано с большей неоднородностью строения, зависящего от неравномерного размещения ценных минералов. Если двигаться от высоких к низким уровням строения скоплений полезных ископаемых, то порядок будет следующий:

- ✓ кристаллические зерна,
- ✓ агрегаты мономинеральных зерен,
- ✓ серии сближенных пластов,
- ✓ минерализованные зоны.

Для целей разведки и эксплуатации в строении рудных тел

Л.И. Четвериков выделяет 4 уровня:

1. Уровень тела полезных ископаемых.
2. Уровень зоны минерализации.
3. Уровень текстуры руд.

4. Уровень минерального агрегата.

Классификация неоднородностей, основанная на масштабах ее проявления, является условной и относительной, поскольку зависит от соотношения размеров элементов неоднородности и размеров проб, по которым изучаются свойства.

Строение одного и того же природного скопления может быть оценено как однородное (при достаточно больших размерах проб), так и неоднородное (при размерах проб меньших, чем элементы неоднородности). Например, внутреннее строение прожилково-вкрапленного штокверкового месторождения будет считаться однородным, если размеры проб больше размеров рудных прожилков и разделяющих их пустых пород. Если они равны или меньше, то месторождение станет неоднородным с прерывистым внутренним строением и при желании его можно разделить по сортам и типам.

Классификация неоднородностей по отношению размеров ее элементов к линейным размерам проб, предложенная М.В. Рацем для целей геомеханики выглядит следующим образом.

1. Неоднородность высшего порядка – линейные размеры элементов неоднородности намного меньше линейных размеров проб, а их число в пробе огромно.

2. Эффективная неоднородность – линейные размеры элементов примерно на один порядок меньше линейных размеров проб, при небольшом их количестве в одной пробе.

3. Неоднородность низшего порядка – линейные размеры элементов превосходят размеры проб.

Эти уровни неоднородности хорошо иллюстрируются рис. 1.2. Здесь неоднородность высшего порядка, вследствие огромного количества элементов в пробе, обеспечивает однородность среды.

Эффективная неоднородность обуславливает статистическое распределение свойств. Тогда результаты испытаний проб можно рассматривать как случайные величины, т.е. обеспечивается возможность использования методов теории вероятностей для количественной оценки изменчивости свойств.

Неоднородность низшего порядка, вследствие больших линейных размеров своих элементов, обуславливает проявление неслучайной изменчивости свойств, тогда для ее оценки следует использовать методы гармонического или корреляционного анализов.

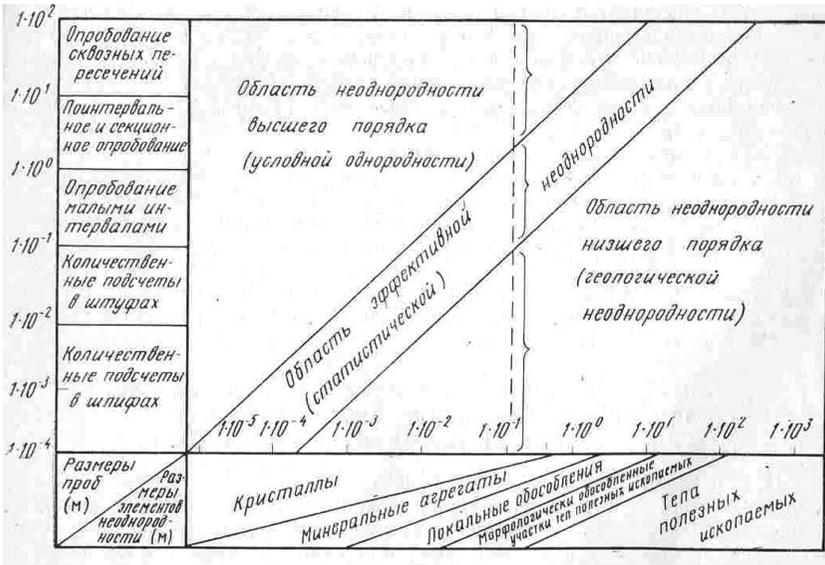


Рис. 1.2. Диаграмма структурной неоднородности скоплений полезных ископаемых (по А.Б. Каждану).

При изучении неоднородности низшего порядка по дискретной сети наблюдений она может проявляться как случайная или неслучайная изменчивость свойства. Однако эти два вида изменчивости проявляются не отдельно, а вместе и доля каждой из них зависит от расстояния между пунктами наблюдений и строения природного массива. Чем меньше расстояние и больше однородность, тем меньше доля случайной составляющей изменчивости и, наоборот.

Для чисто случайной изменчивости характерно то, что значения признаков, наблюдаемых в различных точках, в том числе и смежных точках наблюдений, не зависят друг от друга и от расстояния между пунктами наблюдений. Параметры имеют по всем направлениям характер случайных и беспорядочных колебаний, при этом положительные и отрицательные знаки приращения величины признака могут сменяться в каждом пункте наблюдений.

Понятие неслучайной изменчивости включает в себя характеристику закономерностей пространственного размещения изучаемого свойства, при этом значения признака функционально связаны друг с другом.

Неслучайная изменчивость характеризуется наличием плавных колебаний значений признака и постоянством знака его приращения на протяжении полупериода каждого колебания.

При малых расстояниях между пунктами наблюдений в составе неслучайной изменчивости появляется ее коррелированная составляющая и чаще всего она зависит от расстояния между

смежными пунктами наблюдений. При координированной изменчивости значение признака в любом пункте может быть найдено по уравнению связи координат пространства:

$$U = \varphi(x, y, z). \quad (1.10)$$

В действительности эта изменчивость настолько сложна, что аналитически функцию U найти не удастся, тогда лучше всего ее выразить топографическими поверхностями.

При прочих равных условиях, доля наблюдаемой неслучайной изменчивости растет с уменьшением расстояния между соседними наблюдениями за счет соответствующего уменьшения доли случайной изменчивости и, наоборот (рис. 1.3). Следовательно, величины долей случайной и неслучайной изменчивости зависят не только от геологической природы объекта, но и от расстояния между смежными точками наблюдений.

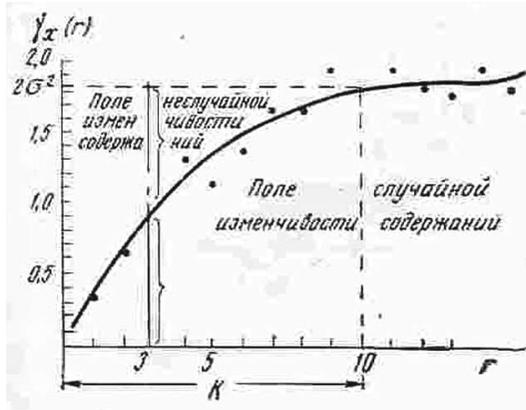


Рис. 1.3. Поля изменчивости свойств в структурной функции.

При фиксированных расстояниях между точками наблюдений (постоянный шаг, расстояние между скважинами и т.д.) выделяют все те элементы неоднородности, размеры которых превосходят эти расстояния. Они проявляются как неслучайная изменчивость

наблюдаемого свойства, и значит, могут быть разделены на несколько порядков.

Элементы неоднородности, размер которых меньше расстояния между смежными пунктами, не могут быть выделены при данной сети наблюдений и проявляются как непознанная случайная изменчивость, и значит, возможно разделение общей изменчивости на две составляющие.

Большинство месторождений и породных массивов обладают более или менее отчетливой анизотропией свойств. Она проявляется в том, что изменчивость изучаемого свойства одинаковая по параллельным направлениям и различна в перпендикулярных и непараллельных направлениях. Например, большая изменчивость наблюдается по мощности рудных тел, а по простиранию она наблюдается менее заметно. Анизотропия прочностных свойств также связана с тектоникой.

Анизотропия и изотропия различны потому, что в изотропии элементы строения разбросаны беспорядочно, а в анизотропии – более или менее упорядочено. Анизотропия, так же как и неоднородность проявляется на различных уровнях строения и,

следовательно, может быть выделено несколько ее порядков, по аналогии с порядками неоднородности.

В заключение можно сформулировать следующие особенности изучения свойств горных пород и массивов:

1. Полезное ископаемое залегает в толще вмещающих пород и недоступно для непосредственного наблюдения. Для изучения свойств по естественным и созданным искусственно обнажениям отбираются образцы или пробы пород для выполнения соответствующих анализов и испытаний.

2. В сравнении с размерами (массами) образцов минерализованные участки недр или сами массивы горных пород имеют несоизмеримо большие размеры.

3. Большинство природных скоплений и массивов имеют сложную структуру, обладают анизотропией свойств с различными элементами неоднородности.

4. Основным способом изучения неоднородности является систематическое выборочное опробование горных пород и

скоплений по разреженной геометрически правильной сети с последующим испытанием пробы.

5. Пробы составляют незначительную часть объемов массива, а результаты их испытаний распространяются на некоторый объем недр.

6. Поскольку элементы неоднородности могут быть высоких и низких порядков, их изучение нельзя проводить одинаковыми методами, а элементы неоднородности низших порядков не поддаются непосредственному наблюдению и о них судят по массе выборочных наблюдений, охватывающих весь объем.

1.3. Теории разрушения

Прочность горных пород определяется величиной критических напряжений, при достижении которых она разрушается. Уровень напряжений для разных горных пород различный и он является пределом прочности на соответствующие нагрузки (сжатие, растяжение и сдвиг).

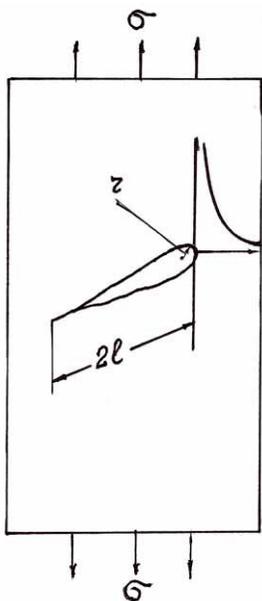
Разрушение как факт является понятием, относящимся к процессу, когда происходит разрыв связей между частицами кристаллической решетки. Существует различие в уровнях прочности у моно- и полиминеральных пород.

Наличие дефектов, мелких трещин, их зародышей, неоднородностей состава и состояния, а также плоскостей ослабления – определяет преобладание так называемого хрупкого разрушения. Поэтому для горных пород применима теория хрупкого разрушения Гриффитса.

По этой теории (гипотезе) начало разрушения обусловлено наличием некоторой критической трещины (рис. 1.4) в объеме твердого тела.

На краях трещины возникает концентрация напряжений, значительно превышающих приложенную нагрузку σ . При длине трещины $2l$ и радиусе ее закругления r , внутреннее напряжение σ_1 равно:

$$\sigma_1 = 2 \cdot \sigma \cdot \sqrt{\frac{l}{r}}. \quad (1.11)$$



Рост трещин N обусловлен выполнением работы A_s , которая пропорциональна удельной поверхностной энергии тела e_s :

$$A_s = 4 \cdot l \cdot e_s, \quad (1.12)$$

где $4l$ – две поверхности трещины в пределах толщины тела; e_s – удельная поверхностная энергия.

В начальной точке роста трещины напряжения снижаются и перераспределяются на другие точки, аналогично структурному дереву Кейли, где снова возникают микродвиги. Нарастание описанного процесса приводит к разрушению породы. Допуская перераспределение напряжений, можно определить допустимую длину трещины и возможность перетекания энергии, причем разрушение может наступить даже при некотором снижении ее величины, как будет показано ниже.

Действия внешней нагрузки для образования трещины достаточно, если оно сопоставимо с упругой энергией:

$$A_e = \frac{\pi}{E} \cdot l^2 \cdot \sigma^2. \quad (1.13)$$

Трещина будет расти, если $A_E > A_s$, т.е.

$$\frac{\pi}{E} \cdot l^2 \cdot \sigma^2 \geq 4 \cdot l \cdot e_s. \quad (1.14)$$

В этом случае критическое положение трещины характеризуется равенством:

$$\frac{\partial A_e}{\partial l} = \frac{\partial A_s}{\partial l}, \quad (1.15)$$

откуда:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2E \cdot e_s}{\pi \cdot l}}. \quad (1.16)$$

Рассмотренный механизм разрушения может развиваться только при условии хрупкого разрушения. При пластическом разрушении атомы кристаллической решетки скользят с одного уровня на другой, поэтому при разрушении тела требуются меньшие усилия, чем первоначальные. Такое скольжение, однако, возможно в пределах, когда дислокации (дефекты) не выходят на поверхность тела или за границы зерен, имеющих эти дислокации. Как только они касаются поверхности (границ), то уже не принимают участия в пластической деформации.

В отношении приведенных выше рассуждений о неоднородностях, это означает следующее. Если в теле было K дислокаций, при величине неоднородности I_0 , при расстоянии между ними L_0 , их число будет уменьшаться, т.е. плотность дислокаций будет также уменьшаться, что приведет к затуханию пластических деформаций и дальнейшее разрушение станет возможным только с приложением дополнительной нагрузки.

На самом деле разрушение даже хрупких пород недостаточно точно описывается теорией Гриффитса, так как кроме концентрации напряжений у вершины трещины, должны быть и пластические

деформации в той же вершине. Эти деформации затухают при достижении трещины пределов тела.

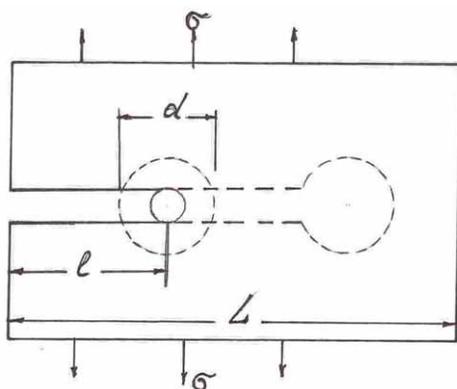
Участие в разрушении горных пород как хрупких, так и пластических деформаций способствовало развитию теории квазихрупкого разрушения. Она формулируется следующим образом.

Величина необратимой работы e_s , затраченной на образование единицы площади свободной поверхности тела при развитии трещины, является константой данного материала, не зависящей от нагрузок, формы и размеров тела.

Следует отметить, что Ю.М. Мисник и К.А. Долгов сформулировали аналогичное для взрывного разрушения определение: *«удельная поверхностная энергоемкость является физической константой породы, не зависящей от способа ее разрушения».*

Согласно теории квазихрупкого разрушения для всех материалов при больших l и L наиболее вероятен случай, когда размер области пластической деформации d имеет свой предел (рис. 1.5). При больших

l и L возможен единый энергетический подход к решению задачи разрушения породы.



В рамках теории квазихрупкого разрушения хрупкое есть предельное состояние при $d \rightarrow 0$, а пластическое при $d \rightarrow \infty$. Здесь d представляет собой

область возможных пластических деформаций. Этим переходом от хрупкого к пластическому разрушению и их взаимодействию и интересна теория квазихрупкого разрушения.

Рис. 1.5. Схема к характеристике

В первом случае наличие двух положений d

объясняет отрыв атомов и ионов, как механизм хрупкого разрушения, а во втором – при пластическом соскальзывании атомов с одного на другой уровень. С энергетической точки зрения, казалось бы, здесь требуется меньшее усилие при разрушении, но непрерывного скольжения атомов не происходит, так как дислокации постепенно выходят на края (поверхности) тела.

Основным постулатом для хрупкого разрушения является реализация теории наибольших нормальных напряжений (максимальных деформаций). Применительно к горным породам лучше подходит теория прочности Мора, основанная на зависимости между касательными и нормальными напряжениями. Рассматривая точку приложения усилий в сложнапряженном состоянии, Мор представляет разрушение как совместное действие τ и σ . По теории Мора разрушение наступает при τ , превышающем предельное $\tau_{\text{раз}}$, а его величина соответствует наибольшему нормальному напряжению σ . Построением кругов (напряжений) Мора в каждой точке, определением огибающей, устанавливается связь между касательными и нормальными напряжениями:

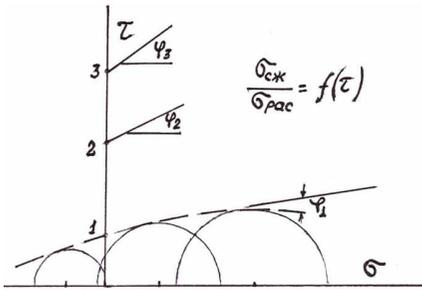
$$\tau = \sigma \cdot \operatorname{tg}\varphi + c, \quad (1.17)$$

где φ – угол внутреннего трения; c – сцепление.

Огибающая кругов Мора называется паспортом прочности горной породы. Если φ – угол внутреннего трения, то $\operatorname{tg}\varphi$ – есть коэффициент трения, а сцепление C является пределом прочности на срез при отсутствии нормальных напряжений (рис 1.6). Угол φ

характеризует степень связности, так как для связных пластичных пород (глины, суглинки) огибающая почти параллельна оси абсцисс, а для рыхлых (песок, гравий) начинается в начале координат.

Экспериментально установлено, что сцепление C зависит от соотношения $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{раст}$. С ростом отношения $\sigma_{сж}/\sigma_{раст}$ увеличивается C и возрастает ϕ , а это означает и рост τ . Согласованное увеличение

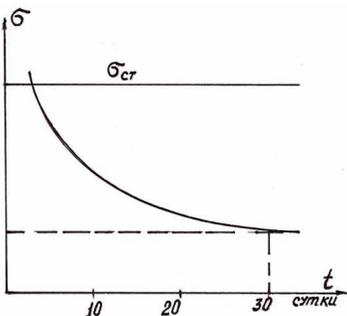


сопротивлений подтверждает правильность концепции М.М.

Протодяконова, введшего коэффициент крепости в предположении, что чем выше

$\sigma_{сж}$ у породы, тем выше и все остальные виды напряжений ($\sigma_{раст}$, $\sigma_{сдв}$ и т.д.), очевидно, что это относится и к касательным напряжениям.

Кинетическая или термофлуктуационная теория разрушения С.Н. Журкова учитывает влияние на прочность твердого тела факторов температуры и времени действия нагрузки.



Замечено, что чем более длительное время нагрузки действуют на горную породу, тем

меньше становятся упругие свойства (E , μ и др.) и тем значительнее проявляются их пластические свойства.

При увеличении продолжительности действия напряжений (рис. 1.7) происходит постепенное снижение прочности горных пород. Такая прочность называется длительной $\sigma_{\text{дл}}$, это падение во времени не бесконечно, а достигает некоторого предела. Она значительно меньше стандартной прочности.

Зависимость прочности твердого тела от длительности воздействия нагрузки и температуры описывается уравнением Журкова:

$$t = t_0 \exp\left(\frac{U_0 - \sigma V}{kT}\right), \quad (1.18)$$

где t – время, требуемое для развития деформаций в породе до ее разрушения при напряжении σ ;

t_0 – константа, совпадающая по порядку с периодом колебаний атомов и независящая от химического состава и структуры тела;

U_0 – энергия активации процесса разрушения;

V – активационный объем процесса разрушения, зависящий от структуры тела и составляющий несколько атомных объемов;

kT – мера энергии тепловых флуктуаций.

Из уравнения следует, что энергия твердого тела составляет энергию колебательных движений частиц, закрепленных в кристаллической решетке. Сообщение им дополнительной тепловой энергии приводит к ослаблению межатомных связей, тогда разрушение твердого тела наступает при напряжениях, меньших теоретически вычисленных, т.е.:

$$\sigma_{\varphi} = \left(U_o - kT \cdot \ln \frac{t}{t_o} \right) V \leq \sigma_{\text{раст}}. \quad (1.19)$$

Кинетическая теория разрушения С.Н. Журкова построена на том, что разрушение не является критическим состоянием тела, поскольку в твердом теле происходит непрерывный процесс накопления повреждений (старение), которые приводят к полному

его разрушению. Приложенные извне нагрузки и напряжения σ_p лишь уменьшают длительность существования тела в неразрушенном состоянии в соответствии с приведенным выше законом изменения времени t .

Возможное снижение прочности из-за старения вследствие развития дефектов и увеличения их количества, представленное в теории С.Н. Журкова, побудило В.Н. Родионова выдвинуть несколько иную модель твердого тела, как сплошную идеальную среду. В ней, вероятно, равномерно распределены неоднородности разных размеров. На них концентрируются напряжения, приводящие к необратимым деформациям.

Напряжения внутри твердого тела состоят из упругих и локальных напряжений на неоднородностях. Изменение первых подчинено закону Гука, а вторые возникают при критических скоростях деформации.

$$\frac{d\Delta\sigma_e}{dt} = \rho c^2 \varepsilon' - v \frac{\Delta\sigma_e}{l}, (*)$$

Механизм разрушения – это по существу представление о соотношении напряжений и деформаций, т.е. выражается уравнением состояния:

где $\Delta\sigma_e$ – избыточное напряжение на неоднородности, размером l ;

C – скорость поперечной волны;

ρ – плотность твердого тела;

ε' – скорость деформации сдвига;

v – скорость релаксации, т.е. падения $\Delta\sigma$ при постоянной ε ;

t – время воздействия на твердое тело.

$$\Delta\sigma_e = \rho \cdot c^2 \cdot \varepsilon' \cdot t.$$

Если $t \leq l/v$ мало, то интеграл (*) выражается как:

$$\Delta\sigma_e = \rho \cdot c^2 \cdot \varepsilon' \cdot \frac{l}{v} \cdot (**)$$

С ростом t сопротивление определится как:

Это значит, что с ростом неоднородности и вообще разрушаемого объема тела (V_0), напряжения также будут расти при постоянной скорости деформации.

Если тело бесконечно велико, то в нем при любой скорости деформации всегда найдутся неоднородности достаточно большого размера, на которых избыточное напряжение приведет к разрушению. Размер такой неоднородности равен:

$$l_0 = \frac{\sigma_{\text{раз}}}{\rho \cdot c^2} \cdot \frac{v}{\varepsilon'}. \quad (1.20)$$

В формулировках закономерностей С.Н. Журкова постоянно прослеживается вероятностный исход в зависимости от встречи неоднородностей достаточного размера.

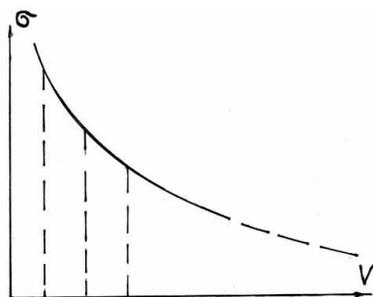
Обоснованию вероятностной концепции разрушения посвящена работа С.А. Гончарова, А.И. Дремина и др. Для использования формального математического аппарата имеются следующие основания.

1. Горные породы характеризуются изменчивостью прочностных свойств, вызываемой разнообразием минералогического состава, структурой, текстурой и трещиноватостью.

2. Прочность образцов горных пород зависит от их размеров, увеличение которых приводит к насыщению их различными дефектами, что при их испытании способствует уменьшению прочности. Условно можно считать, что при объеме образца 1 м^3 отмечается максимальная насыщенность его дефектами и при дальнейшем увеличении размеров образца породы прочность не уменьшится. На самом деле это не совсем так, поскольку, если существуют различные уровни блочности, то и плотность дефектов разная.

3. Физическая причина разрушения такой модели заключается в вероятности встречи в заданном объеме (рис. 1.8) опасного

дефекта, которому соответствует определенная



величина прочности, т.е. это констатация сущности статистической теории прочности.

Если распределение дефектов в объеме V_0 подчинено нормальному закону Гаусса или Вейбулла (могут быть и другие виды распределения), а вероятность разрушения $F(x)$, тогда вероятность неразрушения объема в m раз большего V составит:

$$P(x) = [1 - F(x)]^m \quad (1.21)$$

Рис. 1.8. Зависимость разрушающих напряжений от объема тела.

где $m=V/V_0$ и для вероятности его разрушения имеем:

$$Q(x)_m = 1 - [1 - F(x)]^m, \quad (1.22)$$

где $Q(x)_m$ – функция распределения прочности образца объемом $V=V_0*m$.

При $m=50-100$ $Q(x)_m$ стремится к распределению Гумбеля:

$$Q(x)_m = 1 - e \left\{ -e \left(\frac{x - \Psi}{\eta} \right) \right\}, \quad (1.23)$$

где Ψ и η – параметры положения и масштаба, определяемые как:

$$\psi = x + s \left(\frac{\ln \ln m + \ln 4\pi}{2\sqrt{2 \ln m}} - \sqrt{2 \ln m} \right), \quad \eta = \frac{\pi s}{\sqrt{12 \ln m}}, \quad (1.24)$$

где S – среднеквадратическое отклонение прочности;

\bar{x} – среднее значение прочности;

x – значение действующего напряжения.

Пример для расчета. При испытании образцов получены средние значения прочности на растяжение $\bar{\sigma}_p = 15$ МПа, среднеквадратическое отклонение $S = 4,0$ МПа.

Функция вероятности разрушения образцов испытываемого объема при напряжениях не больше x :

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{\frac{9x-15}{4}} e\left(-\frac{t^2}{2}\right) dt,$$

или вероятность разрушения при $x=17$ МПа составит:

$$F(x) = 0,5 + \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_0^{0,5} e\left(-\frac{t^2}{2}\right) dt = 0,69$$

при

$$t = \frac{x - \bar{x}}{s}; \quad t = \frac{17 - 15}{4} = 0,5; \quad dt = \frac{dx}{\bar{x}}.$$

Если образец по размерам в пять раз больше испытанного при том же действующем напряжении $x=17$ МПа, по (1.2) имеем вероятность его разрушения:

$$Q_{17(5)} = 1 - (1 - 0,69)^5 = 0,998.$$

Если напряжение не больше $x=9$ МПа, то:

$$F_{(9)} = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{1,5} e^{-\frac{1,5^2}{2}} dt = 0,0668, \quad t = \frac{9 - 15}{4} = 1,5.$$

При том же напряжении, но если образец в 50 раз больше ($m=50$), имеем:

$$Q_{9(50)} = 1 - (1 - 0,0668)^{50} = 0,968, (*)$$

Используя распределение Гумбеля, применительно к тем же данным, получим:

$$\psi = 15 + 4 \left(\frac{\ln \ln 50}{2\sqrt{2 \ln 50}} - \sqrt{2 \ln 50} \right) = 6,6; \eta = \frac{\pi \cdot 4}{\sqrt{12 \ln 50}} = 1,83.$$

При $x=9,0$ МПа:

$$Q_{(9)50} = 1 - e^{-e^{\frac{9-6,6}{1,83}}} = 0,976(**)$$

т.е. Q^* и Q^{**} отличаются менее чем на 1%.

Нормальный закон распределения не в полной мере отражает процесс, Гаусс не учитывает эксцесс и асимметрию, чего лишен закон Вейбулла, хорошо согласующийся с критерием разрушения Гриффитса:

$$\sigma = \sqrt{\frac{2EU_s}{\pi \cdot l}}, \quad (1.25)$$

где σ – разрушающее напряжение;

E – модуль упругости;

U_s – энергия на единицу площади; l – полудлина трещины.

Так как трещин в породе много, они разные по размерам и распределены случайным и независимым образом, то прочность

образца зависит от дефекта наибольших размеров. Тогда функция распределения плотности вероятности по Вейбуллу равна:

$$F(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x-\mu}{\beta}\right)^k}, \quad (1.26)$$

где x – текущее напряжение;

μ – крайняя левая граница прочности;

β – параметр масштабного фактора;

k – коэффициент однородности материала, принимающий значения 1÷4.

Задача сводится к определению μ, β, k при известных S (среднеквадратичных отклонениях), а также асимметрии.

Коэффициент однородности определяется приравниванием теоретически вычисленного коэффициента асимметрии A_T и вычисленного A_r с учетом гамма-функции $\Gamma(x)$ вида:

$$\Gamma(x) = \int_0^{\infty} e^{-t} \cdot t^{x-1} dt, t = \frac{x-a}{s} \quad (1.27)$$

$$A_T = A_r = \frac{\Gamma\left(1 + \frac{3}{k}\right) - 3\Gamma\left(1 + \frac{2}{k}\right) \cdot \Gamma\left(1 + \frac{1}{k}\right) + 2\Gamma^3\left(1 + \frac{1}{k}\right)}{\Gamma\left(1 + \frac{2}{k}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{k}\right)} \quad (1.28)$$

Из (1.28) определяется «к» и затем величина масштабного фактора β . Соотношение (1.28) решается итерациями на компьютере до $A_r = \mu_3/S^3$.

$$\beta = \frac{S}{\left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{k}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{k}\right)\right]^2} = S \cdot B(k),$$

$$B(k) = \frac{1}{\left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{k}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{k}\right)\right]^2}.$$

Значение крайнего левого предела соответствует:

$$\mu = \bar{x} - \beta \cdot \Gamma\left(1 + \frac{1}{k}\right) = \bar{x} - S \cdot C(k),$$

$$C(k) = \Gamma\left(1 + \frac{1}{k}\right) B(k),$$

$$B(k) = \frac{\Gamma\left(1 + \frac{1}{k}\right)}{\left[\Gamma\left(1 + \frac{2}{k}\right) - \Gamma^2\left(1 + \frac{1}{k}\right)\right]^2}.$$

Приведем пример с ранее показанными данными.

$\sigma=15$ МПа, $S=4$ МПа, $A_T=-0,02$. Имеем $K=3,687$; $B(K)=3,671$; $C(K)=3,312$.

$\beta=14,7$ МПа; $\mu=1,75$ МПа.

$$F(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x-1,75}{147}\right)^{3,687}}.$$

При $x=9$ МПа, $F(x)=0,0712$ и вероятность разрушения равна:

$$Q_{50(9)}=1-(1-0,0712)^{50}=0,975.$$

Сравнение полученного значения с ранее вычисленным значением вероятности свидетельствует об их равенстве.

Приведенные выше вычисления вероятности разрушения под действием указанных напряжений относятся к образцам с различными размерами и, следовательно, различной прочностью, что свидетельствуют об известном масштабном эффекте.

Проявление масштабного эффекта заключается в том, что с ростом энергии нагружения изменяется соотношение между размерами зон разрушения и размерами самой неоднородности, чем и характеризуется горная порода. Имеющиеся экспериментальные результаты показывают, что размер образца влияет на его прочность, о чем, собственно, и говорят вычисления при вероятностном подходе. Природа этого явления определяется в основном статистическими причинами, т.е. в большем объеме больше вероятность присутствия дефектов.

Однако эта связь выполняется до определенного предела, пока число дефектов на единицу объема образца не достигнет предельной

величины, характерной для данной породы. Прочность изменяется с объемом в соответствии с соотношением:

$$\sigma \approx V^{-\frac{1}{m}}, \quad (1.29)$$

где $m=12$ для прочности на сжатие и $m=6$ – при растяжении.

Таким образом, получается, что при сжатии зависимость прочности от объема более слабая. Это можно объяснить тем, что часть дефектов находится в зажатом состоянии и не развивается. При растяжении, наоборот, поле напряжений способствует развитию дефектов.

Возникает вопрос, а каким является предельный размер образца, когда начинает падать прочность? Анализ показывает, что он составляет около 10 см, т.е. соответствует размеру образца, или несколько его превышает.

При одноосном растяжении разрушение агрегата, например, трещиноватого массива с элементами различной прочности, рассматривается как разрушение наиболее слабого элемента из всего

их многообразия соединенных последовательно. Прочность такого агрегата оказывается переменной и зависящей от объема:

$$\sigma_v = \sigma_{\min} + \frac{A}{N^n}, \quad (1.30)$$

где n – число элементов (блочность массива); A – константа.

При трехосном сжатии разрушение аналогичного агрегата рассматривается уже как одновременное разрушение параллельно соединенных элементов. Такая концепция означает, что прочность агрегата не зависит от объема образца и равна средней прочности элементов.

1.4. Структура разрушения

Под разрушением обычно понимается распад твердого тела на не связанные между собой отдельные части. В инженерной практике встречаются два случая разрушения: разрушение безграничного пространства и разрушение тел ограниченных размеров. Если в

первом случае результат непредсказуем, то во втором – предсказать результат можно и при этом геометрия тела и уровень напряжений будут играть главную роль.

Растягивая стержень с небольшой скоростью, во избежание проявления сил инерции, можно установить, что по достижении определенной величины, растягивающие напряжения разорвут стержень **точно в одном месте**.

Распределение напряжений по длине стержня равномерное, т.е. они одинаковы, но разрыв наступает только в одном месте и это место непредсказуемо. Ясно, что в месте разрыва существовал дефект, но знать эти места – задача невыполнимая, поскольку местоположение точки равновероятно по всей длине стержня, хотя возможно предположение о числе таких мест ослабления. Например, в эксперименте А.Н. Ханукаева, когда при взрывании на торце стержня из оргстекла от его свободного конца отрывалось N кусков, чему способствовало соотношение:

$$N = \frac{[\sigma]}{\sigma_z}, \quad (1.31)$$

где σ_z – максимальное растягивающее напряжение, зависящее от массы заряда и уменьшающееся от центра заряда с расстоянием; $[\sigma]$ – предел прочности материала на разрыв.

Вероятная длина каждого куска может быть установлена по формуле:

$$l_k = \frac{\lambda}{2N} \text{ или } \frac{\lambda[\sigma]}{2 \cdot \sigma_z}, \quad (1.32)$$

где λ – длина волны, зависящая от T-периода и амплитуды колебаний.

Если считать верным, что $[\sigma]$ отрыва меньше любых других напряжений, то волна напряжений должна пройти путь:

$$r = 2W; \quad W = \frac{r}{2}, \quad (1.33)$$

где W – линия наименьшего сопротивления.

Для относительно монолитного образца от его торца оторвется 1 кусок равный W . Задаваясь размером кондиционного куска l , например, по ширине ковша экскаватора, найдем:

$$N_3 = \frac{W}{l}. \quad (1.34)$$

Чтобы получить подобный результат, нужно, чтобы напряжение было равно:

$$\sigma_z = N_3 \cdot [\sigma_{от}]. \quad (1.35)$$

Следовательно, распределение мест ослаблений по длине стержня – явление случайное. Задачу можно поставить иначе: какое количество слабых мест имеется на длине стержня в момент разрушения, а мерой слабости является отклонение от средних напряжений, разрушающих стержень. Для расчета параметров разрушения В.И. Родионов, В.М. Цветков и А.И. Сизов рекомендуют следующие основные зависимости.

1. Развиваемое напряжение растяжения при малом времени воздействия:

$$\Delta\sigma_{yy} = \rho C^2 \cdot e_{yy}, \quad (1.36)$$

где ρ – плотность материала; C – скорость продольной волны в материале; e_{yy} – деформация сдвига.

2. Деформация сдвига, соответствующая девиаторной (сумма диагональных элементов) составляющей и связанная с осевой деформацией U_{xx} :

$$e_{yy} = \frac{1}{3}(U_{yy} - U_{xx}) = -\frac{1-\nu}{3}U_{xx}, \quad (1.37)$$

где U_{yy} U_{xx} – деформации по осям; ν – коэффициент Пуассона.

$$\Delta\sigma_{yy} = -\rho C^2 \cdot \frac{1+\nu}{3}U_{xx} = \frac{\bar{U}_{xx} \cdot E}{6}. \quad (1.38)$$

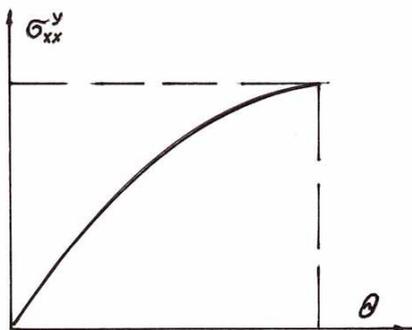
где \bar{U}_{xx} – средняя деформация.

3. Минимальный размер неоднородности при данном напряжении:

$$l_0 = V \cdot \theta. \quad (1.39)$$

4. Расстояние между неоднородностями, находящимися под напряжением:

$$L_0 = l \left(\frac{\pi \cdot Q_m}{2} \right)^{\frac{1}{3}}. \quad (1.40)$$



В такой постановке количество слабых мест разной меры слабости на длине стержня, определяет статистический разброс

показателя прочности. Очевидно все дело в структуре твердого тела.

В.И. Родионовым модель твердого тела представляется с неоднородностями, на которых при постоянной скорости нагружения возникает свое избыточное над средним напряжение, зависящее от размера неоднородности.

При постоянной скорости деформации упругое напряжение σ_{xx}^y возрастает со временем θ , (рис. 1.9) до момента разрушения. Это время позволяет разделить неоднородности на две группы:

- 1) на мелких неоднородностях с размерами $l \leq V\theta$, (V – скорость релаксации напряжений, выступает в виде константы), напряжения достигают своего предельного значения при $t=\theta$:

Рис. 1.9. Изменение напряжений со скоростью деформации.

$$\Delta \sigma_{xx} = \frac{1}{3} \frac{\sigma_{xx}^y \cdot (\theta)}{\theta} \cdot \frac{l}{V}. \quad (1.41)$$

2) на крупных неоднородностях с размерами ($l \gg V\theta$) напряжения все время растут вместе со средним напряжением:

$$\Delta\sigma_{xx} = \frac{1}{3}\sigma_{yy}(\theta). \quad (1.42)$$

Из сопоставления (1.41) и (1.42) следует, что минимальный размер неоднородности l_0 , где $\Delta\sigma_{xx} = 1/3\sigma_{yy}$ составляет:

$$l_0 = V\theta. \quad (1.43)$$

Разрушение твердого тела начнется там, где суммарное напряжение достигнет предела прочности:

$$\sigma_{yy} + \Delta\sigma_{xx} = \sigma_u, \quad (1.44)$$

где σ_u – истинная прочность.

Элемент неоднородности l_0 можно рассматривать как ее элемент (т.е. он внутренне однороден). Если твердое тело имеет n неоднородностей их размеры растут, то их количество быстро уменьшается:

$$n = \frac{2}{\pi \cdot Q_m} \cdot \frac{1}{l^3}, \quad (1.45)$$

где l^3 – объем неоднородности; Q_m – добротность тела, рассчитанная, например, по поглощению поверхностных и объемных волн.

Размер $L \gg l_0$, т.е. состоит из нескольких элементов, в этом случае максимальное избыточное напряжение будет иметь место на всех неоднородностях $l > l_0$.

Концентрация предельных напряженных неоднородностей в объеме, где $L \gg l_0$, фактически определено концентрацией (количеством) неоднородностей размером l_0 , т.е.:

$$n_0 = \frac{2}{\pi Q_m} \cdot \frac{1}{l_0^3}. \quad (1.46)$$

Откуда:

$$n_0 \cdot l^3_0 = \frac{2}{\pi Q_m}, \quad (1.47)$$

Здесь n_0 – число неоднородностей в единице объема, тогда пространство, приходящееся на одну неоднородность размером l_0 равно:

$$\frac{1}{n_0} = L^3_0 = \frac{\pi \cdot Q_m}{2} \cdot l^3_0, \quad (1.48)$$

или

$$\left(\frac{L_0}{l_0} \right)^3 = \frac{\pi \cdot Q_m}{2}, \quad (1.49)$$

где L^3_0 – объем пространства.

Если сечение стержня $S=L^2_0$, то расстояние между неоднородностями по длине стержня будет в среднем равно L_0 :

$$L_0 = l_0 \left(\frac{\pi Q_m}{2} \right)^{\frac{1}{3}}. \quad (1.50)$$

Из (1.50) следует, что чем больше добротность Q_m , тем меньше число неоднородностей.

Рассмотрим два случая применительно к сечению стержня:

а) диаметр стержня много меньше l_0 , тогда избыточное напряжение по сравнению со средним напряжением мало, так как $\theta = l_0 \gg d$:

$$\Delta \sigma_{xx} = \frac{1}{3} \sigma_{xx}^y \leq \sigma_{xx}^y. \quad (1.51)$$

В этом случае структура неоднородности не может себя проявить, а сам случай является примером медленного деформирования, когда напряжения на неоднородностях не успевают релаксировать. При низкой добротности Q_m и больших размерах тела, возможно течение тела при напряжениях ниже средних (явление крипа);

б) диаметр стержня много больше размера неоднородности, т.е. $d \gg l_0$ или при большой скорости деформации, в этом случае:

$$\Delta\sigma_{xx} = \frac{1}{3}\sigma_{xx}^y. \quad (1.52)$$

Разрушение тела обусловлено тем, что на неоднородностях напряжения достигли предела прочности:

$$\sigma_u = \sigma_{xx}^y + \frac{1}{3}\sigma_{xx}^y, \quad (1.53)$$

– если концентрация неоднородностей мала, а добротность Q_m велика, то неупругие напряжения малы и стремятся к 0 и, следовательно:

$$\sigma_{xx} = \sigma_{xx}^y = \frac{3}{4}\sigma_u, \quad (1.54)$$

– если концентрация неоднородностей велика, и Q_m – мало, при быстром нагружении работают все неоднородности от l_0 и до d , то суммарное напряжение σ_{xx} будет приближаться по величине к напряжению на неоднородности σ_u .

Отсюда следует, что при увеличении скорости нагружения возникает представление об увеличении предела прочности. На

самом деле причина заключается в кинетике разрушения тела, а именно, связана с его структурой.

Рассмотрение структур напряженных неоднородностей на стадии подготовки разрушения показывает, что при заданной скорости нагружения происходит выделение неоднородностей одного размера. Отмеченное выше позволяет сделать вывод: **«Каждой скорости нагружения соответствуют неоднородности своего размера, т.е. при деформировании тела наступает упорядочение структуры в смысле распределения неоднородностей по размерам».**

Для описания распределения размеров кусков при дроблении используется много законов, в том числе Розина–Рамллера и Вейбулла:

$$\frac{V}{V_0} = e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n}, \quad (1.55)$$

где V/V_0 – часть объема, раздробленного на куски более X ; X_m и n – параметры распределения.

В дифференциальной форме (1.55) может быть представлено в виде:

$$\frac{dV}{V_0} = n \cdot \left(\frac{x}{x_m}\right)^{n-1} e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n} d\left(\frac{x}{x_m}\right). \quad (1.56)$$

Знак минус опущен, так как он не имеет значения, речь идет об убывании мелочи или крупных кусков, т.е. dV или $d(V_0 - V)$. Если заменить объем количеством, т.е. dV/V на $x^3 dN$, то при $n \geq 1$ получим:

$$\frac{x^3 dN}{dx} = \frac{1}{x_m} e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n}. \quad (1.57)$$

Для мелких фракций ($x \ll x_m$) получим выражение еще проще:

$$\frac{x^3 dN}{dx} = \frac{1}{x_m}. \quad (1.58)$$

При отсутствии у твердого тела структуры, минимальный размер частиц ничем не ограничен (вплоть до размера атома), т.е. на образование мелочи расходуется львиная доля энергии. При отсутствии ограничения в размерах частиц энергия дробления должна возрастать до бесконечности, что противоречит закону сохранения энергии.

Поскольку в твердом теле со структурой имеют место соотношения (1.58) и (1.59), то при неоднородности размером l_0 и их равномерном распределении в теле, на каждую из них приходится объем, равный $L^3_0=1/n$, а расстояние между ними равно L_0 . На этих расстояниях и начнется разрушение.

Введением минимального куска путем умножения обеих частей (1.58) на L_0 можно получить:

$$\frac{x^3 dN}{\frac{dx}{L_0}} = \frac{L_0}{x_m}. \quad (1.59)$$

После рассеивания дробленой массы по величине L_0 , (1.59) предстанет при $x_i = iL_0$, ($i=1,2,\dots$) в виде:

$$x_i^3 \cdot N_i = \frac{L_0}{x_m}. \quad (1.60)$$

В (1.60) правая часть представляет собой объем фракций, а левая – вероятность образования кусков разного размера, причем она одинакова, значит L_0/x_m является вероятностью образования кусков размером L^3_0 . Обратная величина вероятности означает количество фракций в результате разрушения:

$$\sum x_i^3 N_i = \frac{L_0}{x_m} \cdot m = 1. \quad (1.61)$$

откуда: $x_m/L_0 = m$ – число фракций.

Если разрушаемый объем небольшой, возможно непредставительное распределение фракций, и для того, чтобы оно было представительным, объем максимального куска должен быть

равен $x_m^3 = (mL_0)^3$. Следовательно, все фракции должны быть объемом не меньше, чем

$$x_i^3 N_i \geq (mL_0)^3. \quad (1.62)$$

При числе фракций m необходимый объем образца для определения гранулометрического состава должен быть равен:

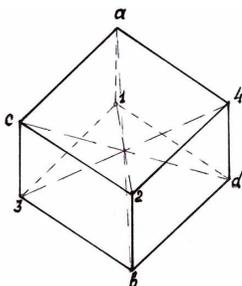
$$V \geq m(mL_0)^3 = m^4 \cdot L_0^3. \quad (1.63)$$

Поскольку l_0 и L_0 зависят от скорости нагружения, то объем испытуемого образца нужно изменять в зависимости от скорости деформации в соответствии с (1.63).

Процесс разрушения можно трактовать как процесс разрастания трещин до их взаимного смыкания или пересечения, если считать, что на каждой неоднородности l_0 зарождается одна трещина, случайным образом ориентированная в пространстве.

Связь между крупными и мелкими отдельностями,

полученными при разрушении очевидна: крупная отдельность образуется в той части тела, где не смогли сформироваться мелкие. Значит, отдельности формируются в определенном порядке – от мелких к крупным. При этом мелкие отдельности образуются чаще (с большей вероятностью), чем крупные, т.е. они как бы мешают образованию крупных неоднородностей.



Из (1.63) следует, что структура тела имеет отдельность минимального размера L_0 и вероятность дробления на куски одного размера составит $1/m=L_0/x_{max}$.

Оценим вероятность образования отдельности минимального размера. Если условно отдельность имеет форму куба (рис. 1.10), то любая трещина располагается в одной из трех взаимно перпендикулярных плоскостей.

Рис. 1.10. Схема к определению вероятности

Трещины будут исходить из всех углов напряженности. Например, из точки 3 могут исходить трещины плоскостей 3С2В, С3А1, 31ДВ, но вероятность того, что они будут полезными, в смысле отделения

куска, составит $1/3$. Значит образование четырех граней возможно с вероятностью:

$$P = \left(\frac{1}{3}\right)^4 = \frac{1}{81}; \quad (1.64)$$

следовательно, вероятность образования каждой фракции одинакова и составит:

$$x^3_i N_i = \frac{1}{81}. \quad (1.65)$$

Понятно, что цифра 81 получена условно, ее происхождение, как 3^4 показывает путь решения задачи.

1.5. Влияние скорости деформации на результаты разрушения

Характер роста трещин, как процесс быстро протекающий, лучше наблюдать на моделях. В работе В.И. Родионова материалом модели служила канифоль, которая при определенных температурах разрушается хрупко, кроме того, она полупрозрачна.

Опыты проводились на образцах диаметром 60 мм и высотой 120 мм. Чтобы исключить ускорение деформирования, имелся пластический ограничитель из алюминия, при этом образец оказывался внутри него. Для сдерживания поперечного расширения образца его помещали в обойму из алюминия, тогда можно обойтись без ограничителя сверху.

Деформация регистрировалась по перемещению подвижной плиты индикатором часового типа. Образец имел параметры: $\rho=1,08 \text{ г/см}^3$, $C_p=2,37 \text{ км/с}$, $C_s=1,04 \text{ км/с}$.

При скорости деформации $5 \cdot 10^{-6} \text{ 1/с}$ первые трещины появлялись при деформациях 0,01–0,02 и вместе с этим начиналось шелушение образца, т.е. отслоение чешуек до 1 мм и толщиной 0,1 мм. Полное разрушение наступало при достижении 10–15% деформации. Эти опытные данные позволяют оценить некоторые параметры разрушения.

1. Время нагружения до начала разрушения, т.е. до появления первых трещин. Они появились при деформации $U_{xx}=0,01-0,02$, в среднем $U_{xx}=0,015=1,5 \cdot 10^{-2}$. В этом случае время деформации составит:

$$\theta = \frac{U_{xx}}{v_1} = \frac{0,015}{5 \cdot 10^{-6}} = 3 \cdot 10^3 \text{ с.}$$

2. Напряжение растяжения на берегах трещины:

$$d\Delta\sigma_{yy} / dt = \rho C^2 e'_{yy} - v \cdot \Delta\sigma_{yy} / l;$$

$$e_{yy} = U_{yy} - \frac{1}{3}(U_{xx} + 2U_{yy}).$$

При $v=\text{const}$, имеем:

$$\Delta \cdot \sigma_{yy} = \rho C^2 e'_{yy} \frac{l}{v} \left[1 - e^{-\frac{vt}{l}} \right],$$

при $t \rightarrow 0$, имеем:

$$\Delta \sigma_{yy} = \rho C^2 e_{yy}.$$

Девиаторная деформация e_{yy} (сумма деформаций по большим диагоналям $\Sigma e=0$) может быть выражена через осевую U_{xx} при известной связи $U_{yy} = -\nu U_{xx}$:

$$e_{yy} = \frac{1}{3}(U_{yy} - U_{xx}) = -\frac{1+\nu}{3}U_{xx},$$

где e_{yy} - характеризует деформации сдвига.

Напряжения выражаются как:

$$\Delta \sigma_{yy} = -\rho C^2 \frac{1+\nu}{3} U_{xx} = \frac{U_{xx} E}{6}.$$

Для данного испытания, когда $E = 3 \cdot 10^3$ МПа оно равно:

$$\Delta\sigma_{yy} = \frac{1,5 \cdot 10^{-2} \cdot 3 \cdot 10^9}{6} = 7,5 \cdot 10^6 \text{ МПа} .$$

Минимальный размер неоднородности составит:

$$l_0 = v\theta = 2 \cdot 10^{-8} \cdot 3 \cdot 10^3 = 6 \cdot 10^{-5} \text{ м}$$

при скорости релаксации напряжений $v = 2 \cdot 10^{-8}$ м/с.

Если добротность Q_m – есть показатель концентрации напряженностей в теле, то так как образец канифоли выплавлялся, то у него таких неоднородностей было немного, т.е. Q_m была велика и имела порядок 10^3 , (например, в нижней мантии Земли она примерно равна $2 \cdot 10^3$). Тогда, согласно сказанному выше, имеем:

$$L_0 = l_0 \left(\frac{\pi Q_m}{2} \right)^{\frac{1}{3}}, \quad l_0 \left(\frac{\pi Q_m}{2} \right)^{\frac{1}{3}} = l_0 \left(\frac{3,14}{2} \cdot 10^3 \right)^{\frac{1}{3}} \cong 12,5\%$$

$$L_0 = 12,5 \cdot l_0 = 6 \cdot 10^{-5} \cdot 12,5 \cong 7,5 \cdot 10^{-4} \text{ м} = 0,75 \text{ мм}.$$

Эта величина почти равна величине чешуек, откакивающих от боковых поверхностей образца.

При опытах с боковым подпором нагружение образца производили при скоростях деформации $3 \cdot 10^{-6}$ 1/с, назовем ее малая, и $90 \cdot 10^{-6}$ 1/с (большая). Так как скорости отличались в 30 раз, различие в разрушении оценивалось по величине кусков. Разрушенные образцы просеивались через сита с отверстием x_i , а результаты представлены в табл. 1.1.

Таблица 1.1

x_i , мм	40	20	15	10	7	4	2,5	1,6	1,0	0,4	0,2	0,1	<0,1
m_i , г	42	54	28	91	87	64	16	26	19	21	8,9	6,0	-

$U_{xx}=3*10^{-6}$													
$m_{i,\Gamma}$	-	4,5	3,9	35	78	77	28	46	42	59	33	19	13
$U_{xx}=90*10^{-6}$													

Если воспользоваться законом Вейбулла и построить график в осях $\lg \lg m_0 / m_x$ и $\lg x$, то можно определить x_m и n для этих двух

$$\frac{m(x)}{m_0} = e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n},$$

распределений:

где m_x – масса, оставшаяся на сите (обозначим + в сравнении с размером сита), т.е. размером, большим x .

Для малых скоростей получим $x_m=13,1$ mm и $n=1,01$, для больших скоростей $x_m=3,9$ и $n=0,9$. Теперь видно, что расстояния между неоднородностями L_0 обратно пропорциональны скорости нагружения.

Изложенное выше относится к механическому разрушению. Сравним эти положения с данными О.Е. Власова и С.А. Смирнова, которые показали, что в процессе разрушения характеристики среды непрерывно меняются, т.е. возможны переходы от упругой к

пластической модели материала и обратно. Этими авторами доказано, что при приложении сжимающих напряжений возможно лишь пластическое разрушение, но это противоречит работам Г.И. Покровского,

Г. Кольского и других, которые доказывают, что при приложении сжимающих напряжений в перпендикулярном направлении, возникают касательные растягивающие напряжения, определяющие появление радиальных трещин.

О.Е. Власов и С.А. Смирнов предполагают, что хрупкое разрушение возможно лишь при обратном движении среды (откольные явления), когда сжимающие напряжения меняют знак. Г. Кольский установил, что при высоких скоростях нагружения даже чисто пластические материалы подвержены хрупкому разрушению, т.е. пластические деформации среды не происходят, а появляются радиальные трещины. В таких материалах хрупкого разрушения не наблюдается, т.к. касательные напряжения релаксируют. Чем выше скорость релаксации, тем более пластичен материал. При высоких скоростях нагружения (например, взрывном) даже в пластических

материалах касательные напряжения не успевают релаксировать, поэтому характер разрушения не отличается от хрупкого.

Квазихрупкое разрушение предполагает, что при разрушении значительная доля деформаций приходится на пластику. Тогда возможно решение задачи по определению среднего вероятного куска:

$$a = \frac{v_s \sqrt{3}}{\sqrt{D_{др}}}, \quad (1.66)$$

где v_s – критическая скорость, соответствующая пластическим деформациям, м/с; $D_{др}$ – критерий дробимости.

Известно, что средний кусок зависит от радиуса заряда, расстояния между зарядами и физико-механических показателей среды, что увязывается в соотношениях:

$$D_{др} \frac{3r_0 E}{\pi r r^6}; \quad a = v_s \cdot r^3 \sqrt{\frac{\pi \rho}{r_0 E}}, \quad (1.67)$$

где E – модуль упругости; ρ – плотность породы; r – расстояние от заряда до рассматриваемой точки, м; r_0 – радиус заряда.

Из (1.67) следует, что размер куска увеличивается с расстоянием от заряда и уменьшается с ростом радиуса заряда и его энергией, при этом зона дробления составит:

$$r_3 = \frac{4}{\sqrt{27\nu_s}} \sqrt[3]{\frac{r_0 E}{\pi \rho}}. \quad (1.68)$$

Рассмотрим известное из геомеханики и теории упругости соотношение:

$$\sigma_{\max} = \rho C_p U, (\text{г/см}^2), \quad (1.69)$$

где ρ – плотность, $\text{гс}^2/\text{м}^4$; C_p – скорость продольной волны, м/с ; U – скорость смещения (м/с).

Модель твердого тела Максвелла выглядит так:

$$\frac{d\sigma}{dt} = \rho \cdot C_s \cdot \varepsilon' - \frac{\sigma}{\tau}, \quad (1.70)$$

где C_s – скорость поперечной волны сдвига; ε' – скорость деформации, т.е. $d\varepsilon/dt$.

Исследование размерности (1.69) и (1.70) показывает, что для первого она соответствует г/см^2 , а для второго – г/см , т.е. усилие распределено по $\Delta\sigma_l = \rho \cdot C_s^2 \cdot \varepsilon' \cdot t$, длине. Соотношение (1.70) можно преобразовать к виду:

$$(1.71)$$

при этом $t=l/v$; v – скорость релаксации.

Из (1.71) следует, что чем больше размер неоднородности, тем выше напряжение при заданной скорости деформации. Если тело

велико, то в нем при любой скорости деформации всегда найдутся неоднородности большого размера, на которых избыточное напряжение приведет к разрушению. Если это избыточное напряжение соответствует:

$$\sigma_u = \rho \cdot C_s^2 \cdot \varepsilon' \cdot \frac{l_0}{v}, \quad (1.72)$$

то минимальный размер неоднородности равен:

$$l_0 = \frac{\sigma_u}{\rho \cdot C_s^2} \cdot \frac{v}{\varepsilon'}. \quad (1.73)$$

Таким образом, при постоянной скорости деформации среди параметров твердого тела появляется параметр с размерностью длины, и твердое тело утрачивает свое безразличие к масштабу.

Из (1.73) следует, что для всякого твердого тела конечного размера можно подобрать такую низкую скорость деформации, при

которой оно не будет разрушаться, т.е. наблюдается явление крипа из-за релаксации напряжений.

При высокой скорости деформации дополнительные неупругие напряжения, складываясь с упругими, приводят к увеличению жесткости тела, а иногда и к увеличению эффективной прочности, но это не является динамической прочностью.

1.6. Разрушение как процесс

Известно, что различие между твердым телом, жидкостью и газом в аспекте разрушения, состоит в сопротивлении тела формоизменению при воздействии внешних сил, а само разрушение соответствует понятию распада тела на не связанные между собой куски. Этот факт должен быть обусловлен наличием кристаллической решетки, каждая частица которой в твердом теле имеет строго определенное положение.

Размеры кусков при разрушении могут оказаться различными по величине. На практике тело в виде балки при изгибе ломается в

одном месте, при сжатии скалывается тоже по одной плоскости. Создается впечатление, что геометрия тела и его напряженное состояние играют главную роль в разрушении, а структура тела не оказывает влияния на его результаты.

Но это не так. Например, если растягивать или сжимать стержень твердого тела, то по длине L у стержня в любом месте его

$$\sigma = \frac{P}{F}.$$

сечения F будет одинаковое напряжение:

Но разрушение произойдет только в одном месте, и в общем не ясно в какой именно точке по оси $L(x)$. Ясно, что точка разрушения находилась в сечении, где были дефекты или дислокации. Какие это дефекты?

Дефекты кристаллической структуры имеются в виде микропор и микротрещин. Такие дефекты подразделяются на точечные и линейные. Точечные – это вакансии, т.е. не занятые узлы кристаллической решетки или какие-либо внедрения чужеродных

атомов или ионов. Линейные – это дислокации или смещения одной части кристалла относительно другой.

Дислокации в зависимости от их размеров могут быть в виде трещин и не обязательно, но чаще всего должно способствовать образованию зародышей таковых. Такой ход событий возможен, когда дефекты взаимодействуют между собой при смещении и выходят на поверхность кристалла.

Благодаря наличию дефектов и тому подобным ослаблениям, реальная прочность твердого тела на несколько порядков меньше

$$[\sigma_{\varphi}] = \frac{[\sigma_T]}{10^n}.$$

теоретической:

Горные породы, как известно, могут быть мономинеральными и полиминеральными. При разрушении мы можем встретить обе ситуации, поэтому процесс дезинтеграции усложняется. Для мономинеральных пород разрушение происходит в двух случаях:

- разрушаются межкусталлические связи, так как они всегда слабее связей внутри кристалла;
- разрушаются кристаллы, если дислокации в них велики и множественны.

Для полиминеральных пород картина другая:

- разрушение происходит в межзерновом слое;
- разрушение в более слабых зернах (минералах);
- разрушение в любом по крепости минерале при большой концентрации дефектов.

В зависимости от степени полиминеральности и свойств различных минералов можно использовать разные способы разрушения, например, если минералы заметно отличаются по объемным коэффициентам расширения, то можно использовать изменение температуры (нагрев или охлаждение). Если межзерновые слои обладают электрической проводимостью, то лучше применить электрический способ в виде формирования разряда.

В полиминеральных породах вероятность появления дефектов в местах контактов между зернами выше, чем в самих зернах. Имеются свидетельства, что плотность (количество) дислокаций в кристаллах может составлять $10^2 \div 10^{12}$ на 1 см^2 . Чем их больше, тем слабее горная порода и тем выше в них могут быть пластические деформации.

Допуская наличие в твердом теле хотя бы одного ослабления, правомерно и допущение о большем их количестве. Какое

количество слабых мест имеется в твердом теле, и чем оно определяется? Чем определяется мера слабости?

Пользуясь статистикой, можно предположить, что мерой слабости является отклонение от средних напряжений, разрушающих напряжений. Количество слабых мест разной меры слабости на длине стержня определит статистический разброс показателя его прочности. Если теперь определить меру слабости для стержня другой формы образца, то окажется, что она будет разной.

Разрушение горной породы находит свое применение при:

- отделении от массива механически с помощью экскаваторов, стругами, бурении и т.п., при взрывании, тепловом и физическом воздействии;
- дроблении, измельчении в обогащательном и гидрометаллургическом переделе способами механического измельчения, либо физическими и электромагнитными методами;
- расчленении массива при наличии обнажений за счет преодоления внутренних напряжений. Здесь имеется в виду потеря устойчивости.

1.7. Сопротивляемость горных пород разрушению

Методы механики сплошной среды (теории упругости) и классических теорий прочности и другие концепции разрушения предполагают необходимость соблюдения различных условий для реализации процесса разрушения, среди них:

- уровень предельных напряжений и деформаций одновременно;
- одновременное выполнение условия наличия предельных нормальных и касательных напряжений;
- энергетический уровень разрушения, т.е. обеспечение условий накопления энергии в единице объема.

Все известные теории разрушения и критерии учитывают реальное состояние горных пород, т.е. наличие в них дефектов, дислокаций, трещин и других очагов разрушения.

Тот факт, что горные породы состоят из сцементированных частиц, обеспечивает наличие дефектов разного уровня, и, значит, они должны определять процесс разрушения. В этом случае прочность горных пород в основном обусловлена количеством, размером и ориентацией дефектов. В этом предположении разрушение – есть рост и распространение трещин, начиная от дефекта. Прочность тогда объясняется способностью тормозить рост магистральных трещин.

Критериями раскрытия трещин являются так называемые критические коэффициенты интенсивности напряжений «К» и критическое раскрытие трещины δ_c , то есть разрушающее смещение.

При наличии концентратора напряжений, хрупкие материалы имеют ничтожные по величине пластические деформации. Для этих материалов критерием сопротивляемости разрушению служит коэффициент интенсивности напряжений «К», который для плоского напряженного состояния удовлетворяет соотношению:

$$K = \sqrt{E \cdot G}, \quad (1.74)$$

где E – модуль упругости; G – удельная энергия разрушения у конца трещины, кг/см.

В свою очередь эта сила G , способствующая распространению трещины, выражается соотношением Гриффитса:

$$G = \frac{\pi \cdot \sigma^2 \cdot l}{E}, \quad (1.75)$$

где σ – приложенное напряжение; l – полудлина трещины.

Разрушение будет необратимым (быстрым), когда поток энергии превысит удельную энергию образования поверхности трещины, тогда этому состоянию соответствует критическая сила G_c , а из (1.75) следует, что:

$$\sigma_{\text{нест}} = \sqrt{\frac{E \cdot G_c}{\pi \cdot l}}. \quad (1.76)$$

В начале трещины, у ее кончика должна быть зона пластических деформаций, благодаря чему возможно расхождение ее берегов без роста l . Это явление называют раскрытием трещины, и оно имеет параметр δ_c , который также может быть использован в качестве критерия сопротивления породы разрушению.

Известно, что теория разрушения Гриффитса базируется на предположении о наличии в хрупких материалах, в том числе и горных породах, случайно ориентированных дефектов (трещин), в

вершинах которых под действием нагрузок создается концентрация напряжений, вызывающая разрушение.

В ходе различных технологических процессов горные породы подвергаются сжимающим нагрузкам. Различная ориентация дефектов в сочетании с такими усилиями, обеспечивают качественную и количественную структуру разрушения.

Если в оргстекле сделать пропи́л, ориентированный под углом θ к действующей нагрузке P (рис. 1.11), то при $\theta=30, 45, 60^\circ$ будет происходить изменение критической нагрузки разрушения $P_{кр}$. Опыты показали, что величина критической нагрузки меняется в зависимости от θ и ее минимум приходится на 45° (рис. 1.12), а также ее величина уменьшается с ростом скорости нагружения (V кН/мин) (рис. 1.12).

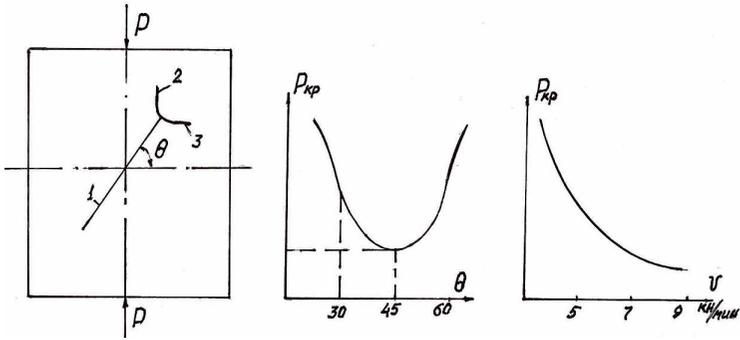
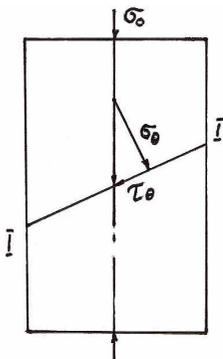


Рис. 1.11. Схема к выявлению качественной картины развития трещин.



Качественная картина разрушения выглядит следующим образом (рис. 1.12). Новая трещина 2 сначала развивается перпендикулярно имеющейся трещине 1, а затем поворачивается и становится

параллельной действующему усилию P . Из вершины трещины возникает новое ответвление 3 через некоторое время после роста трещины 2. При этом трещина 3 стремится к раскрытию.

Рис. 1.12. Схема к определению величины

Количественные соотношения вытекают из рис.

1.12. Здесь дефект I-I – узкая закрытая трещина.

Влияние нагрузки σ_0 почти не наблюдается. Если ее разложить на составляющие, то σ_θ сжимает берега трещины, а ее рост может быть обеспечен только касательными напряжением τ_θ . Касательное напряжение τ_θ может оказаться максимальным при условии:

$$\tau_{\theta \max} = \frac{\sigma_0}{2 \sin 2\theta}, \quad (1.77)$$

т.е. при $\theta=45^\circ$.

Поэтому ориентация трещины под углом в 45° приводит к разрушению при минимальных нагрузках.

Рассматривая вершину и возможность роста трещины, следует заметить, что расхождение берегов обусловлено действием пластических деформаций. Параметр δ_c (критическое раскрытие трещины) есть интегральная характеристика пластической деформации у вершины трещины, она должна быть связана с работой разрушения и тогда δ_c можно использовать для энергетической оценки процесса разрушения различных горных пород.

Общая энергия разрушения состоит из энергий, идущих соответственно на хрупкую и пластическую деформации:

$$W_{об} = W_{р} + W_{пл}. \quad (1.78)$$

Эти части соответственно равны:

$$W_{р} = \gamma \cdot S, \quad (1.79)$$

где S – площадь разрушения единичного скола, см^2 ; γ – удельная поверхностная энергия разрушения, связанная с величиной критического раскрытия:

$$\gamma = \sigma_0 \cdot \delta_c / 2, \quad (1.80)$$

где σ_0 – предел прочности.

Тогда энергия на хрупкую деформацию равна:

$$W_{\text{хр}} = \frac{\sigma_0 \cdot \delta_c \cdot S}{2}. \quad (1.81)$$

Удельная энергия разрушения у вершины трещины составит:

$$G = \delta_c \cdot \sigma_0, \quad (1.82)$$

а радиус пластической зоны можно выразить как:

$$r_p = \frac{E \cdot G}{2\pi \cdot \sigma^2_0}. \quad (1.83)$$

Из (1.82) и (1.83)

зона

пластической деформации равна:

$$r_p = \frac{E \delta_c}{2\pi \cdot \sigma_0}. \quad (1.84)$$

Энергия пластической деформации связана с радиусом зоны соотношением:

$$W_{\cdot} = \frac{E \cdot \delta^2 c t}{4\pi}, \quad (1.85)$$

где t – толщина протяженности пластической зоны в направлении, перпендикулярном ее радиусу.

Общая энергия разрушения при статическом воздействии равна:

$$W_{\text{об}} = \sigma_0 \cdot \delta_c \cdot \frac{S}{2} + \frac{E \cdot \delta_c^2 \cdot t}{4\pi}. \quad (1.86)$$

Вместе с тем известно, что процесс разрушения зависит от скорости приложения нагрузки, и при больших скоростях наблюдается упрочнение тела. В реальных условиях для разрушения объема горной породы недостаточно создать в нем критические напряжения, необходимо его зафиксировать в течение

определенного времени, при этом, чем он короче, тем выше должно быть напряжение.

Исполнительные органы горных машин и механизмов по эффективности выбираются на основе оценки энергоемкости разрушения. Такая оценка отражает корреляционную связь между одним показателем производственного процесса (затраты энергии) и эффектом разрушения, но только для конкретного породоразрушающего инструмента и при определенных режимах работы исполнительного органа.

Разрушение горных пород – это процесс образования новых поверхностей, т.е. многократного роста и пересечения трещин. Формирование кусков, каждый из которых, согласно принципу П. Кюри, обладает двумя видами энергии – объема и поверхности.

Согласно гипотезе П.А. Ребиндера общая энергия при дроблении твердых тел расходуется на их деформацию и образование новых поверхностей:

$$A = K_1 \frac{\sigma_r^2}{2E} \cdot V + \sigma_s \cdot S, \quad (1.87)$$

где σ_r – прочностная характеристика;

V – объем разрушения;

σ_n – плотность поверхностной энергии;

S – вновь образованная поверхность;

K_1 – коэффициент пропорциональности, с размерностью МДж/м³.

Эти две составляющие в (1.87) не равнозначны и их соотношение зависит от хрупко-пластической характеристики породы.

1.8. Законы дробления

Образование новых поверхностей при дезинтеграции породы процесс достаточно энергоемкий и управляется в соответствии с несколькими законами.

Закон Риттингера (1867 г.) описывает связь затрат энергии и вновь образованной поверхности:

$$E = k(S_1 - S_0) = k \cdot \Delta S, \quad (1.88)$$

здесь k – некоторый коэффициент пропорциональности, имеющий размерность удельной поверхностной энергоемкости разрушения, МДж/м².

При дроблении определенного количества породы Q_0 от начального куска размером D до конечного d нужно затратить работу:

$$E = k \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) Q_0. \quad (1.89)$$

Средние диаметры кусков до и после дробления D и d можно определить как средневзвешенные:

$$d_{\text{cp}} = \frac{\sum P_i \cdot d_i}{\sum P_i}, \quad (1.90)$$

где P_i – весовой выход данного класса крупности, установленный гранулометрическим анализом, %; d_i – средний диаметр данного класса крупности.

При использовании данного закона Риттингер предполагал, что удельная поверхностная энергоемкость дробления не зависит от величины энергии удара и формы ударяющей поверхности.

В 1874 г. В.Л. Кирпичев, а в 1885 г. Кик предложили гипотезу, согласно которой энергия расходуется на изменение формы геометрически подобных и однородных тел и изменяется пропорционально объемам или массам этих тел:

$$E = k \cdot 1g \frac{D}{d} \cdot Q_0. \quad (1.91)$$

Расход энергии на дробление данной породы зависит только от степени дробления, т.е. D/d и не зависит от крупности дробленого материала.

Законы Риттингера и Кирпичева–Кика аналогичны, если средний диаметр вычислять по логарифмам:

$$\lg d_{\text{cp}} = \frac{\sum P_i \cdot \lg d_i}{P_i}, \quad (1.92)$$

тогда уравнение запишется в виде:

$$E = kQ_0 \left(\lg \frac{1}{d} - \lg \frac{1}{D} \right) \quad (1.93)$$

Законы Риттингера и Кирпичева–Кика объединяются обобщенным законом П.А. Ребиндера, согласно которому полная работа дробления состоит из работы деформации в объеме разрушаемого куска ΔV и работы образования новых поверхностей ΔS , т.е.:

$$E = k_1 \cdot \Delta V + k_2 \Delta S, \quad (1.94)$$

где k_1 и k_2 – коэффициенты пропорциональности, соответствующие удельной объемной энергоёмкости МДж/м^3 и удельной поверхностной энергоёмкости МДж/м^2 .

По аналогии с этим, А.Ф. Суханов предполагал в формуле для расчета массы заряда ВВ также использовать два удельных расхода, соответственно идущих на создание поверхности отрыва и на дробление и преодоление силы тяжести:

$$Q_{\text{еe}} = f(d)_q \cdot (q_1 \cdot S + q_2 V), \quad (1.95)$$

где q_1 – удельный расход ВВ на 1 м^2 площади отрыва от массива;

q_2 – удельный расход ВВ на дробление 1 м^3 и преодоление силы тяжести;

$f(d)_q$ – коэффициент, учитывающий степень дробления.

В предыдущем уравнении полная работа дробления связана с пластическими и упругими объемными деформациями и образованием новых поверхностей.

Законами дробления занимались Ф.С. Бонд и Р. Чарльз высказали предположение, что полная работа разрушения обратно пропорциональна квадратному корню из диаметра кусков:

$$E = \kappa \left(\frac{10}{\sqrt{d}} - \frac{10}{\sqrt{D}} \right) \cdot Q \quad (1.96)$$

а затем ввел понятие «индекс работы» – по существу удельную энергоемкость дробления.

Позже закон Бонда был преобразован к виду:

$$\frac{E}{Q_0} = 10W_i \left\{ \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right\} \quad (1.97)$$

где E – энергия дробления;

Q_0 – масса дробленного продукта, г;

W_i – индекс работы, МДж/г;

R_{80} и F_{80} – размер соответственно выходного и входного отверстий через которые проходят 80% материала.

Многочисленные опыты на 51 виде образцов дали следующие значения W_i – 44 МДж/т или 13,8 кВтч/т. Эта величина нам потребуется в дальнейшем при сравнении ее с удельной энергоемкостью при бурении.

В 1957 г. Р. Чарльз предложил выразить затраты энергии в зависимости от уменьшения линейного размера разрушаемого материала:

$$dE = -e_k \frac{dx}{x^n}, \quad (1.98)$$

где dE – работа, затраченная для изменения размера исходного куска x на величину dx ; e_k – удельная энергоемкость разрушения.

Интегрирование уравнения в пределах d и D при учете показателя степени дробления $n=2$ дает:

$$E = \int_D^d (-e_k) \frac{dx}{x^2} = e_k \left(\frac{1}{d} - \frac{1}{D} \right) \quad (1.99)$$

Это соответствует закону Риттингера. При $n=1$ соответствует закону Кирпичева–Кика:

$$E = \int_D^d - (e_k) \frac{dx}{x} = e \lg \frac{D}{d}.$$

При $n=1,5$ – превращается в закон Бонда:

$$E = \int_D^d (-e_k) \frac{dx}{x^{1,5}} = 2e_k \left(\frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right) \quad 1.100)$$

Итак, получены близкие, но все же различные зависимости, хотя все описывают одинаковые процессы разрушения. По существу, значения показателя степени n – есть выражение масштабного эффекта. При крупном дроблении (закон Кирпичева–Кика) размеры дефектов и микротрещин малы в сравнении с размерами кусков материала. В области более тонкого измельчения, когда размеры дефектов соизмеримы с размерами частиц, а их количество в

разрушенном объеме относительно мало, поэтому раскрытие новых поверхностей может идти с включением дефектов более низкого порядка. Таким образом, разница в показателях степени дробления определяется структурой неоднородностей пород и масштабами самого процесса.

Известные гипотезы и теории разрушения рассматривают предельные величины напряжений, а как известно, их определение затруднено, и тем более трудно определить совместное разрушающее воздействие от напряжений различного вида.

В законах дробления Риттингера, Кирпичева–Кика и Бонда все уравнения с одним неизвестным в виде коэффициента пропорциональности «к» или «e_к», – выступающего в качестве удельной энергоемкости разрушения и легко определяемого конечного результата в виде вновь образованной поверхности. Коэффициенты пропорциональности идентичны и равны:

$$K_{k-k} = \frac{E}{\lg \frac{D}{d}} ; K_{\text{рит}} = \frac{E}{S} . \quad (1.101)$$

Задача установления пределов использования и оценки результатов гранулометрического анализа, довольно простой операции, сводится к вычислению средних диаметров частиц D_{cp} и d_{cp} и зависит от их вновь образованной поверхности S_n , которую можно определить как:

$$S_n = \frac{6V}{d_{-p}} - S_0, \quad (1.102)$$

где V – объем разрушенной породы, m^3 ; S_0 – площадь поверхности до разрушения.

Применимость последней формулы ограничивается степенью дробления. При высокой степени дробления возможны большие погрешности по причине ошибок при задании границ классов. Для более точного определения используют уравнение Розина–Раммлера:

$$R = 100 \cdot e^{-bx^n}, \quad (1.103)$$

где R – суммарный выход класса, крупнее x по плюсу, %; x – размер отверстий сита; b и n – параметры, зависящие от свойств материала и

размерности x , а n – как показатель, характеризует рассеяние частиц по крупности, чем больше n – тем выше однородность материала.

После выполнения гранулометрического анализа соответствие опыта уравнению можно проверить графически, построив кривую распределения в координатах: $\lg x$ и $\lg \lg(100/R)$. Координатные оси получаются в виде:

В указанной системе координат уравнение (1.103) есть прямая с угловым коэффициентом n .

$$\lg \frac{100}{R} = bx^n \cdot \lg e; \quad \lg \lg \frac{100}{R} = n \lg x = \lg(b \cdot \lg e).$$

В случае, если число выделенных классов крупности значительное, например, три и более, и особенно при наличии мелких фракций, а именно они дают наибольшую новую поверхность, величину вновь образованной поверхности S_n следует определять не по среднему диаметру фракции (d_{cp}), а в виде суммы S_i :

$$S_n = 6 \sum_{i=1}^n \frac{V_i}{d_i} - S_0, \tag{1.104}$$

где V_i , d_i – соответственно выход данного класса крупности и его диаметр.

В последнем уравнении первое слагаемое в виде суммы может принимать гигантские значения, так как все здесь зависит от d_{cp} , и чем он меньше, тем значительнее сумма. Следовательно, все зависит от выделенных классов и если доля малых фракций больше, то и S_n

может оказаться намного больше, чем рассчитанная по формуле. Именно по этой причине коэффициенты пропорциональности в законах Риттингера и Кирпичева–Кика искажаются.

Законы разрушения Риттингера, Кирпичева–Кика и Бонда установлены при использовании положения о квазихрупком разрушении, основой которого является допущение, что константой материала является поверхностная энергия. Это допущение не противоречит механизму разрушения твердых тел, особенно ограниченного размера, когда их можно условно рассматривать как бездефектные. Тогда и проявляется постоянство поверхностной энергоемкости разрушения.

Физические процессы горного производства имеют дело с различными уровнями объектов разрушения, а также с различными уровнями дефектности и плотности (количеством) этих дефектов, да и характер их разный. Поэтому механизм разрушения различается, в том числе и его результаты. Затраты энергии на образование единицы площади вновь образованной поверхности зависят от данного уровня разрушения.

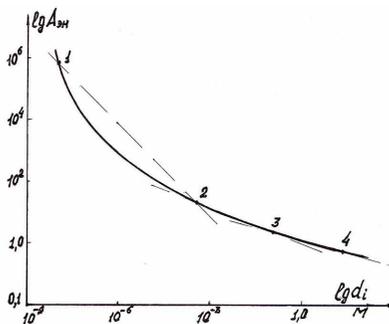


Рис. 1.13. Сводная

диаграмма законов дробления.

между молекулами, далее, на расстояниях (3–8)г – преодоление связей между кристаллами или минералами, и в дальней, за пределами (5–10)d, по микро- и макродефектам. Еще дальше в зоне (10–30)d – преодоление сил сцепления.

Аналогично, при дроблении пород в дробилках и мельницах также различают стадии крупного от 1500–300 до 300–100 мм, среднего от 350–100 до 100–40 мм и мелкого дробления от 100–40 до 80–5 мм. Вероятно, количество дефектов с ростом диаметров кусков должно расти в d_i^3 степени.

Если на графике отложить энергоёмкость $A_{эп}$ разрушения (кВтч/г) породы, а на оси абсцисс – крупность продукта в

Для объяснения этого явления лучше всего рассматривать взрывное разрушение последовательно от ближней зоны к дальней. В ближней зоне величиной (2–4)г разрушение происходит за счет

преодоления энергии связей

преодоления энергии связей

преодоления энергии связей

преодоления энергии связей

логарифмическом масштабе, то на кривой можно выделить 3 участка соответствующие трем законам разрушения (рис. 1.13). На участке 1–2 проявляется закон Риттингера, на участке 2–3 – закон Бонда и на участке 3–4 – закон Кирпичева–Кика. При этом искажение коэффициентов пропорциональности «к» больше на первом участке мелкого дробления, и оно незначительно на последнем участке, практически совпадающем с направлением оси абсцисс.

1.9. Работа разрушения горных пород

Горное производство в целом характеризуется основным процессом – разрушением горных пород в операциях при бурении, взрывании, дроблении, выемке, измельчении и т.п. Наиболее часто используемыми способами разрушения являются механические, за ними следуют термические и далее различные варианты физического (электромагнитные, лазерные, акустические и др.).

Податливость пород к разрушению (разрушаемость) может быть оценена работой разрушения, ее величина обусловлена пределами прочности, упругими и пластическими свойствами.

Приближенно работу можно подсчитать по графику $\sigma=f(\varepsilon)$, как площади, заключенной между кривой и осью абсцисс при нагрузках в пределах зоны упругости.

Так для одноосного сжатия работа составит:

$$e_E = \frac{\sigma^2}{2E}, \quad (1.105)$$

а для двухосного –

$$e'_E = \frac{\sigma_2(\sigma_2 - 2\nu\sigma_1) + \sigma_1^2}{2E}, \quad (1.106)$$

где σ_1 и σ_2 – напряжения по осям.

При $\sigma_1 = \sigma_2$ имеем:

$$e''_E = \frac{\sigma^2(1-\nu)}{E} \quad (1.107)$$

При трехосном сжатии соответственно:

$$e_E''' = \frac{(\sigma_1^2 + \sigma_2^2 + \sigma_3^2) - 2\nu(\sigma_1\sigma_2 + \sigma_2\sigma_3 + \sigma_1\sigma_3)}{2E}. \quad (1.108)$$

При $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3$, соотношение упрощается до вида:

$$e_E''' = \frac{3 \cdot \sigma^2 (1 - 2\nu)}{2E}. \quad (1.109)$$

В случае наличия касательных напряжений, работа разрушения включает и их:

$$e_E''' = \frac{(\sigma_x^2 + \sigma_y^2 + \sigma_z^2) - 2\nu(\sigma_x\sigma_y + \sigma_y\sigma_z + \sigma_z\sigma_x)}{2E} + \frac{\tau_{xy}^2 + \tau_{yz}^2 + \tau_{zx}^2}{2G}, \quad (1.110)$$

где G – модуль сдвига.

Формулы (1.105–1.109) пригодны для оценки удельной работы разрушения для хрупких пород, т.е. предел упругости $\sigma_E = \sigma_{сж}$, и тогда следует в них подставить предел прочности горной породы.

Поскольку большинство пород обладают пластическими деформациями, то к работе, идущей на преодоление упругой части удельной работы e_E , нужно добавить затраты энергии на пластические деформации $e_{пл}$:

$$e = e_E + e_{пл}. \quad (1.111)$$

Тогда работа разрушения при одноосном сжатии выразится как:

$$e = \frac{\sigma_{сж}^2}{E_{деф}} - \frac{\sigma_{сж}^2}{2E}, \quad (1.112)$$

где $E_{деф}$ – модуль полной деформации (в момент разрушения).

Так как $E > E_{\text{деф.}}$, т.е. $e > e_E$, то общая работа больше упругой части и тогда при $E_{\text{деф.}} = 0,5E$, имеем:

$$e = \frac{3 \cdot \sigma_{\text{сж}}^2}{2E}, \quad E_{\text{деф.}} = \frac{\sigma_{\text{сж}} e}{\Delta e_{\text{сж}}}. \quad (1.113)$$

Значит, расходы энергии на разрушение пластичных пород в три раза больше, чем хрупких.

Таким образом, увеличение предела прочности пород не всегда означает повышение трудности их разрушения. Высокопрочные, но хрупкие породы значительно легче разрушаются при динамическом нагружении (взрывании), чем более слабые, но пластичные.

Показатель трудности разрушения вводится вследствие сложного воздействия нагрузки на породу, как некоторый средний показатель предела прочности при разрушении, представляющий собой частное от деления суммарных нагрузок к площади:

$$\sigma_{\text{раз}} = \sum \frac{F_i}{\Delta S}. \quad (1.114)$$

Сопротивление горных пород разрушению оценивается по суммарному действию напряжений сжатия, растяжения и сдвига:

$$\sigma_p = k_1 \cdot \sigma_{\text{сж}} + k_2 \cdot \sigma_{\text{рас}} + k_3 \tau_{\text{сдв}} \dots \quad (1.115)$$

При равных долях напряжений трудность разрушения выражается как:

$$\sigma_p = \frac{1}{3} (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{рас}} + \tau_{\text{сдв}}). \quad (1.115)$$

До сих пор в описание процесса разрушения не входили параметры, связанные со структурой твердого тела. Разрушение самого массива включает структурную составляющую в виде трещиноватости:

$$\sigma_{p.M} = K_{Tp} \sigma_p + K_B u \gamma, \quad (1.117)$$

где K_T – трещиноватость III-го порядка; K_B и u – степень влияния и путь преодоления сопротивления от веса породы γ .

1.10. Влияние условий нагружения на процесс разрушения горных пород

Известные процессы горного производства – бурение, работа проходческих комбайнов, погрузочных машин, стругов, бульдозеров, взрывное разрушение и т.п. характеризуются различным временем приложения нагрузок к горной породе через разрушающий инструмент. Перечисленные процессы в порядке быстродействия можно расположить в следующем порядке:

- Взрывное разрушение – время поддержания высокого давления продуктов взрыва и ударной волны исчисляется микросекундами и миллисекундами (от 2 μ s до 30мс).
- Бурение, в зависимости от его вида, время контакта разрушающего инструмента составляет от 25 до 100 мс.
- Работа проходческих комбайнов, стругов – 150–300 мс.

- Погрузочные механизмы, бульдозеры, скреперы – 0,5–2 с.

Естественно, что разрушение породы происходит различным образом и различие состоит в изменении механизма разрушения, обусловленного уровнем энергозатрат, и главных разрушающих усилий. Отличие обусловлено также масштабами разрушения, площадью приложения нагрузок и характером разрушения в ближней зоне и за ее пределами.

В ходе производственных процессов различны условия нагружения в аспекте наличия знакопеременных нагрузок и их частоты. В этом смысле особо отличается бурение, где в зависимости от вида инструмента, например, числа его оборотов, нагрузки могут отличаться так, что на одну и ту же площадь забоя могут действовать повторные динамические нагрузки.

Перечисленные условия нагружения обуславливают различный характер разрушения породы, зависящий также от скорости нагружения.

Скорость нагружения определяет качественные показатели процесса разрушения горных пород. Н.Н. Павловой и Л.А. Шрейнером установлено, что при увеличении скорости нагружения от статики и до 50 м/с, работа разрушения мрамора увеличивается в 9 раз, а кварцита в

3,6 раза. Г.И. Ягодкин, М.П. Мохначев, М.Ф. Кунтыш определили, что при изменении скорости нагружения от 0,33 до $0,1 \cdot 10^{-6}$ МПа/с, т.е. на шесть порядков для пяти разновидностей пород, для всех их с увеличением скорости нагружения увеличивается предел прочности на сжатие и растяжение. Например, для известняков в 2,65 раза, диабаз – в 1,7 раза, т.е. чем слабее порода, тем выше рост ее прочности с увеличением скорости нагружения, что можно записать в виде:

$$[\sigma]_{\text{дин}} = f \cdot \ln v_n, \quad (1.118)$$

где f – коэффициент крепости по Протодьяконову; v_n – скорость нагружения.

Связь между скоростью нагружения и величиной нагрузки неоднозначна и для различных пород по генезису, а также зависит от состояния породы.

Если вернуться к формуле Гриффитса:

$$\sigma_{к рт} = \sqrt{\frac{2E \cdot e_s}{\pi \cdot l}},$$

где e_s – удельная энергия образования единицы новой поверхности; l – полудлина трещины, то в нее время разрушения не входит, т.е. конечный результат разрушения в виде вновь образованной поверхности, также не входит. Следовательно, главный результат разрушения – вновь образованная поверхность не зависит от временных параметров нагружения.

Процесс разрушения характеризуется скоростью роста трещин. Рост трещин может происходить со скоростью, близкой к скорости волны Релея:

$$v_{тр} = (0,3 \div 0,4) \sqrt{\frac{E}{\rho}}, \quad v_L = \frac{0,87 + 1,12\nu}{1 + \nu} \sqrt{\frac{G}{\rho}}; \quad (1.119)$$

где G – модуль сдвига; ν – коэффициент Пуассона.

Поскольку упругая волна является константой материала и не зависит от условий его нагружения, значит и скорость роста трещин также не зависит от скорости нагружения. Этот факт послужил А.А. Воробьеву основанием для утверждения, что для разрушения тела нужна не постоянная величина разрушающего фактора (напряжения), а постоянная величина энергии. Тогда, постоянную величину энергии E_{ϑ} можно выразить через мощность N и величину экспозиции (времени) t_p :

$$E_{\vartheta} = N \cdot t_p. \quad (1.120)$$

С уменьшением t_p , что означает увеличение скорости нагружения, для получения постоянной площади вновь образованной поверхности $S_{н}$, нужно приложить мощность, пропорциональную амплитуде разрушающего напряжения, или:

$$E_{\vartheta} \cong \sigma^2 \cdot t_p = const. \quad (1.121)$$

Следовательно, величина амплитуды разрушающего напряжения и экспозиция связаны условием:

$$\sigma = t^{-0.5}. \quad (1.122)$$

В.Х. Бергстром выполнил эксперименты по выявлению влияния скорости и энергии ударного нагружения шаров из разного однородного материала на гранулометрический состав продуктов разрушения. Привлекая к этому еще и результаты Р. Чарьза, Р.Т. Хукки, Бергстром пришел к выводу, что:

1. Удельная объемная энергия разрушения обратно пропорциональна модулю размеров частиц «К», который близок к количеству активных краевых трещин в дробимом материале образца массой «М»:

$$\frac{E}{M} \cong \frac{1}{K}.$$

2. Удельная объемная энергия прямо пропорциональна удельной вновь образованной поверхности дробленого продукта:

$$\frac{E}{M} \cong \frac{S_n}{M}, \quad \frac{E}{M} \approx \frac{1}{K} \approx \frac{S_n}{M}.$$

3. Абсолютная величина соотношений сохраняется в широком диапазоне изменений скорости нагружения, и лишь при ее увеличении в 1000 раз, отмечается отклонение, вероятно связанное с ростом прочности образцов.

Таким образом, четко прослеживается энергетический подход к проблеме разрушения. В этом случае процесс разрушения рассматривается как непрерывный, так как в материале накапливаются повреждения в течение времени активного действия на него нагрузок динамического или статического характера.

Задержка разрушения связана с тем, что в реальной среде должны произойти изменения во времени. Так, в хрупких телах различно ориентированные микротрещины должны

переориентироваться и должна измениться их плотность. На это требуются затраты энергии и времени. Для подвода необходимого количества энергии к дефектам нужно время, в течение которого эффективная часть импульса сообщает часть энергии для их роста.

Для реальных условий можно расписать этапность процесса разрушения, что будет показано в последней части работы, освещающей экспериментальные результаты авторов:

- а) создание достаточного критического напряжения,
- б) фиксирование его на определенное время,
- в) время экспозиции тем меньше, чем выше уровень напряжений.

Скорость приложения нагрузки связана со скоростью роста трещин, а последняя, как правило, связана со скоростью распространения упругих волн. Если скорость нагружения $V_n > V_{тр}$, то разрушение породы вообще может не наступить.

В случае отсутствия необходимости во взрывной подготовке горной массы к выемке, процесс отделения ее от массива осуществляется бульдозерами, скреперами, стругами и т.п. выемочной техникой. Возможности техники определяются физико-

механическими свойствами пород массива и его состоянием, при этом необходима количественная оценка свойств и состояния. Эти сведения используются на этапе проектирования предприятия для определения параметров системы разработки, горного оборудования и ожидаемых технико-экономических показателей.

При эксплуатации они обеспечивают выбор режимных параметров технологических процессов, производительности машин и расхода материально-энергетических ресурсов.

Применительно к условиям подземной и открытой разработки, вопросы изучения методических основ установления физико-механических свойств описаны в работах Л.И. Барона и В.В. Ржевского. Эти разработки нашли применение при классификации пород по буримости (Суханов, ЦБПНТ и др.) взрываемости (Ржевский, Кутузов), по экскавируемости (Домбровский) и т.п.

Полная энергия разрушения A_n включает энергию непосредственного разрушения A_o , и непроизводительные затраты энергии, связанные с конструкцией машин A_k , и свойствами пород A_ϕ :

$$A_n = A_o + A_k + A_{\phi}. \quad (1.123)$$

Независимо от методов разрушения до одной и той же степени дробления, энергия разрушения для одной и той же породы остается постоянной.

Удельная энергия разрушения для идеально упругой породы выражается как:

$$A_0 = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E}. \quad (1.124)$$

Так как при разрушении породы имеется этап пластической деформации, появляются дополнительные затраты энергии:

$$A_0 + A_{\phi} = \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} \left(2 \frac{E}{E_{деф}} - 1 \right), \quad (1.125)$$

где $E_{деф}$ – модуль деформации.

В зависимости от типа оборудования и вида нагрузки, ответственными за разрушение пород могут быть разные напряжения, что предопределяет необходимость относительной оценки трудности разрушения, при этом принципы ее оценки могут быть следующие.

1. Разрушение породы происходит при достижении пределов прочности на сжатие, растяжение и сдвиг. В результате образуются новые поверхности.

2. Действие сил разрушения может быть оценено показателем прочности $\sigma_{\text{разруш}}$, как частное от деления действующих сил F_i на площадь поверхности разрушения ΔS :

$$\sigma_{\text{раз руш}} = \sum \frac{F_i}{\Delta S}. \quad (1.126)$$

3. В различных процессах горного производства доля участия сжимающих, растягивающих и скалывающих усилий при разрушении породы различна, что учитывается коэффициентами:

$$\sigma_{\text{раз руш}} = k_1 \sigma_{\text{сж}} + k_2 \sigma_{\text{раст}} + k_3 \tau_{\text{сдв}}. \quad (1.127)$$

Если $k_1=k_2=k_3$, то:

$$\sigma_{\text{раз руш}} = \frac{1}{3}(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{раст}} + \tau_{\text{сдв}}). \quad (1.128)$$

4. Трещиноватость III-го порядка следует учитывать путем установления истинной поверхности разрушения ΔS .

5. При бурении, взрывании, выемке, дроблении и т.п. процессах учитывается плотность пород:

$$\sigma_{\text{раз руш}} = A_i \cdot \sigma_{\text{раз}} + k_v \cdot \gamma \cdot l, \quad (1.129)$$

где K_v – степень влияния сил тяжести; γ – плотность пород; l – расстояние перемещения породы; A_i – удельная энергия разрушения.

Относительная трудность разрушения пород в массиве по В.В. Ржевскому выражается как:

$$\Pi_{\text{тр}} = 5 \cdot 10^{-8}(\sigma_{\text{сж}} + \sigma_{\text{раст}} + \tau_{\text{сдв}}) A_i + 5 \cdot 10^{-5} \gamma. \quad (1.130)$$

Показатель трудности бурения:

$$П_6 = 7 \cdot 10^{-8} (\sigma_{сж} + \tau_{сдв} + 10^3 \gamma). \quad (1.131)$$

Показатель трудности взрывания при использовании аммонита
6 жв:

$$q_9 = 2 (\sigma_{сж} + \sigma_{раст} + \tau_{сдв}) 10^{-7} + 2 \gamma \cdot 10^4. \quad (1.132)$$

Показатель трудности экскавации:

$$П_9 = 2,2 \cdot 10^{-6} (\gamma \cdot d_{ср} + 10^{-2} \tau_{сдв}) \left(1 + \frac{10}{K_p^2} \right), \quad (1.133)$$

где K_p – коэффициент разрыхления.

В процессе многолетних наблюдений установлено, что на каждые 10 лет приходится повышение коэффициента крепости пород на одну категорию. Это обусловлено увеличением глубины горных работ. Сейчас доля пород с крепостью более 15–16 составляет около 58–60%. Вместе с повышением прочности пород разрабатываются и новые способы их разрушения, которые основаны на использовании различных видов энергии и осуществляются в направлении совершенствования средств воздействия на породы. В табл. 1.2 приведен относительный коэффициент энергоёмкости разрушения пород при использовании различных видов энергии.

Таблица 1.2

Способ разрушения	Относительный коэффициент энергоемкости
Термические:	
- лазерный луч	420
- плазма	120
- электронный луч	8
Гидравлические:	
- низкоскоростная струя	85
- непрерывная струя высокого давления	45
- пульсирующая струя высокого давления	1
Механические:	
- ультразвук	1,5
- коническая шарошка	0,7
- мощный механический удар	0,5
- направленный удар средней мощности и скорости	0,2
- мощный высокоскоростной направленный удар	0,07
Комбинированные:	
- гидромеханические	40
- термомеханические	0,1

Анализ данных табл. 1.2 свидетельствует о том, что наиболее энергоемким является процесс разрушения с применением лазерного

луча или плазмы и в целом группа механических способов – наименее энергоемка. Эти данные позволяют наметить пути конструирования бурового оборудования, основанного на минимальных затратах энергии, а также и других способов разрушения, например, термомеханических для разрушения пород с определенными свойствами, у которых в явной форме проявляются хрупкие свойства, требующие минимальных затрат энергии.

В лабораторных условиях энергоемкость разрушения образцов горных пород можно установить по методу ЦНИГРИ, путем сбрасывания груза установленной массы с определенной высоты на образцы породы:

$$A_{\text{эн}} = \frac{Ph_c n \gamma}{Q_z}, \quad (1.134)$$

где P – масса ударника, Н;

h_c – высота сбрасывания, м;

n – число сбрасываний;

γ – удельная масса породы, т/м^3 ;

Q_z – масса разрушаемой породы, Н.

В этой формуле не учитывается изменение агрегатного состояния, т.е. разделение тела на обособленные части, в то время как разрушение – это непрерывное образование поверхностей, которые являются главным показателем расхода энергии.

Еще П. Кюри в избранных трудах установил принцип, что разделение тела на части обладает двумя видами энергии: объема и поверхности. Это в полной мере относится и к твердым породам.

Для определения ранее выделенного показателя трудности разрушения, необходимо измерить в массиве или в достаточно большом объеме образца все входящие параметры (прочностные показатели) и особенно удельную энергию разрушения A_i , являющуюся комплексным свойством массива или образца. Поэтому для технологических процессов удобнее измерять показатель, наиболее точно устанавливаемый в виде энергии, причем это можно сделать оперативно без предварительной подготовки.

Однако по мнению А.Н. Москалева, Е.Ю. Пигиды и др., такая оценка косвенна и не *точна*, так как осуществляется по одному производственно-технологическому процессу (бурение, экскавация, взрывание, дробление), и привязана к конкретному породообразующему инструменту определенными режимными параметрами. С этим мнением можно согласиться, кроме утверждения о **точности**. Дело в том, что определение $\sigma_{сж}$, $\sigma_{рас}$, $\tau_{сдв}$ и других, имеет не меньшие погрешности, но их определение по оперативности не может сравниться с измерением количества энергии, которое осуществляется моментально в ходе самого технологического процесса.

1.11. Немеханические способы разрушения горных пород

Целесообразность разработки устройств для разрушения горных пород должна быть обоснована, прежде всего, экономически. Сравнением экономических критериев можно выбрать наиболее оптимальный способ разрушения.

Оптимизация какого-либо процесса выполняется при наличии критерия оптимизации, который может быть общим или частным.

Например, для комплекса БВР частными критериями являются: производительность бурового оборудования, расход долот на 1 тыс. м³, выход горной массы с 1 п.м. скважины, удельный расход ВВ, качество дробления и т.п. Общим является экономический критерий эффективности. Если принять, что частные критерии имеют прямое отношение к затратам энергии, то количественной мерой эффективности будет минимум энергозатрат на производство единицы конечной продукции. Показатель удельных энергозатрат является неотъемлемой частью в издержках каждого технологического процесса. И.А. Тангаев рассматривает полные издержки как сумму переменных и условно-постоянных ее частей. К переменным относят зарплату, затраты на материалы, на энергию и т.п., а к условно-переменным – амортизационные отчисления и др. Получается, что удельные энергозатраты могут служить энергетическим эквивалентом эффективности, находящимся с ней в обратной зависимости.

Энергоемкость различных способов разрушения представлена в табл. 1.3. Перечисленные способы разрушения применяются на стадии добычи или переработки сырья. Если представить цельный технологический цикл от добычи до металлургии, где собственно и происходит разрушение, то доли энергопотребления различных операций будут выглядеть следующим образом (табл. 1.3):

Таблица 1.3

Доля энергопотребления при различных способах разрушения

Технологический процесс и вид энергии	Удельный расход энергии, МДж/т	Доля в общем энергопотреблении, %	Удельная стоимость энергии	
			руб/т	%
Шарошечное бурение, электрическая	0,3	0,2	0–00,25	0,6
Взрывание, химическая	4,0	2,5	0–06	11,8

Технологический процесс и вид энергии	Удельный расход энергии, МДж/т	Доля в общем энергопотреблении, %	Удельная стоимость энергии	
			руб/т	%
Механическое дробление: - крупное - среднее - мелкое	0,6			
	1,2	7,3	0–03,4	6,6
	2,3			
Измельчение шаровыми мельницами	50	90	0–41,5	81,0
Всего		100	0–51,1	100

Из данных табл. 1.3 следует, что взрывание по энергоемкости в 10 раз выше бурения, а дробление в – 30 раз.

Удельное энергопотребление реального технологического процесса имеет две составляющие:

$$\mathfrak{E} = \mathfrak{E}_{\text{ф}} + N \cdot \frac{T \cdot k}{Q}, \quad (1.135)$$

где Θ_{ϕ} – удельный расход энергии на преодоление сопротивления горной породы внешнему воздействию;

N_{xx} – величина мощности, расходуемая на собственные нужды технической системы (станка, экскаватора, дробилки и п.т.);

k – коэффициент пропорциональности (перевод тепловой энергии в электрическую и наоборот);

Q – эксплуатационная производительность системы.

Из этого соотношения можно определить сопротивляемость породы разрушению:

$$\Theta_{\phi} = \Theta - N_{xx} \frac{T \cdot k}{Q}. \quad (1.136)$$

Поскольку при добыче и переработке используются три основных источника энергии (дизтопливо, ВВ и электроэнергия), а стоимость единицы энергии, выраженной в МДж у них, соответственно, находится в соотношении 4:20:1, то можно, как утверждает И.А. Тангаев, разработать общую стратегию определения степени дробления на каждом этапе добычи и переработки по оптимальной стоимости:

$$C = \left[(e_{\phi} + e_{\text{э}} + e_{\text{д}} + e_{\text{и}}) k' c' + q_{\text{р}} k'' c'' + t_{\text{дт}} \cdot k''' c''' \right] \rightarrow \min, \quad (1.137)$$

где e_{ϕ} , $e_{\text{э}}$, $e_{\text{д}}$, $e_{\text{и}}$ – удельные затраты электроэнергии на бурение, экскавацию, дробление, измельчение;

$q_{\text{р}}$ – удельный расход ВВ на дробление 1 т в карьере;

$t_{дт}$ – удельный расход дизтоплива при транспортировании 1 т сырья;

k' , k'' , k''' – коэффициенты перевода 1 кВт·ч, 1 кг ВВ, 1 кг дизтоплива в МДж;

c' , c'' , c''' – удельная стоимость 1 МДж, соответственно электроэнергии, ВВ и дизтоплива.

В последнем уравнении третье слагаемое слабо изменяется в зависимости от степени дробления. Поэтому реально управлять экономико-энергетическим результатом можно первым и третьим слагаемыми. Например, при увеличении удельного расхода ВВ – естественно повышается степень дробления и снижаются затраты на экскавацию и последующие дробление и измельчение. Если энергозатраты на бурение самые низкие, то есть смысл бурить скважины чаще, но малого диаметра (при большом диаметре возрастет удельный расход ВВ), это приведет к более равномерному насыщению массива ВВ и более мелкому и равномерному дроблению, что снижает удельные энергозатраты на дробление и измельчение при относительно постоянном удельном расходе ВВ.

Термические способы разрушения основаны на использовании тепловых свойств горных пород. Поглощение породами тепла сопровождается ростом кинетической энергии молекул и атомов, что фиксируется ростом температуры, причем, чем больше теплоты dQ

перешло во внутреннюю энергию ΔU , тем выше прирост температуры ΔT , т.е.:

$$dQ = c \cdot dT, \quad (1.138)$$

где c – теплоемкость тела.

Поскольку горные породы в большинстве своем являются диэлектриками, для них теплопроводность может быть представлена как особый вид упругих колебаний квазичастиц – фононов, т.е. квантов поля колебаний кристаллической решетки. Число фононов не постоянно и их в 1 см^3 тем больше, чем выше температура. Тогда процесс передачи тепла можно представить как перетекание «газа» фононов из области с большей его плотностью к области с меньшей. Поскольку массив неоднороден, то и теплопередача может проходить через некоторую граничную поверхность (трещины, слоистость, газ–порода, вода–порода и т.п.), т.е. среды отличаются между собой по тепловым свойствам. В этом случае говорят о теплопередаче, а количество теплоты, перешедшее из одной среды в другую, составит:

$$\Delta Q = k_T \cdot \Delta T \cdot \Delta S \cdot t, \quad (1.139)$$

где k_T – коэффициент теплопередачи; ΔS – площадь, отфильтровывающая теплоту; t – время передачи теплоты.

Наличие преград (трещины, флюиды, газ) и т.п. перерождают теплопередачу в теплоотдачу.

Тепло, поглощенное горной породой, расходуется, кроме ее нагрева, и на работу в виде теплового расширения, при этом удлинение составит:

$$dL = \alpha_T \cdot L \cdot dT; \Delta V = \alpha_v \cdot V \cdot dt, \quad (1.140)$$

где L – длина тела; α – коэффициент линейного расширения; V – объем тела;

α_v – коэффициент объемного расширения.

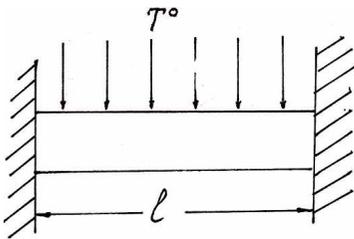
Величины α и α_v для одной и той же породы и минерала не одинаковы в различных направлениях, разница может составлять 1,5–2 раза, что обуславливает их тепловую анизотропию.

Неоднородный нагрев или различия в величинах коэффициентов теплового расширения и упругих свойств минералов горных пород – есть причины возникновения термических напряжений.

Если представить стержень, зажатый с двух сторон (рис. 1.14), то его нагрев приведет к расширению (удлинению) на Δl его первоначальной длины l . Но так как это в зажатом состоянии невозможно, т.е. Δl стремится к 0, то возникают напряжения, пропорциональные Δl , т.е.:

$$\sigma_T = E \frac{\Delta l}{l} = E\alpha \cdot \Delta T, \quad (1.141)$$

где E – модуль упругости.

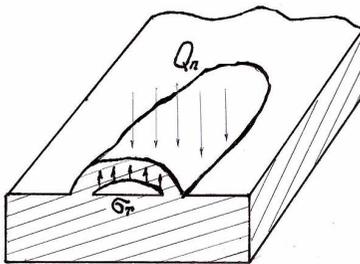


Термическое разрушение осуществляется воздействием на породу высокой температурной сверхзвуковой газовой струи. Она

способна разогреть тонкий поверхностный слой породы, в котором возникают термические напряжения, приводящие к расширению тела при температурной нагрузке.

возникают термические напряжения, приводящие к хрупкому отколу от поверхности

мелких чешуек и частиц (рис. 1.15).



Из последнего соотношения следует, что термонапряжения пропорциональны модулю E , т.е. чем жестче порода, тем они выше и,

значит, выше эффективность разрушения термическим способом.

Рис. 1.15. Образование

Следовательно, в отличие от механического, интенсивность разрушения термическим способом с ростом E возрастает, в то как

термических напряжений при нагреве тела.

при механическом – падает. Для разрушения породы должно выполняться условие:

$$\sigma_{\text{раз руш}} \leq \sigma T,$$

где σ_T – термическое напряжение.

Отсюда и определяется температура разрушения:

$$T_B = \sigma_{\text{раз руш}} (1 - 2\nu) \frac{1}{\alpha \cdot E}, \quad (1.142)$$

где ν – коэффициент Пуассона.

Например, для железистых кварцитов КМА, рациональной будет температура около 400–500°C.

Из приведенных выше соотношений следует, что термонапряжения прямо пропорциональны градиенту температур

ΔT , т.е. зависят от интенсивности теплопередачи, а технически это выливается в скорость истечения газовой струи и величины теплового потока. Интенсивность теплового потока обеспечивается перемешиванием горючего и окислителя в горелках.

Удельный тепловой поток можно вычислить как:

$$q_T = \alpha \cdot (T_r - T_n) = \alpha \cdot \Delta T, \quad (1.143)$$

где T_r – температура газов из горелки; T_n – температура породы.

В случае применения в качестве горючего керосина и окислителя – кислорода, тепловой поток будет составлять $2 \div 10 \cdot 10^9$ Вт/м² при скорости струи 1600–2000 м/с и температуре 1600–2800°С.

Эффективность разрушения увеличивается с ростом E и снижением теплопроводности. Породы пластичные с высокой теплопроводностью разрушаются при этом хуже, так как на плавление затрачивается больше тепла, а шлак плохо удаляется. В мягких и

рыхлых породах, или с высокой пористостью, снижаются термонапряжения.

Основные разрушающие факторы в виде удельного теплового потока и градиента температур подсказывают рациональную область применения термического разрушения, когда возможна концентрация теплового потока на ограниченной площадке. Такой областью является термобурение, способное реализоваться при разработке соответствующих конструкций горелок, способов подачи горючего и окислителя и удаления разрушенной массы из забоя скважины.

Термический способ разрушения используется при резании пород, их поверхностной обработке или при дроблении негабарита. Генерация теплового потока возможна не только с помощью горелок с кислородно-воздушным агентом. Тепловой поток создается и электрической дугой. При этом важно также время нагрева, которое должно быть прямо пропорционально квадрату расстояния до нагреваемой поверхности и обратно пропорционально температуропроводности:

$$A = \frac{\lambda}{C \cdot \rho}, (\text{м}^2 / \text{с}) \quad (1.144)$$

где λ – коэффициент теплопроводности; C – удельная теплоемкость; ρ – плотность.

Поскольку с глубиной резко возрастает время нагрева, то тепло, поглощенное породой накапливается в некотором объеме (рабочее тело), а его расширение обуславливает раскалывание породы. Для монолитных кусков породы одного состава форма рабочего тела приближается к полусфере, а для слоистых пород эта форма клиновидная и раскол происходит быстрее, чем у первой.

В соответствии с электромагнитными свойствами горных пород, воздействию на них таких полей, электромагнитные способы разрушения делятся на электродинамические и электромагнитотермические.

Электродинамические способы основаны на реализации явления электрического пробоя, происходящего на самой породе или в жидкости. В первом случае разрушение происходит за счет динамического действия электрического разряда в породе.

Пробой – это результат уменьшения удельного сопротивления породы при большом электрическом напряжении, когда происходит разряд через диэлектрик. Пробой может быть электротепловой, электрический и электрохимический. Электротепловой пробой это результат прохождения тока через диэлектрик при небольшом напряжении и нагревании породы. Повышение напряжения приводит к сильному разогреву со слабым отводом тепла, а далее наблюдается снижение сопротивления, повышение тока и новый разогрев с последующим ростом силы тока. В результате происходит электротепловой пробой с его отличительными чертами: необходимостью нагрева, длительностью процесса и зависимостью пробивного напряжения от температуры.

Электрический пробой происходит тогда, когда в породе накапливаются свободные электроны с резким падением сопротивления. Электрический пробой происходит за счет ударной ионизации молекул. Совершается пробой мгновенно, так как здесь главной является напряженность электрического поля, т.е. для его реализации необходимо очень высокое напряжение, порядка 100 кВ.

Электрический пробой применяется для раскалывания негабаритов, отбойки от массива и др. Уменьшение электрической прочности породы наблюдается с увеличением влажности, пористости и других параметров. Энергоемкость разрушения составляет

$1,2 \div 1,9$ МДж/м³, что соответствует взрывному дроблению с удельным расходом $2,4$ МДж/м³ и соответствует энергоемкости бурения $0,6$ кВт·ч/м, т.е. такие породы относятся к VI категории крепости по ЦБПНТ или коэффициенту крепости, равному 4–6.

Разрушение пород пробоем по жидкости основано на возникновении в ней мощной ударной волны под влиянием электрического разряда, а в нем самом образуется кавитационная полость, которая, захлопываясь, поддерживает ударную волну.

Электротермические методы разрушения пробоем осуществляются под воздействием электромагнитных полей низкой и высокой частоты от 1 до 300 МГц. Низкочастотное воздействие под влиянием высокой начальной проводимости породы приводит к ее разогреву и образованию в породе канала пробоя.

Повышение частоты электромагнитного поля приводит к повышению электропроводимости и быстрому ее разогреву. Технически это выполняется приложением к породе электродов, к которым подводится электромагнитная энергия. Разрушение обеспечивается за счет прогрева и последующего пробоя. Отличается от теплового пробоя тем, что под действием теплового потока на поверхности породы происходит шелушение. В результате воздействия электромагнитного поля порода прогревается на значительную глубину, величина которой зависит от частоты поля и электрических свойств породы. Энергоемкость процесса снижается вследствие разрушения за счет растягивающих напряжений.

Электротермические методы разрушения имеют ряд преимуществ, по сравнению с прочими. Почти полное отсутствие зависимости производительности разрушения от прочности породы. Например, на разрушение 1 т роговиков с $\sigma_{сж} = 200$ МПа, требовалось 40 МДж энергии, а для песчаника с $\sigma_{сж}=100$ МПа – уже 100 МДж.

При нагреве породы по каналу (оси) радиус разогретого объема R со временем увеличивается в соответствии с уравнением:

$$R = r_0 + 3,6 \sqrt{\frac{\lambda \cdot t}{c \cdot \rho}}, \quad (1.145)$$

где r_0 – радиус исходного нагретого объема (или радиус канала);
 λ – коэффициент теплопроводности (Вт/мК); t – время воздействия;
 c – удельная теплоемкость (Дж/кгК); ρ – плотность породы.

Мощность, необходимая для электротермического разрушения объема V :

$$N = 62 \sigma_p \cdot \lambda \cdot \sqrt{(1-\nu)V \cdot K_{пл}} \cdot \frac{1}{R} \frac{1}{(\alpha \cdot E \cdot \ln R)}, \quad (1.146)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент пластичности;

α – коэффициент линейного расширения;

σ_p – растягивающее напряжение, выражающееся как:

$$\sigma_p = \alpha \cdot \Delta T \cdot E_{np} \frac{1}{(1 - 2\nu)}, \quad (1.147)$$

где E_{np} – приведенный модуль Юнга, который равен:

$$E_{np} = \frac{E_H \cdot E_0 \cdot S}{[(1 - S)E_0 + E_H S]}, \quad (1.148)$$

где E_H и E_0 – модули нагретого и ненагретого тела; S – относительная площадь канала нагрева.

Удельная энергоемкость разрушения выражается как:

$$q = \frac{62 \cdot \sigma_p \cdot \lambda \sqrt{\frac{(1 - \nu) K_{npt}^{\frac{3}{2}}}{3,6 \cdot a^{\frac{1}{2}} V}}}{\alpha \cdot E \cdot \ln 2R}, \quad (1.149)$$

где a – температуропроводность породы, равная:

$$a = \frac{\lambda}{c \cdot \rho} (\text{м}^2 / \text{с}).$$

Передвижная установка мощностью 150 кВт способна за 1 час разрушить 25–40 м³ негабарита.

Сочетание электротермического и механического способов позволило создать машины для электротермомеханического разрушения. Здесь электромагнитное поле подготавливает породу к разрушению, а окончательное разрушение происходит под воздействием механических нагрузок.

Для разрушения скальных и крепких пород эффективен способ разрушения путем предварительного инфракрасного нагрева. Ослабление пластичных пород позволяет затем применять механическое разрушение путем резания, а для хрупких пород – ударным механизмом.

Излучения в горную породу электромагнитных волн различной частоты способны разгонять свободные электроны до значительных скоростей и тем самым разогревать породу. Излучение протекает в породу до глубины h , пропорциональную диэлектрической и магнитной проницаемости и поглощается в ее объеме, за счет чего она прогревается с появлением термических напряжений.

Практическое применение нашли лишь немногие из названных способов разрушения вследствие сложности конструкций механизмов.

Термомеханическое разрушение при бурении реализовано на станках СБШО-250, СБШ-250К, где тепловой поток создается газовой или плазменной горелками, а механическое разрушение осуществляется шарошками. В породах крепостью 15–16 скорость бурения возрастает в сравнении с термическим бурением на 30% и составляет 32 м/час, а при чисто механическом – она не превышает 22–24 м/час.

1.12. Дилатонный механизм разрушения

твёрдых тел

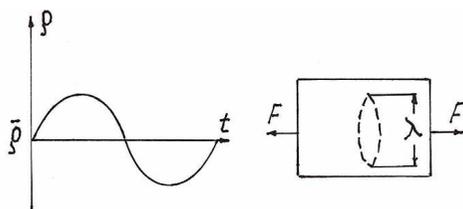


Рис. 1.16. Схема проявления
флуктуации плотности.

А.А. Кусовым, а затем С.Н. Журковым, В.А. Петровым и др. Дилатоном называют отрицательные флуктуации плотности. Дилатон можно определить иначе – как область растяжения пониженной плотности. Первое определение означает, что еще до разрушения и образования любой величины дефекта в образце образуется повышение плотности к краям и снижение ее в центре (рис. 1.16). В такой интерпретации определения тождественны. В этом случае дилатон – это нематериализованный дефект или виртуальный дефект размером λ и продолжительностью жизни τ_d .

Чтобы понять основные отличия дилатонного механизма прочности от известных, укажем на них. По современным

Наиболее ранее использование термина дилатон относится к 1978–1979 гг., который был применен

представлениям разрушение твердых тел включает взаимосвязанные процессы: возникновение зародышевых трещин и накопление около них концентраторов напряжений выше критических. В объяснении дилатонного механизма разрушения важно выяснить причину возникновения колебаний плотности. Эти колебания возникают спонтанно, вследствие хаотичного движения атомов или же в результате суперпозиции упругих волн.

Размер области флуктуации плотности определяется длиной свободного пробега фононов λ . Линейный размер λ зависит от неоднородностей твердого тела, а применительно к мало дефектным телам эта неоднородность определяется сменой температур.

Время жизни флуктуации и, следовательно, дилатона равна:

$$\tau_d = \frac{\lambda}{C_p}, \quad (1.150)$$

где C_p – скорость звука.

Судя по рис. 1.16 дилатон возникает при растяжении, при сжатии этого не происходит, поскольку края сдвигаются. Внутри дилатона все межатомные связи растянуты (деформированы) на величину:

$$\varepsilon_d > \varepsilon_{\text{ср}},$$

где ε_d и $\varepsilon_{\text{ср}}$ – деформации связи в дилатоне ε_d в сравнении со средней деформацией материала $\varepsilon_{\text{ср}}$.

Благодаря последнему неравенству плотность дилатона меньше средней плотности материала и тогда он становится ловушкой для фононов, которая может накапливать энергию фононов. Накачка энергии приводит к разогреву дилатона, последующему расширению его до критической величины и распаду.

Роль дилатона в этом распаде и разрушении вытекает из анализа кинетического уравнения прочности С.Н. Журкова:

$$\tau = \tau_0 \cdot e^{\frac{u_0 - \gamma \cdot \sigma_p}{k \cdot T}}, \quad (1.151)$$

где τ – долговечность материала, т.е. время от нагружения до распада (длительность испытания);

τ_0 – период тепловых колебаний атома, примерно 10–13 с;

γ – активационный объем;

σ_p – растягивающее напряжение;

k – постоянная Больцмана;

T – абсолютная температура;

U_0 – энергия межатомных связей.

Решая последнее уравнение, определим уровень растягивающих напряжений при заданной длительности испытания:

$$\sigma_p = \frac{1}{\gamma} \left[U_0 - k \cdot T \ln \frac{\tau}{\tau_0} \right]. \quad (1.152)$$

Это уравнение можно преобразовать через модуль упругости в сочетании с линейным коэффициентом расширения:

$$\sigma_p = \frac{E \cdot \varepsilon_p}{\chi} \left[1 - \frac{\alpha \cdot T}{3\varepsilon_p} \cdot \ln \frac{\tau}{\tau_0} \right]. \quad (1.153)$$

где $\varepsilon \approx 0,2$ деформация разрушения, является предельной величиной деформации межатомных связей, при которой связь теряется и тело распадается; χ – коэффициент перегрузки.

Следует еще выразить энергию межатомных связей через предельную деформацию и теплоемкость:

$$U_0 = \varepsilon_p \frac{c_a}{\alpha}, \quad (1.154)$$

где c_a – атомная теплоемкость; α – линейный коэффициент расширения.

Активационный объем также заменяется:

$$\gamma = \frac{c_a}{\alpha \cdot E} \chi. \quad (1.155)$$

Если положить, что $\chi=1$, т.е. перегрузок нет, то для распада дилатона и образования зародышевой трещины (1.65) переписывается в виде:

$$\sigma_d = E \cdot \varepsilon_p \left[1 - \frac{\alpha \cdot T}{3\varepsilon_p} \ln \frac{\tau}{\tau_0} \right]. \quad (1.156)$$

В случае, когда деформация межатомных связей равна:

$$\varepsilon_d = \frac{\alpha \cdot T}{3} \ln \frac{\tau}{\tau_0}, \quad (1.157)$$

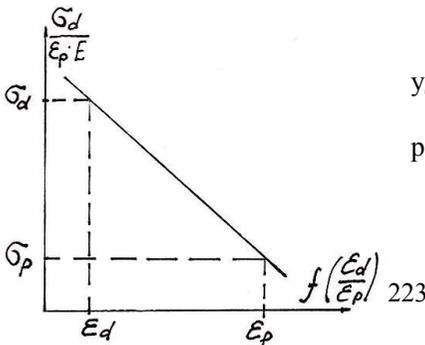
тогда,

$$\sigma_d = E \cdot \varepsilon_p \left(1 - \frac{\alpha \cdot T}{3\varepsilon_p} \ln \frac{\tau}{\tau_0} \right) = E \cdot \varepsilon_p \left(1 - \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_p} \right), \text{ или } \frac{\sigma_d}{E \cdot \varepsilon_p} = \left(1 - \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_p} \right). \quad (1.158)$$

Здесь $\sigma_d/\varepsilon_p \cdot E$ – величина безразмерная, как и правая сторона уравнения (1.158).

График $\sigma_d/\varepsilon_p \cdot E = f(\varepsilon_d/\varepsilon_p)$ представлен на рис.1.17.

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_d} = \frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_p}. \quad (1.159)$$



Деформация ε_d – есть удлинение дилатона при растяжении твердого тела, при

достижении критического значения накачка энергии становится обратимой, а отношение:

$$\frac{\varepsilon_d}{\varepsilon_p} = \frac{a}{\lambda}, \quad (1.160)$$

где a – атомный размер; λ – длина свободного пробега фонона, т.е.:

Рис. 1.17. Изменение

прочности дилатона в зависимости от теоретической прочности тела.

$$\frac{\sigma_p}{\sigma_d} = \frac{a}{\lambda}; \sigma_p = \sigma_d \cdot \frac{a}{\lambda}. \quad (1.161)$$

Подставляя (1.161) в (1.158), имеем:

$$\sigma_p = \frac{a \cdot E \cdot \varepsilon_p}{\lambda} \left[1 - \frac{\alpha \cdot T}{3\varepsilon_p} \cdot \ln \frac{\tau}{\tau_0} \right] = \frac{a \cdot E}{\lambda} (\varepsilon_p - \varepsilon_d). \quad (1.162)$$

Сравнивая (1.162) и (1.153), обнаружим, что механический концентратор χ имеет смысл:

$$\chi = \frac{\lambda}{a}.$$

Уравнение (1.162) показывает, что в твердом теле дилатоны возникают спонтанно, они имеют размер λ , а деформация составляет ϵ_d .

Как указывалось ранее, накачка энергии приводит к росту деформации ϵ_d , достигнув предела, дилатон распадается, образуя зародышевую трещину.

Сам распад дилатона происходит с огромной скоростью, т.е. его жизнь по времени составляет:

$$\tau_d = (10^{-9} \div 10^{-10})c,$$

что равно: $\tau_d = \lambda / C_p$.

Вероятно, τ_d для различных материалов остается почти постоянным, тогда при известной скорости C_p можно определить длину пробега фонона:

$$\lambda = \tau_d \cdot C_p.$$

Например, для оргстекла, имеющего $C_p=2100$ м/с, λ составит 0,0021 мм. Если при этом время распада равно 10^{-9} с, то сам распад равнозначен микровзрыву с временем действия ударной волны в 1 нс, с которым в действительности не детонирует никакое известное в настоящее время ВВ.

Взрывоподобный механизм, обусловленный распадом межатомных связей в дилатоне сопровождается звуковой, световой и электрической эмиссиями, что наблюдается при разрушении твердого тела.

Из (1.162) следует, что длина свободного пробега фонона обратно пропорциональна прочности и, наоборот, для прочных твердых тел должен быть малым путь пробега. Аппроксимация данных С.Н. Журкова для металлов, дает следующие соотношения:

$$\lambda = 0,52 \cdot e^{-0,0186\sigma_p},$$

или

$$\sigma_p = 1,97 \cdot 10^2 \cdot e^{-6,66\lambda}.$$

Подобная зависимость прочности от длины свободного пробега фонона определяется структурной неоднородностью твердых тел.

При взрыве на границе области дилатона возникает скачок давления и тогда сам дилатон является не только очагом локальной области разрушения, но и одновременно точечным флуктуационным источником дислокаций.

Дилатонный характер разрушения твердых тел вносит серьезные поправки в трактовку механизма разрушения по теории Гриффитса, когда основой ее считается наличие дефектов в твердом теле и, следовательно, должна быть определенная последовательность во времени возникновения пластических и

упругих деформаций. Дилатонный механизм объясняет взаимосвязанность пластической деформации с самим разрушением.

Как известно, синергетический процесс характеризуется наличием открытой нелинейной системы, обеспеченной возможностью обмена энергией с окружающей средой.

Если через дилатон идет поток тепловой энергии в виде фононов, то, как утверждает В.А. Петров, это вызовет изменение неравновесной объемной плотности энергии E_v .

Уравнение кинетического баланса выглядит как:

$$\frac{dE_v}{dt} = 2 \cdot \Gamma \cdot S_p E_v - \frac{\bar{C}_p}{\lambda} E_v \quad (1.163)$$

где Γ – коэффициент поглощения.

Если предположить условие равновесия в дилатоне (рис. 1.16, правая часть), то это значит, что прирост деформации $\dot{\epsilon}$ обеспечивается термодинамическим соотношением:

$$\varepsilon' = k \cdot G \cdot E_{\nu}, \quad (1.164)$$

где k – сжимаемость среды;

G – термодинамический коэффициент Грюнайзена Q , равный:

$$G = -\frac{1}{V} \left(\frac{\partial V}{\partial p} \right)_T \quad (1.165)$$

где V – объем.

Так как p должно уменьшаться при $T=\text{const}$, то перед $1/V$ стоит знак минус, чтобы G был положительным.

В уравнении (1.163) Γ – коэффициент поглощения равен:

$$\Gamma = \frac{G \cdot \varepsilon}{2a}, \quad (1.166)$$

где ε – деформация; a – межатомное расстояние.

Если подставить в уравнение (1.162) значения всех входящих в него составляющих, то получим кинетическое уравнение для деформации ε межатомных связей в дилатоне:

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = F(\varepsilon); F(\varepsilon) \equiv \frac{C_p}{\lambda} (\varepsilon - \bar{\varepsilon}) \left[\frac{\varepsilon}{\varepsilon_{к\ p}} (1 - G \cdot \varepsilon) - 1 \right]. \quad (1.167)$$

В (1.167) $\bar{\varepsilon}$ – равновесная деформация, а прирост деформации равен:

$$\varepsilon' = \varepsilon - \bar{\varepsilon}$$

Критическая деформация составит:

$$\varepsilon_{к р} \equiv \frac{a \cdot (1 - G \cdot \bar{\varepsilon})}{G \cdot \lambda}. \quad (1.168)$$

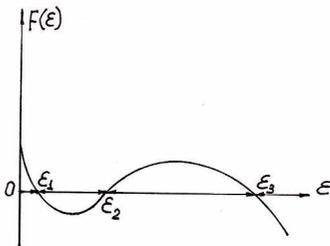
В (1.167) $F(\varepsilon)$ – есть полином, корни которого дают решение (1.167) (рис 1.18):

$$\varepsilon_1 = \bar{\varepsilon}; \varepsilon_2 = \varepsilon_{к р}; \varepsilon_3 = \frac{1}{G} = \varepsilon_{*0}. \quad (1.169)$$

Эти корни являются точками уравнения (1.167), а по сути являются стационарными состояниями дилатона.

Если продифференцировать (1.167), то можно получить положение точек на оси:

$$F'(\varepsilon) = \frac{dF}{d\varepsilon} \rightarrow F'(\varepsilon_1) < 0; \rightarrow F'(\varepsilon_2) > 0; \rightarrow F'(\varepsilon_3) < 0, \quad (1.170)$$



где при ε_1 , ε_2 и ε_3 – соответственно
отмечаются устойчивость,

неустойчивость и стремление ϵ к критическому значению и вновь устойчивость.

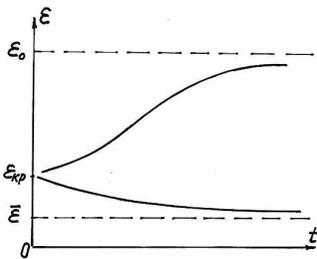
Решение уравнения (1.167) относительно $\epsilon_{кр}$ выглядит, как

Рис. 1.18. Изменение показано на рис. 1.19, соответствующее

скорости деформации в корням, а $\epsilon_{кр}$ является точкой бифуркации.

зависимости от ее величины. Значения ветвей зависят от положения ϵ в

начальный момент времени.



Возможны две ветви:

- ✓ $\epsilon < \epsilon_{кр}$ – деформация стремится к $\bar{\epsilon}$, в это время дилатон релаксирует,
- ✓ $\epsilon > \epsilon_{кр}$ – деформация растет, обеспечивая устойчивое стационарное состояние, при $\epsilon_0=1/G$ происходит разрыв межатомных

Рис. 1.19. связей, т.е. образуется стабильная зародышевая

Качественная зависимость деформаций межатомных трещина.

связей в дилатоне от времени.

В стационарном состоянии вытекающие и

втекающие потоки энергии через дилатон равны, значит, поток

энтропии через дилатон при температуре T_x соответствует:

$$\frac{dS_e}{dt} = \frac{E_{сг}}{T_x} - \frac{E_{сг}}{T},$$

т.е. дилатон отдает энтропию.

Уменьшение энтропии приводит к самоорганизации твердого тела в дилатоне и обеспечивает переход в новое устойчивое структурное состояние, обладающее меньшим числом степеней свободы, называемое по терминологии И. Пригожина диссипативным. Сама трещина является диссипативной структурой, она возникает в неравновесной открытой нелинейной системе вдали от положения равновесия скачкообразно при критическом значении параметров, переходящих через точку бифуркации.

В дилатонной модели механизм зарождения трещин является собственным, т.е. он возможен в бездефектном теле, и этим отличается от подхода Гриффитса. Однако насколько отличается? Для Гриффитса дефект – это неполная структура твердого тела, для дилатонного механизма – это структурные дефекты плотности, в окрестностях которых стартовая деформация ϵ^- повышена, и в данном случае структурные дефекты плотности вызывают структурные привязки трещин.

Часть 2. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ БУРЕНИИ

2.1. Бурение шпуров и скважин

Результатом буровых работ является горная выработка – полость в земной коре, имеющая определенный диаметр (иное, отличное от круглого поперечное сечение), длину (глубину) и назначение. Такими выработками являются шпуров и скважины. Между ними существует чисто условное различие «бытового» смысла. В зарубежной литературе шпуров и скважины всегда обозначаются скважинами.

В отечественной научно-технической литературе под шпуром понимают отверстие диаметром до 56 мм и длиной до 5–7 м, хотя в среднем длина шпуров составляет около 2–3,5 м. Скважины

обычно имеют диаметр более 60 мм а их длина составляет от 2 до сотен метров.

Шпуры и скважины в основном предназначены для размещения в них ВМ и производства взрывных работ. Вместе с тем, они также используются для размещения в них крепежных конструкций и реже для прокладки различных коммуникаций (воздуховодов, водопровода, кабелей и т.п.).

Скважины по назначению делятся на:

- технологические (специальные) – для размещения в них ВМ и предназначены для взрывных работ. Обычно они бурятся диаметром 80–320 мм, глубиной 5–30 м;
- гидронаблюдательные – для исследовательских целей, для наблюдения за режимом подземных вод. Их диаметр 75–150 мм, глубина 5–30 м;
- разведочные – используются в геологоразведке. Диаметр 6–300 мм, глубиной 50–3500 и более метров;
- нефтяные – для разведки и эксплуатации нефтяных месторождений, диаметр 250–600 мм и глубиной до 5000 м;
- водопонизительные – для снижения уровня грунтовых вод, диаметр 600–1200 мм и глубиной 30–40 м;
- коммуникационные – для прокладки различных коммуникаций;
- передовые – для обнаружения опасных выделений воды, газа или для ослабления массива и последующего их расширения.

В дальнейшем рассматриваются только технологические скважины.

Для производства буровых работ применяются буровые машины различных конструкций, работающие на следующих видах энергии:

- электрической,
- гидравлической,
- сжатого воздуха,

- комбинации названных видов.

2.2. Свойства горных пород по отношению к бурению

Горные породы обладают массой различных свойств, изучение и определение которых оказывают влияние на выбор типоразмера применяемого бурового оборудования или на проектные и конструкторские решения при разработке буровой и другой горной техники, на определение и выполнение норм выработки и, следовательно, на экономическую эффективность процесса.

Существуют различия в свойствах горных пород, определяющих эффективность процессов бурения и взрывания, что можно объяснить различиями в масштабах охвата зон воздействия бурового (разрушающего) инструмента. При бурении разрушающий наконечник в виде коронки или долота соприкасается с породой на длине, исчисляемой от мм до см, а например, взрывной импульс передается на метры. Таким образом, в первом случае следует учитывать микросвойства пород такие как: твердость, прочность, абразивность, вязкость, зерновой состав, в то время как во втором случае, кроме прочностных характеристик, учитываются и структурные показатели массива в виде трещиноватости, пористости и др.

При бурении, резании или скалывании массив характеризуется контактной прочностью, т.е. способностью проникать в породу металлического пуансона под определенным усилием с образованием лунки.

Особенностью процесса бурения является местный характер разрушения горной породы. Поэтому для оценки буримости пород важно знать их прочностные свойства в зоне контакта с разрушающим инструментом – зубками, резцами, коронками.

Для определения агрегатной твердости горных пород используют метод вдавливания штампа в виде цилиндрического пуансона в шлифованную поверхность образца, тогда:

$$P_{\text{ш}} = \frac{P}{S}, \quad (2.1)$$

где P – нагрузка в момент разрушения, Н; S – площадь опорной поверхности штампа, см^2 .

Метод Л.И. Барона, аналогичен первому, но пуансон давится в неотшлифованную поверхность, как бы имитируется один из производственных процессов, например, при работе проходческого комбайна. В этом случае разрушение наступает раньше, и тогда мы имеем дело с так называемой контактной прочностью:

$$P_k \cong 0,62 \cdot P_{\text{ш}}. \quad (2.2)$$

По ее величине также можно классифицировать горные породы. Например, породы, имеющие $P_k = 600\text{--}900 \text{ МН/м}^2$, относятся к средним по прочности, а крепчайшие имеют контактную прочность в пределах $4500\text{--}5500 \text{ МН/м}^2$.

Абразивность – это способность породы изнашивать при трении металл, твердые сплавы, которыми армирован буровой инструмент, за счет истирания. Она определяется путем истирания необработанной поверхности образца вращающегося стержня диаметром

8 мм из незакаленной стали и последующего определения весового износа стержня в мг. Для этого используется сверлильный станок при осевом давлении $147,15 \text{ Н}$ и частоте $6,67 \text{ с}^{-1}$. По абразивности горные породы делят на 8 классов, при этом к малоабразивным относят те, у которых износ стержня составляет $5\text{--}10 \text{ мг}$, для пород с высшей степенью абразивности – износ более 90 мг .

В процессе бурения горная порода дробится не только при откалывании от забоя скважины или шпура, но и при выносе отделенного от массива материала по стволу при соприкосновении со штангой при недостаточном зазоре между ней и стенками скважины (шпура). Дробимость горных пород оценивается методом, в основу которого положен принцип разрушения однократным ударом падающего груза и последующим ситовым анализом. Дробимость оценивается двумя показателями:

- суммарным объемным выходом фракций V_{max} (см^3), прошедших через сито диаметром 7 мм ;
- показателем:

$$tg\alpha = \frac{\lg V_{\max} - \lg V_{\min}}{\lg d_{\max} - \lg d_{\min}}, \quad (2.3)$$

где V_{\min} и d_{\min} – объем фракций, прошедших через сито диаметром 0,25 мм.

Классификация по дробимости относит к легкодробимым породы с $V_{\max}=6,0-9,0$, а к весьма труднодробимым – породы с $V_{\max}=1,8-2,7$.

Перечислим другие важные свойства пород, оказывающие влияние на процесс бурения.

Под твердостью понимается способность противостоять проникновению в горную породу другого тела без остаточных деформаций.

Пластичность – это способность необратимо изменять, не разрушаясь, свою форму и размеры под воздействием внешних сил.

Хрупкость – свойство пород разрушаться без пластических деформаций.

Вязкость – сопротивление отделению от массива части породы.

Указанные свойства пород скорее относятся к образцам, которые мы условно считаем однородными и, как правило, не имеющими заметных дефектов. Вместе с тем, массив пород имеет слоистость, т.е. структурное свойство относительно легко отделяться по плоскостям наслоения. Другой структурной характеристикой массива является трещиноватость. Она покрывает массив в различных направлениях, образуя системы трещин, тем самым, разделяя его на отдельности. Трещиноватость может быть естественной и техногенной, например, от взрывных работ. Трещиноватость массива характеризуется удельной трещиноватостью, т.е. числом открытых трещин всех систем, приходящихся на единицу длины, т.е. шт./м, обратная ее величина – есть средний размер отдельности в массиве.

По степени трещиноватости (по удельной величине) массивы разделяются на 5 категорий:

- сильно трещиноватые (мелкоблочные) – > 10 ,
- среднеблочные – $2-10$,
- крупноблочные – $1-2$,
- мало трещиноватые – $1,0-0,65$.
- монолитные – $< 0,65$.

Трещиноватость может быть установлена планиметрическим способом, непосредственным подсчетом числа трещин на определенной базе:

$$\psi = \frac{n}{L}.$$

Можно определить число трещин по фото, когда перед фотоаппаратом установлен шаблон с масштабной сеткой, тогда число трещин вычисляется:

$$N = \frac{n\sqrt{n}}{S\sqrt{S}}, \quad (2.4)$$

где n – число отдельностей, шт.; S – площадь измерений, m^2 .

В том случае, когда непосредственно трещины наблюдать не возможно, используется акустический метод по отношению скорости продольных волн в массиве и в отдельности:

$$A = \left(\frac{C_{pm}}{C_{p0}} \right)^2, \quad (2.5)$$

где C_{pm} и C_{p0} – соответственно скорости продольных волн в массиве и в отдельности.

Классификации горных пород являются методической и юридической основой для выбора бурового оборудования, методов и средств взрывных работ, установления норм выработки и расхода любых материалов. Известно большое число классификаций пород, в том числе и по отношению к производственным процессам (бурению, взрыванию, экскавации, устойчивости и др.)

Наиболее распространена классификация пород по крепости проф. М.М. Протодяконова, в основу которой положен коэффициент крепости, характеризующий поведение пород во всех производственных процессах. Классификация имеет 10 категорий от самых крепких к слабым, где дается также описание и название горных пород. С общенаучной точки зрения классификация

используется повсеместно, но для целей нормирования она непригодна.

В основу единой классификации по буримости положена классификация А.Ф. Суханова, по которой буримость оценивается чистой скоростью бурения шпура при стандартных условиях, одним молотком типа ПР-19 при давлении в пневматической сети 4,5 ати, диаметре коронки 45 мм, длине штанги 1 м. Если условия не стандартные, то нужно ввести поправочные коэффициенты на массу перфоратора, число ударов и т.п.

На этом принципе отдельные ведомства и даже отдельные предприятия разрабатывают свои классификации применительно к местным условиям.

Классификация по буримости может быть построена по показателю удельной энергоемкости бурения для определенных типов станков. Этот способ более информативен, так как кроме буримости, можно оценивать и эффективность применяемого разрушающего инструмента, режима бурения, удаления продуктов разрушения из забоя скважины и т.п.

2.3. Классификация буровых машин и виды бурения

Буровые машины, применяемые при разработке месторождений полезных ископаемых, разделяются по следующим признакам:

- способам разрушения горной породы;
- способам приложения силовых нагрузок к разрушающему инструменту;
- способу удаления продуктов разрушения из забоя скважины и шпуров;
- роду потребляемой энергии;
- способу расположения скважин в пространстве.

По способам разрушения горных пород различают:

- 1. Механические – когда разрушающий инструмент в виде коронки или долота входит в силовое соприкосновение с породой, при котором в ней возникают высокие напряжения, превышающие предел прочности породы.**
2. Физические – когда на породу воздействуют физическими или вещественными полями в форме электрического, магнитного

(электромагнитного) или теплового поля, а также гидравлической струи, взрывного воздействия.

Физические способы разрушения основаны на свойстве проводимости пород как проводников и диэлектриков, когда в них происходит электрический, тепловой или электрохимический пробой. Другая группа представлена воздействием электромагнитных полей и сводится к прохождению по породе электромагнитных волн различной частоты с последующим ее нагревом и разрушением.

При термическом разрушении на забой скважины подается сверхзвуковая раскаленная газовая струя, образующаяся при сгорании горючего компонента в среде окислителя и способствующая возникновению термических напряжений (см. часть 1).

Гидравлическое разрушение реализуется за счет тонкой высоконапорной струи воды, которая подается на забой скважины со сверхзвуковой скоростью.

Взрывное бурение осуществляется при подаче на забой скважины по буровым штангам порции компонентов ВВ, которые могут быть жидкими или твердыми с различными системами инициирования взрыва.

Из перечисленных способов разрушения горных пород при бурении наиболее распространены механические и термические. Остальные пока не вышли из стадии исследований и конструкционных разработок опытных образцов, что в целом, не исключает возможности их использования в особых условиях, например, при создании отверстий в материалах специального назначения с помощью лазерного луча.

В различных отраслях производства шпуров и скважины, имеющие специфическое назначение, бурят в породах (грунтах) разных по физико-механическим свойствам, для разрушения которых рационально использовать соответствующие способы.

Из всего многообразия горных пород и грунтов более 70% приходится на средние и крепкие с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову 6–20, и лишь 30% – на остальные. В соответствии с этим разработаны конструкции станков (буровых машин), способные работать в таких породах.

По способу приложения силовых нагрузок к разрушающему инструменту буровые машины классифицируются следующим образом:

I. Машины ударно-поворотного бурения, у которых принцип разрушения реализован за счет последовательных ударов по забою разрушающим инструментом (коронкой, долотом) и перед очередным ударом следует его поворот на некоторый угол. У таких машин (перфораторов) конструктивно выполнена жесткая связь ударного и поворотного механизмов и их называют машинами с зависимым вращением, которое обуславливает определенную эффективность разрушения породы.

Постоянный контакт разрушающего инструмента с забоем осуществляется приложением осевого давления (вручную или механически) к самой машине.

II. Машины ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения с независимым вращением бурового снаряда относятся к комбинированным механическим способам бурения. Принцип разрушения породы такой же как и у машин ударно-поворотного действия. Главное отличие состоит в независимом вращении, благодаря которому развивается крутящий момент значительной интенсивности, существенно выше, чем при зависимом поворотном бурении и, следовательно, присутствует эффект среза породы. Соотношение усилий от удара и от вращения регулируется осевым давлением на инструмент в степени, нейтрализующей силы отдачи (отскока долота от забоя).

Машины вращательно-ударного бурения отличаются от станков с пневмоударниками тем, что у этих машин удар на разрушающий инструмент передается по длинной штанге, которая вращается специальным двигателем, встроенным в перфоратор. При этом буровой инструмент прижимается к забою с высоким усилием, а под действием статического крутящего момента лезвие долота сминает и скалывает породу. Ударные нагрузки для таких машин составляют 5–10 Н на 1 см лезвия бура, а осевое усилие развивается до 500–1000 Н на 1 см длины лезвия.

III. Станки вращательного шарошечного бурения, у которых конструктивные особенности долот в сочетании с интенсивной осевой нагрузкой и вращением бурового става, работают на принципе нанесения последовательных ударов зубьями шарошек во время перекачивания по забою. Зубья шарошки под действием осевого давления вдавливаются в породу забоя, а в результате

вращательного момента происходит сдвиг и срез неровностей породы.

Ударом и смятием зубки шарошки подготавливают породу к окончательному отделению от массива.

Осевая нагрузка в зависимости от физико-механических свойств пород и прочности долот колеблется от 900 до 2200 кг на 1 см диаметра долота, а частота вращения бурового става – от 40 до 150 об/мин.

IV. Машины вращательного бурения с долотами резцового типа применяются только в породах слабых или ниже средней крепости. Вместе с тем, в зависимости от конструкции долот и их стойкости, таким способом возможно эффективное бурение по породам с коэффициентом крепости 6–10. Процесс разрушения массива пород осуществляется путем непрерывного срезания стружки с элементами скалывания вращающейся коронкой или долотом при одновременной подаче бурового става на забой за счет осевого давления.

По способам удаления продуктов разрушения из забоя и ствола скважины буровые машины подразделяются на следующие:

1. С непрерывным удалением с помощью сжатого воздуха или воздушно-водяной смеси (для пневмоударного, шарошечного и реже при вращательном бурении).

2. Парогазовой смесью (при термическом бурении).

3. По витым штангам (шнекам) (при вращательном бурении).

От режима и эффективности процесса удаления разрушенной массы (шлама, буровой мелочи) из скважины во многом зависит скорость бурения и общие энергозатраты.

По роду потребляемой энергии буровые станки делят на: электрические, тепловые, пневматические, гидравлические и комбинированные. Большинство станков, предназначенных для бурения в средних и крепких породах, как правило, являются комбинированными по роду потребляемой энергии. Чаще всего такой комбинацией является электроэнергия с пневматической или гидравлической с пневматической.

По способу расположения скважин в пространстве станки подразделяются на машины для бурения вертикальных, наклонных и горизонтальных скважин, а также станки для бурения полных и неполных всерв.

2.4. Технология и технологические основы буровых работ

Технология бурения есть последовательность выполнения операций, в совокупности определяемые как процесс, способствующий образованию скважин. Процесс бурения складывается из следующих операций: установка станка над заданной точкой, непосредственное бурение, наращивание бурового става по мере углубления скважины, разборка бурового става по окончании бурения или при замене изношенного разрушающего инструмента, переезд (перемещение) станка к отметке следующей скважины, или изменение положения несущей мачты для установки в новое рабочее положение.

Сам процесс бурения включает несколько операций, среди которых периодические остановки вращения бурового инструмента, некоторый его подъем или опускание, периодическая усиленная продувка сжатым воздухом, изменение осевой нагрузки или числа оборотов бурового става и др.

Различные способы и виды бурения имеют свои особенности и, возможно, порядок выполнения отдельных операций.

В качестве физико-технической базы сопоставления пород по буримости, зависящей только от свойств пород, принимается относительный показатель трудности бурения Π_6 , который В.В. Ржевский рекомендует определять по эмпирической формуле:

$$\Pi_6 = 0,007(\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) + 0,7\gamma, \quad (2.6)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{сдв}$ – прочность пород на сжатие и сдвиг соответственно; γ – объемный вес породы.

По величине Π_6 все породы разделяются на 5 классов и 25 категорий с шагом соответственно 5 и 1:

I класс – легкобуримые породы ($\Pi_6=1-5$);

II класс – средней буримости ($\Pi_6=5,1-10$);

III класс – труднобуримые ($\Pi_6=10,1-15$);

IV класс – весьма труднобуримые ($\Pi_6=15,1-20$);

V класс – исключительно труднобуримые ($\Pi_6=20,1-25$).

Для термического бурения показатель трудности определяется на основе склонности пород к хрупкому разрушению при соответствующей температуре:

$$\Pi_{\text{б.т.}} = \frac{\alpha \cdot E}{\sigma_{\text{раст}} \cdot c \cdot k_{\text{пл}}}, \quad (2.7)$$

где α – коэффициент линейного расширения;

E – модуль упругости;

$\sigma_{\text{раст}}$ – прочность пород на растяжение;

c – объемная теплоемкость пород;

$k_{\text{пл}}$ – коэффициент пластичности;

ν – коэффициент Пуассона.

По $\Pi_{\text{б.т.}}$ – породы разделены на три класса:

I класс – хорошо буримые ($\Pi_{\text{б.т.}}=0,1-0,2$),

II класс – термобуримые ($\Pi_{\text{б.т.}}=0,06-0,095$),

III класс – термотруднобуримые ($\Pi_{\text{б.т.}}<0,095$).

При этом температура нагрева пород должна быть соответственно для первого класса 400–450⁰С и для труднобуримых – 500–600⁰С.

2.5. Технологическая характеристика ударно-поворотного бурения

На карьерах и в подземных выработках бурение шпуров осуществляется ручными и колонковыми бурильными машинами (перфораторами), которые в зависимости от их массы могут быть легкими и тяжелыми соответственно 10–30 и 40–70 кг. Большинство из них эффективно работает при давлении сжатого воздуха от 4,5 до 6 кгс/см² при расходе от 1,8–3 до 3–6 м³/мин., подключенные к стационарной пневмосети или к передвижным компрессорам, производительностью 4–9 м³/мин.

Диаметр буримых шпуров зависит от диаметра коронок и колеблется от 36–42 до 46–75 мм. Глубина бурения может составлять от 3–4 до 8–15 м.

Ударное бурение перфораторами применяется в породах практически любой крепости, в том числе и мерзлых грунтах, по

льду, бетону и т.п., кроме вязких, влажных, где не происходит скола кусков породы. Показатель трудности бурения составляет $P_6=5-25$ и относится к 2–5 классу.

2.5.1. Технологическая характеристика ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения

Машины для пневмоударного бурения с погружными пневмоударниками подразделяются на самоходные на гусеничном, колесном ходу, а также монтируемые на различных салазках, в том числе для подземных работ – на подержках. Аналогично и станки вращательно-ударного бурения, которые довольно широко распространены на западе.

Наибольшее распространение нашли станки пневмоударного бурения серии СБУ и БТС. Оснащены они погружными пневмоударниками различной мощности (табл. 2.1), под долота диаметрами от 105 до 160 мм. На зарубежных станках диаметр долот колеблется от 155 до 200 мм. Диаметр буровых штанг должен соответствовать диаметру долот и колеблется от 83 до 108 мм.

Таблица 2.1

Технические характеристики погружных пневмоударников

Показатель	Тип пневмоударника				
	МП-3	П-105К	П-125К	П-160	М-32К
Диаметр долот, мм	105	105	125	160	155
Наружный диаметр, мм	92	92	112	142	135
Длина пневмоударника, м	398	610	652	750	492
Число ударов в минуту	1600	1600	1250	1275	1800
Энергия единичного удара, Дж	85	95	140	280	140
Ударная мощность, кВт	2,2	2,5	2,85	5,8	4,1
Рабочее давление сжатого воздуха, МПа	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7
Расход сжатого воздуха, м ³ /с	0,075	0,09	0,125	0,2	0,233
Масса пневмоударника, кг	11	20	31	56	40

Глубина бурения для станков ограничена 30–35 м с направлением бурения 0,15°, 30°.

Предназначены станки для работы в породах любой крепости с $f=6-20$, причем, чем крепче породы, тем большей ударной мощностью должен обладать пневмоударник. Для особо крепких и абразивных пород прибегают к использованию долот штыревого типа с самозатачивающимися штырями, стойкость которых в 1,5–2 раза выше, чем у коронок с различным числом лезвий.

Станки вращательно-ударного бурения в большинстве своем работают на гидравлической или пневматической энергии. Маслостанция обеспечивает высокое давление жидкости в сети, энергия которой используется для гидроударника и гидродвигателя для вращения штанги.

В другом варианте вращателем служит встроенный в буровую машину пневмодвигатель. Гидро- или пневмоударники наносят удары по хвостовику составной штанги или штанги фиксированного размера.

Наибольшим распространением пользуются самоходные станки фирм Тамрок, Атлас Копко и др., способные бурить скважины диаметром 65–127 мм практически по всем направлениям за счет гидравлических манипуляторов. Модификации станков этих фирм используются как на открытых, так и подземных горных работах и в строительстве. Станки устанавливаются на гусеничном или пневматическом ходу.

Для проходческих работ используются мощные перфораторы, установленные на буровых каретках с числом машин от 2 до 4, способные бурить шпуров глубиной до 4 м одной штангой. Для выноса разрушенной массы из скважины для всех машин вращательно-ударного бурения используется сжатый воздух.

2.5.2. Технологическая характеристика шарошечного бурения

Станки буровые шарошечные (СБШ) предназначены для бурения наклонных и вертикальных скважин диаметром 160–320 мм и глубиной 32–60 м в породах с коэффициентом крепости 6–18 в сухих и обводненных условиях.

Поскольку основными усилиями, обеспечивающими разрушение породы являются осевое давление и скорость вращения бурового инструмента, все станки СБШ подразделяются по массе $m_{ст}$ и допустимому осевому усилию в зависимости от показателя трудности бурения на:

- легкие – ($m_{ст} \leq 40$ т, $P_{ос} \leq 200$ кН, $d_{ск} \leq 216$ мм, $P_б = 8-10$),
- средние – ($m_{ст} \leq 60$ т, $P_{ос} \leq 350$ кН, $d_{ск} = 216-270$ мм, $P_б = 10-14$),
- тяжелые – ($m_{ст} > 85$ т, $P_{ос} > 350$ кН, $d_{ск} > 270$ мм, $P_б = 14-18$).

Эффективность бурения, как известно, зависит от способа удаления разрушенной породы из забоя, которая на современных станках осуществляется сжатым воздухом или воздухо-водяной смесью. Для этого на станках установлены по два винтовых компрессора.

Производительность буровых станков зависит от коэффициента использования их во времени, который в свою очередь зависит от уровня механизации подготовительно-заключительных операций, а также от некоторых конструктивных решений, в частности, длины бурения без наращивания бурового става.

Современные станки имеют штанги длиной 8 м, поэтому для сокращения затрат времени на наращивание штанг имеются проработки конструкций станков с более высокой мачтой и, следовательно, более длинной штангой. Например, СБШ-250-20, со штангой

в

20 м и массой станка 75 т, а станок СБШ-250-32 – для наклонного бурения скважин и станок СБШ-250-55 массой 85 т для бурения 55 м с перехватом штанги через 10 м.

Большинство станков шарошечного бурения на гусеничном ходу с независимым приводом обеих гусениц. Для установки станков над точкой бурения и горизонтирования используются гидравлические домкраты.

Для шарошечного бурения характерно, что до 65% общих затрат на бурение 1 п.м. приходится на шарошечные долота, поэтому их совершенствованию уделяется огромное внимание, а с технологической точки зрения необходимы четкие рекомендации использования различных типов долот. При этом учитываются не только свойства буриемых пород и конструкции долот, а также и режимные параметры осуществления процесса бурения и

разрушения пород. Дело в том, что для каждого комплекса условий существует оптимальный режим осевого давления и скорости вращения.

Увеличение осевого давления на опоры шарошек с удельным усилием больше критического приводит к их разрушению. При увеличении скорости вращения резко повышается износ шарикоподшипников с последующим заклиниванием шарошек, что отмечается резким ростом затрат мощности вращателя.

2.5.3. Технологические характеристики вращательного

шнекового бурения

Условиями, ограничивающими применение станков вращательного бурения с резцами, снимающими стружку, являются породы с коэффициентом крепости 4–8 и показателем трудности бурения $P_6 < 6$. Обычно такие условия имеют место на угольных месторождениях или слабых известняках.

Основной тип станков такого вида бурения СБР, способные бурить вертикальные и наклонные скважины глубиной до 30 м (реже 5 м) диаметром до 200 мм.

Удаление разрушенной породы из ствола скважины осуществляется с помощью шнека или шнековоздушным транспортом. В некоторых случаях разрушающим инструментом может быть шарошечное долото с продувкой воздухом.

Осевое давление на резец и подача его на забой осуществляется как под действием массы вращателя и бурового става, так и для некоторых станков принудительно.

В связи с тем, что резец срезает стружку толщиной, пропорциональной величине осевого усилия, в некоторых случаях его необходимо снижать демпфированием, так как крутящий момент, развиваемый двигателем вращателя, не способен срезать и отрывать стружку от массива при большом диаметре скважины. Форма и тип режущих долот подбирается в соответствии с показателем трудности бурения.

Способность эффективного удаления бурового шлама из ствола скважины определяется параметрами шнека, в частности, шагом спирали $h_{сп}$, диаметрами полки шнека и гладкой трубы.

Все станки серии СБР и СБШК на гусеничном ходу. Имеется станок БТС-150 на базе трактора Т-100М с навесным буровым оборудованием и сменным разрушающим инструментом для резания и шарошечного бурения. Для очистки скважин от шлама служит шнек или сжатый воздух.

Для вращательного бурения шпуров в подземных условиях применяются электросверла, в зависимости от их массы они делятся на ручные и колонковые. Кроме электросверл промышленность выпускает сверла с пневматическим или гидравлическим двигателем.

Область применения ручных сверл – относительно мягкие и средней крепости и неабразивные породы. В целом крепость пород ограничена коэффициентом крепости 6–10.

С помощью ручных сверл бурят шпуры глубиной 1–3 м диаметром до 45 мм по породам крепостью до 5. Колонковые электросверла позволяют бурить шпуры глубиной до 10 м диаметром до 68 мм по породам крепостью 8–10.

2.5.4. Технологическая характеристика термического бурения

Основными технологическими операциями при термическом бурении являются установка станка над точкой бурения, зажигание горелки и собственно бурение в сочетании с подачей горелки на забой и расширение скважины (при создании котловой полости) или по всей длине заряжаемой части скважины и, наконец, очистка от разрушенной массы.

Диаметры скважин при бурении одной и той же горелкой можно изменять в зависимости от скорости подачи бурового става в довольно широких пределах от 200 до 350 мм, а специальными односпловыми горелками они расширяются до 400–500 мм.

Глубина бурения ограничена 18–23 м, так как наращивание штанг не предусмотрено, поскольку внутри их имеются отверстия для всех коммуникаций: горючего, окислителя, воды и т.д.

Кроме станков собственно термического бурения имеются серийно выпускаемые станки комбинированного бурения с различными вариантами удаления бурового шлама из скважины.

Так, бурение шарошечным инструментом и термическое расширение скважин осуществляется станком СБШ-250К-20. Глубина бурения 20 м без наращивания штанг. Бурение последовательно осуществляется вначале механическим способом, а расширение – термическим. Сжатый воздух от винтового компрессора ВК-11 используется как средство транспортировки шлама, а также и как окислитель.

2.5.5. Забойные процессы и механизм разрушения горных пород при бурении

Буровые машины с ударным исполнительным органом в первую очередь ответственны за начало разрушения, по принципу действия идентичны с некоторым отличием за счет зависимого и независимого вращения бурового инструмента, когда влияние на интенсивность разрушения (его качественную и количественную картины) крутящего момента усиливается при независимом повороте долота.

В зависимости от принципа взаимосвязи между очередными ударами в горной породе возникают два состояния напряженности относительно плоскости параллельной лезвию долота: симметричное – при зависимом вращении и асимметричное со сложным напряженным состоянием при независимом вращении за счет наложения сжимающих и сдвиговых напряжений. В целом величина напряжений зависит от угла заточки и степени изношенности лезвия.

При уменьшении диаметра скважин напряжения интенсивно возрастают по углам, а в средней части падают (рис. 2.1).

По мере углубления инструмента в шпур или скважину сжимающие напряжения по углам падают, а в их стенках возникают растягивающие напряжения, имеющие максимум также по углам. Под лезвием образуется ядро уплотнения и формируется выкол породы, при этом контурные напряжения, будучи максимальными на краю лезвия, несколько снижаются и снова возрастают с приближением к выколу. Эти напряжения вызывают образование трещин и разрушение стенок скважины, поэтому она становится несколько больше диаметра инструмента.

Роль ядра уплотнения состоит в том, что в процессе его образования за счет деформации передается давление на периферийную часть массива и по обе стороны от лезвия. Ядро уплотнения образуется при первом ударе, а также при наличии предварительного выкола, в месте соседним с ним, играющим роль новой обнаженной поверхности. В этом случае ядро теряет свою симметрию с появлением наклона в сторону массива (рис. 2.1б).

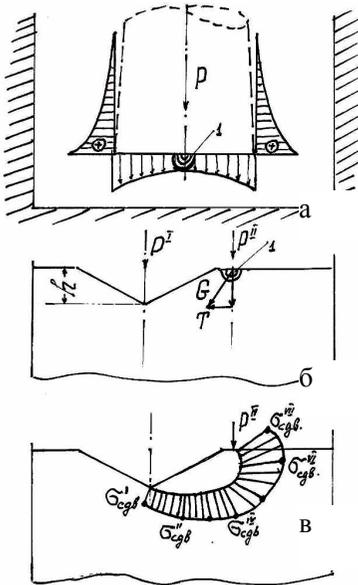


Рис. 2.1. Механизм разрушения и распределение усилий на забое скважины при ударно-поворотном бурении.

Максимальные скальвающие напряжения концентрируются со стороны массива (рис. 2.1в), благодаря чему и происходит скол породы в сторону предварительного выкола. Воздействующие усилия экспоненциально снижаются с удалением от выкола, они в свою очередь зависят от его глубины h .

В зависимости от расстояния от центра первого выкола до следующего центра ядра уплотнения, находится уровень напряжений, и как показали эксперименты Л.Г. Грабчака и С.А. Брылова, при расстоянии, равном глубине выкола, наблюдаются максимальные напряжения сдвига. Это значит, что для данной крепости породы будет наблюдаться максимальный кусок разрушенной породы. Отсюда следует, что необходим точный расчет угла поворота бура для достижения объемного разрушения, для которого характерны минимальные удельные энергозатраты.

Кратковременные импульсные ударные нагрузки можно характеризовать амплитудой, продолжительностью и формой импульса. В работах К.И. Иванова и В.Д. Андреева раскрываются дополнительные детали механизма разрушения породы при бурении ударным способом при анализе формы ударного импульса. Форма изменялась за счет скорости удара и длины бойка при нанесении их

по буру длиной 3 м с долотчатой коронкой на конце, установленной на гладкую поверхность различных по крепости пород, а также и в случае их шероховатой поверхности. Ими установлено:

1. Объем разрушенной породы, приходящийся на один удар в 3 раза выше при шероховатой поверхности, чем при гладкой.

2. Энергоемкость разрушения ниже в 2,5–3 раза для шероховатой поверхности.

3. Первоначально отраженный от породы импульс растяжения содержит до 50% энергии, в то время как при разрушении гладкой поверхности – не более 15%.

4. Максимальная амплитуда первоначально отраженного импульса растяжения доходит до 87% от начального.

Последние два вывода свидетельствуют о том, что в случае прижатого к забою бурового става, характерного для ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения возможны значительные разрушения за счет отраженного (рис. 2.2) импульса, генерирующего растягивающие напряжения в породе.

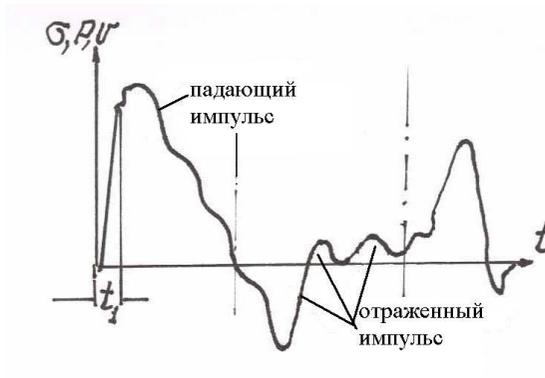


Рис. 2.2. Формирование падающего и отраженного импульсов при ударном бурении.

Расчеты удельной энергоемкости разрушения при единичном ударе, основанные на учете общей энергии, подводимой к штанге и объема разрушения, не давали реальной картины процесса. Дело в том, что не вся подведенная энергия передается от штанги к породе,

т.е. необходимо определение коэффициента передачи энергии. Коэффициент передачи энергии в породе определяется как:

$$\eta = \frac{W_H - W_0}{W_H}, \quad (2.8)$$

где W_H и W_0 – количество энергии в начальном и отраженном импульсе.

Энергия импульса определяется величиной амплитуды напряжений, снятой с осциллограммы:

$$W = \frac{c \cdot S}{E} \int_{t_0}^{t_1} \sigma^2(t) dt, \quad 9)$$

где c – скорость звука в штанге; S – сечение штанги; E – модуль упругости; σ – напряжение.

Начальный (падающий) импульс состоит, судя по осциллограмме, из нескольких сглаженных ступеней, отраженный – из двух частей этапа растяжения и сжатия. На последнюю часть накладывается вторично отраженная составляющая от ударного конца штанги обратного импульса. Наблюдаемые три пика и последовательные спады усилия объясняются тремя циклами разрушения породы.

Первый цикл разрушения происходит при малом усилии и направлен на разрушение неровностей поверхности забоя, т.е. внедрение лезвия мало. После прохождения коронкой области смятия, усилия возрастают, а скорость внедрения падает. Это момент начала разрушения второго цикла и роста скорости внедрения. Следующий относительный максимум усилия не сопровождается разрушением, совпадает с переходом через нуль, т.е. имеем упругое восстановление породы.

Расчет энергии отраженного импульса показал, что она может колебаться от 19 до 65% от начальной, что зависит от свойств породы.

При бурении на небольшую глубину сформированный у ударного конца штанги импульс почти полностью передается породе. При длинном буровом ставе потери энергии существенны. Экспериментами К.И. Иванова и В.Д. Андреева установлено, что чем больше энергия удара, тем выше коэффициент передачи энергии, это

с успехом используется в конструкции станков вращательно-ударного бурения Атлас Копко и других фирм.

При анализе связи удельной энергоемкости разрушения с общей энергией импульса удара при различных скоростях нагружения становится очевидным, что одной и той же энергии удара соответствуют два значения скорости. Обычно более высоким скоростям соответствуют более высокие значения удельной энергоемкости с разницей в 20–30%. Следовательно, при выборе величины энергии удара преимущество нужно отдавать массе, а не скорости, так как увеличение скорости приводит к росту инерционных сопротивлений породы, что увеличивает энергоемкость процесса разрушения. Повышение массы бойка обуславливает снижение скорости удара и, значит, повышает время его воздействия на породу, т.е. структура удара, построенная за счет увеличения массы более рациональна.

Забойные процессы при ударно-вращательном и вращательно-ударном бурении аналогичны описанным выше, с той лишь разницей, что в первом случае пневмоударник, всегда работающий у забоя, передает почти постоянную энергию удара коронке, в то время как во втором – она снижается с увеличением длины штанг.

Оба эти способа сочетают в себе элементы вращательного и ударного бурения. Внедрение лезвия бура в породу происходит под действием осевого усилия в сочетании с осевым же ударным импульсом, приложенным к непрерывно вращающемуся буровому ставу. Постоянный, плотный контакт коронки за счет большого усилия с породой обеспечивает снижение отраженной части импульса и, следовательно, более эффективное использование энергии начального импульса. Одновременно повышается доля крутящего момента в общем процессе разрушения породы.

Процесс разрушения при этих способах бурения протекает по-разному в зависимости от крепости пород. Для пород средней крепости осевое усилие должно быть достаточным для вдавливания лезвий в породу, а вращающий момент достаточным для среза гребешков породы между смежными ударами. Ударный импульс в данном случае носит вспомогательный характер, способствующий внедрению на большую глубину. Эти обстоятельства обеспечивают выход более крупной буровой мелочи и, следовательно, меньшую суммарную величину вновь образованной поверхности и снижение удельных энергозатрат.

При бурении крепких пород разрушение происходит в основном за счет ударной нагрузки. Осевое усилие должно обеспечивать постоянный контакт бура и породы и создание в ней напряженного состояния. С увеличением крепости пород должны расти энергия единичного удара и их число на один оборот бура.

Бурение указанными способами в породах высокой крепости обусловило применение штыревых долот, армированных зубками твердого сплава с малым вылетом, при которых возможно использование в полной мере ударного импульса для разрушения забоя скважины.

Разрушение породы при шарошечном бурении происходит в результате перекатывания зубьев шарошек по забою скважины, которые наносят удары по породе.

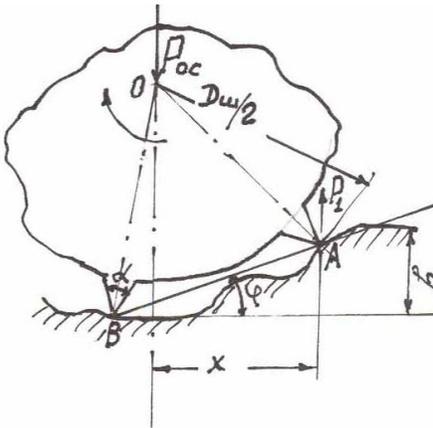


Рис. 2.3. Передача усилий на забой скважины при шарошечном бурении.

В момент касания зуба осевое усилие передается на породу соседними зубьями, а также конусом шарошки через продукты разрушения. По мере перехода зуба (рис. 2.3) в вертикальное положение на него будет действовать почти линейно возрастающая сила P_1 , направленная вертикально вверх и находящаяся на расстоянии X от оси вращения. В это время сила, действующая на зуб B будет снижаться с прекращением разрушения породы.

Механизм разрушения породы при шарошечном бурении является ударным, а сами станки по кинематике являются вращательными. Внедрение в породу зуба долота под действием осевого усилия обуславливает возникновение участков породы с разным состоянием. Там, где зуб непосредственно прилегает к ранее пораженной зоне, порода тонко измельчена, она передает неразрушенной части породы второго участка (рис. 2.3) нормальные напряжения. При скольжении по забою, вследствие того, что глубина разрушения породы всегда больше глубины внедрения зуба, он не производит дополнительного разрушения, и

лишь способствует очищению забоя от продуктов разрушения. Порода во второй части из-за низкого уровня напряжений не разрушилась, поскольку деформации развивались не полностью, не достигнув критических значений.

Средний размер продуктов разрушения (шлама) зависит от числа оборотов бурового става и величины вылета зубков относительно тела шарошки, а также конструктивных особенностей шарошки и осевого давления. Все режимные параметры бурения определяют общие и удельные затраты энергии в соответствии с известными законами дробления.

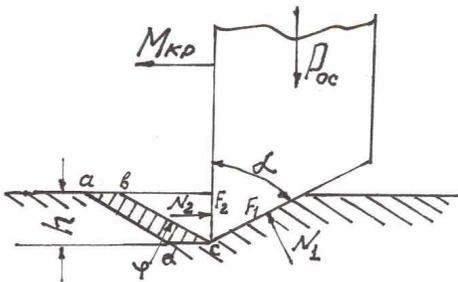


Рис. 2.4. Формирование усилий резания при вращательном бурении.

Передняя грань резца сминает породу, когда образуется ядро смятия на площади действия силы F_2 .

В породах пластичных (твердые глины, суглинки и др.) процесс разрушения носит характер плавного срезания стружки определенной толщины h . Разрушение относительно хрупких, но не крепких пород резцовым инструментом имеет характер периодических сколов частиц достаточно больших размеров с резкими колебательными усилиями на лезвии резца.

Взаимоотношения характера разрушения и величины осевого давления выражается в поверхностном или объемном разрушении. При малых нагрузках с низким удельным давлением меньше критического сопротивления породы вдавливанию, разрушение происходит вследствие поверхностного износа резца под влиянием сил трения. С увеличением осевого давления абразивный износ уменьшается и наблюдается соответствующий переход к объемному

Вращательное

бурение с использованием резцов по механизму разрушения не отличается от резания резцами металлообрабатывающих станков. Резец под действием осевого усилия движется по винтовой линии. При этом виде бурения порода разрушается под действием осевого давления $P_{ос}$ и крутящего

разрушению. Усилие на лезвии и потребляемая мощность растут до максимума в результате происходит скол по **abcd** (рис. 2.4), что ведет к спаду сопротивления породы и потребляемой мощности.

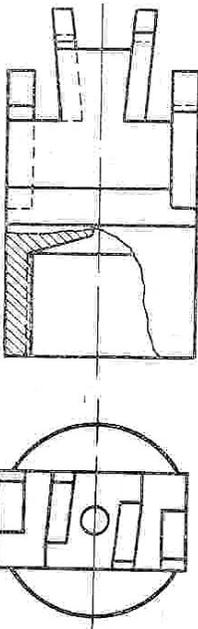


Рис. 2.5.
Коронка крупного
скола.

При этом виде бурения, очевидно, что толщина стружки h прямо пропорциональна осевой нагрузке и, следовательно, уровню объемного разрушения с соответствующими удельными энергозатратами.

Одной из модификаций вращательного бурения в породах крепостью до 12, является так называемый вариант применения резцов крупного скола, в свое время разработанного в Киргизии Ю.Н. Смирновым (рис. 2.5). Резец конструктивно выполнен с прерывисто-ступенчатой режущей кромкой, образующей в процессе бурения три плоскости обнажения. Схема разрушения горных пород такими резцами основана на использовании неоднородностей напряженного состояния породы, снижении роли пластических деформаций и повышении роли хрупких, а также частичного перевода напряжений сжатия в область напряжений сдвига.

Механика разрушения аналогична рассмотренной ранее. Однако здесь имеются свои особенности. В частности, известно, что наиболее трудно разрушаемыми участками являются центр и периферия скважины (рис. 2.6). Удельное контактное сопротивление породы (давление на лезвие резца) возрастает от периферии к центру по гиперболе:

$$q_i = \frac{2R-1}{2r-1} \cdot q_n, \quad (2.10)$$

где q_i и q_n – удельные давления породы на рассматриваемый периферийный участок режущей кромки лезвия; R и r – кратчайшее расстояние от оси резца до рассматриваемой точки.

Если сравнить картину в коронках с рассечкой по центру шириной «в» и аналогичную без рассечки (сплошную), то при бурении коронкой с центральными передовыми резцами (с рассечкой) средний диаметр шлама d_{cp} более крупный, а это значит что энергозатраты ниже.

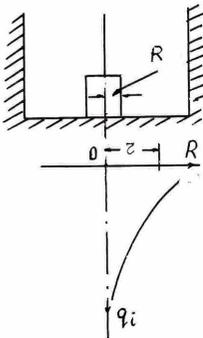
Уменьшение удельной реакции породы в центре способствует увеличению глубины внедрения резца:

$$h_p = \frac{1+k}{1-k} \cdot h_o, \quad (2.11)$$

где h_p и h_o – соответственно глубина внедрения в породу резца с рассечкой и без нее при повороте на один оборот; K – коэффициент отношения диаметра рассечки к диаметру резца, т.е.:

$$k = \frac{b}{2R}. \quad (2.12)$$

Удельное контактное давление выражается как:



$$q = \frac{P(1+k)}{4r \cdot a(1-k)}, \quad (2.13)$$

где P – осевое усилие; a – толщина резца.
Если $r=kR$, то

$$q = \frac{P(1+k)}{4a \cdot R \cdot k(1-k)}. \quad (2.14)$$

Удельное тангенциальное давление составляет часть общего, т.е.:

$$q_\tau = \frac{f_{тр} P(1+k)}{2m \cdot h \cdot R(1-k) \cdot k} + C, \quad (2.15)$$

где $f_{тр}$ – коэффициент трения; m – соотношение части слоя породы срезаемого резцом к его общей толщине; C – сцепление.

Рис. 2.6.
Схема к расчету усилий резания для коронок крупного скола.

Последнее уравнение можно минимизировать для определенных условий, а именно, подбором размера рассечки, т.е. величины «к» при условии минимального q_r . Это условие выполняется при $k=0,415$ или при диаметре рассечки $d=0,83R$. Для резцов диаметром 42 мм диаметр рассечки составляет 17,5 мм, а резцы будут иметь ширину не менее 5 мм для основной режущей кромки.

Коронки крупного скола были испытаны при осевом давлении 1000–1100 кг при скорости вращения бура 140–290 об/мин. Эффект объемного разрушения подтверждается минимумом удельных затрат энергии, составившей $0,130 \text{ Вт/см}^3$, который оказался в 25–30 раз ниже, чем при ударно-поворотном способе бурения в тех же породах. Гранулометрический состав бурового шлама подтверждает установленный факт (табл. 2.2).

Данные табл. 2.2 свидетельствуют, что и запыленность рудничной атмосферы резко падает при бурении коронками крупного скола до $0,2\text{--}0,5 \text{ мг/м}^3$, против долотчатой коронки – $2,5\text{--}3,8 \text{ мг/м}^3$, а также снижается шум и вибрации.

Таблица 2.2

Результаты испытаний коронок крупного скола

Размер частиц шлама, мм	Резец крупного скола с пластинками твердого сплава толщиной, мм				Долотчатая коронка ударно-поворотного бурения	
	4		5			
	Масса фракции, г	%	Масса фракции, г	%	Масса фракции, г	%
Более 1,6	352,25	30,8	211,63	22,3	3,55	0,4
1,0-0,8	261,25	22,9	228,76	24,1	54,90	6,8
0,8-0,4	115,97	10,3	117,23	12,3	29,55	3,6
0,4-0,2	154,70	13,6	160,10	16,9	275,60	34,0
0,2-0,1	95,45	8,4	87,90	9,3	176,45	21,7
0,1-0,07	49,50	4,3	38,71	4,1	79,40	9,8
менее 0,07	11,06	0,7	105,32	11,0	192,90	23,7

2.6. Механические способы разрушения при бурении

Непосредственный контакт разрушающего бурового инструмента с породой предопределяет необходимость учета ее физико-механических свойств. Образование буровой полости в массиве горных пород возможно при откалывании от него кусков определенных размеров и вынос их из ствола шпура или скважины. Откол, дробление или измельчение горной породы на забое возможен за счет приложения к нему энергии достаточного уровня. Совершенствование конструкции разрушающего инструмента, как и буровой машины в целом, возможно путем установления энергетических затрат на разрушение породы и характера их изменения и влияния, т.е. режимных параметров на качественные и количественные показатели процесса разрушения.

2.6.1. Основы теории разрушения пород при ударном бурении

Основной особенностью ударно-поворотного бурения является жесткая конструктивная связь ударного и поворотного механизмов. По этой причине считалось, что основным показателем, характеризующим работу таких машин, служит ударная мощность. В таком случае скорость бурения должна находиться в прямой зависимости от ударной мощности – основного режимного показателя.

Экспериментальные данные свидетельствуют, что на скорость бурения оказывает влияние осевое усилие, а также и число ударов, которые также являются режимобразующими параметрами. Поскольку у ударно-поворотных машин происходит зависимое вращение то, вероятно, и число оборотов также можно отнести к режимным параметрам.

Любой разрушающий инструмент (буровая коронка) имеет угол заострения, колеблющийся в широких пределах. Следовательно, при поступательном ударном движении коронка,

внедряясь на глубину h в породу своими боковыми гранями, часть ударного усилия, равно как и осевого давления, будет направлено под углом к граням. За счет этого следует ожидать явление скола.

Однако наличие вращательного момента должно обуславливать появление среза, для подтверждения чего В.А. Латышев и

А.Д. Пашков исследовали механизм разрушения с изменением режимообразующих факторов: P – осевого усилия; e – энергии единичного удара; N – числа ударов; n – числа оборотов коронки; a – минутной ударной работы.

Шпур бурили перфоратором ПР-20 диаметром 45 мм, при площади забоя $15,6 \text{ см}^2$ по породе крепостью $f = 18$. Результаты опытов приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Влияние режимообразующих факторов на скорость бурения

Осевое усилие P , кг	Давление e сжатого воздуха в сети, ати	Энергия e единичного удара, Дж	Частота a рабочих ударов, N , 1/мин	Минутная ударная работа, a Дж/мин	Число оборотов в буре, n , 1/мин	Скорость бурения, V , см/мин
27	4,8	35,8	1170	4,8	272	5,0
60	4,8	39,0	2770	10,82	198	16,5
100	4,8	32,2	3090	9,95	150	18,0
80	4,5	38,4	2780	10,68	213	14,5
80	4,0	34,8	2810	9,50	180	16,5

Снижение энергоемкости процесса под воздействием осевого усилия свидетельствует об изменении механизма разрушения. Смысл этого изменения вытекает из основных законов дробления. В частности, рост энергоемкости говорит о возрастании более мелких фракций шлама и, наоборот, падение энергозатрат означает переход от поверхностного к объемному разрушению, когда общий объем пластических деформаций падает.

Эксперименты показали, что с увеличением осевого давления удельная энергоёмкость и количество оборотов бура падают, что, вероятно, объясняется участием в процессе разрушения не только ударной нагрузки, но и усилия крутящего момента, способствующего срезу породы.

В.А. Латышев и А.Д. Пашков систему ударов бура о забой рассматривают как «подготовительные» и «результатирующие». Первые образуют на забое шпура сеть макро- и микротрещин, благодаря которой бур способен срезать нарушенную зону даже при относительно малой энергии вращения. Энергия последующих ударов расходуется не на окончательное разрушение трещиноватой зоны, а на выкалывание некоторого объема и развития трещин в прилегающем слое породы.

Рассмотрим с позиций приведенных выше закономерностей между затратами энергии и результатом дробления породы формирование аналогичных связей в зависимости от важнейших параметров процесса при ударно-поворотном бурении.

Под действием силы $P_{уд}$ лезвие бурового инструмента внедряется, сминая породу на глубину h , обратно пропорциональную прочности породы $\sigma_{сж}$:

$$h = \frac{P_{уд}}{2 \cdot d \cdot \sigma_{сж} \cdot \varepsilon \cdot \eta \cdot \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f_{тр} \right)}, \quad (2.16)$$

где d – длина лезвия, составляющая 1,05–1,08 диаметра шпура;

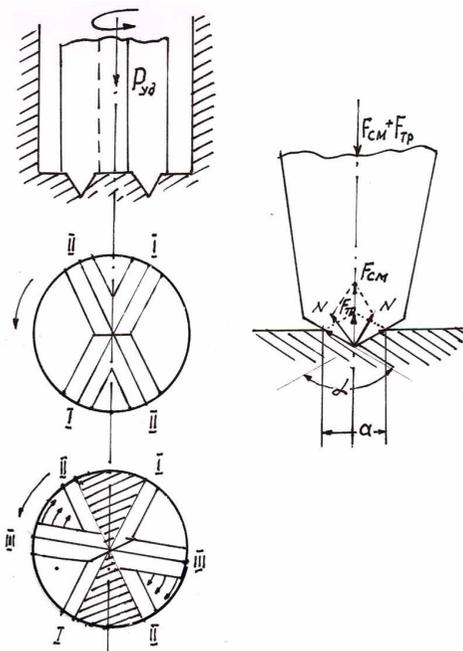


Рис. 2.7. Схема разрушения забоя шпура при ударном бурении.

ε – коэффициент формы лезвия коронки (долота);

α – угол заточки коронки, находится в пределах 90–120°;

$f_{тр}$ – коэффициент трения инструмента о породу;

η – коэффициент затупления лезвия, равный 1,0–1,3.

Под действием силы $P_{уд}$ под клиновидным лезвием коронки (рис. 2.7) возникает сила T , перпендикулярная оси шпура и вызывающая скалывание секторов породы между двумя очередными ударами коронки:

$$T = \frac{P_{уд}}{2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f \right)}. \quad (2.17)$$

Эта сила должна преодолевать прочность породы на скалывание $\sigma_{ск}$, тогда:

$$T \geq \frac{\pi d^2}{4 \cdot n} \sigma_{ск}. \quad (2.18)$$

Величина этой силы тем меньше, чем больше число ударов n коронки за один оборот штанги. Уменьшение числа ударов можно компенсировать увеличением энергии единичного удара.

Оптимальная частота ударов способствует лучшим условиям разрушения породы:

$$n_{\text{опт}} = \frac{\pi \cdot d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f \right)}{2 \cdot P_{\text{уд}}} \cdot \sigma_{\text{ск}}. \quad (2.19)$$

Число ударов долота в минуту связано со скоростью вращения инструмента и оптимальным числом ударов на один оборот:

$$n = n_1 \cdot n_{\text{опт}}. \quad (2.20)$$

Главный показатель процесса бурения, скорость выражается как:

$$v = 2 \cdot h \frac{n}{n_{\text{опт}}}. \quad (2.21)$$

При глубине внедрения лезвия коронки h работа одного удара составит:

$$A = \frac{P_{\text{уд}} \cdot h}{2}. \quad (2.22)$$

Величина механической скорости бурения, связанная с работой удара окажется равной:

$$v = \frac{4 \cdot P_{\text{уд}}}{\pi \cdot d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f \right) \cdot \sigma_{\text{ск}}} \quad v = \frac{8A \cdot n}{\pi \cdot d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f \right) \cdot \sigma_{\text{ск}}}, \quad (2.23)$$

или

$$v = \frac{4 \cdot P_{\text{уд}} \cdot h \cdot n}{\pi \cdot d^2 \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + f \right) \cdot \sigma_{\text{ск}}}. \quad (2.24)$$

Объем разрушения от силы $P_{\text{уд}}$ будет равен:

$$V = \frac{d^2 \cdot b}{\sigma_0} \cdot \operatorname{tg} \alpha_0, \quad (2.25)$$

где b – сторона прямоугольной площадки, см;

σ_0 – доля сопротивления раздавливанию породы, вероятно, соответствующая сопротивлению сдвига и равная для слабых пород $0,185 \sigma_{сж}$, а для крепких $-0,204 \sigma_{сж}$;

α_0 – угол наклона грани призмы давления к направлению силы $P_{уд}$.

Удельные энергозатраты при ударно-поворотном бурении определяются соотношением:

$$e = \frac{A}{V}, \text{ т.е. } e = \frac{P_{уд} \cdot h \cdot \sigma_0}{2 \cdot d^2 \cdot b \cdot \operatorname{tg} \alpha_0} \quad (2.26)$$

Приведенные соотношения дают представление об основных параметрах процесса разрушения породы при этом виде бурения, позволяют осознанно управлять их выбором для каждого конкретного случая.

2.6.2. Теория рабочего процесса машин

ударно-вращательного и вращательно-ударного бурения

Ударно-вращательный способ бурения можно рассматривать как ударный с непрерывным вращением разрушающего инструмента с моментом $M_{кр}$, забойный двигатель которого обеспечивает ударную нагрузку $P_{уд}$, при осевом усилии $P_{ос}$, в целом действующим на буровой став. Осевое давление по величине не больше 250–400 кг.

Вращательно-ударное бурение представляет процесс, объединяющий элементы вращательного и ударного способов, когда при независимом вращении бурового става по нему наносятся

непрерывные осевые удары со стороны противоположной породоразрушающему инструменту.

В обоих этих способах разрушения устраняются известные недостатки ударного и вращательного бурения. Сам процесс становится непрерывным с явным повышением скорости.

Теория рабочего процесса может быть представлена в виде оптимизации соотношения между энергией и частотой ударов, при котором скорость бурения будет максимальной.

Известно, что ударная мощность при бурении равна произведению энергии единичного удара $A_{уд}$ на частоту ударов Z_1 , и для данной ударной мощности соотношение между ними может быть различным.

Скорость бурения связана с частотой вращения бура и величиной подачи бурового става уравнением:

$$v = (v_v + v_{уд})n, \quad (2.27)$$

где v_v – величина подачи за один оборот долота при вращательном бурении при отсутствии ударов, мм/об.;

$v_{уд}$ – подача за один оборот долота за счет ударов, мм/об.;

n – скорость вращения бура, об/мин.

Для крепких пород $v_v \rightarrow 0$ даже при большом осевом усилии, с учетом же того, что присутствует ударная нагрузка, величина v_v отличается от 0. При бурении крепких пород подача за один оборот практически обеспечивается разрушением от ударов, т.е.:

$$v = v_{уд} \cdot n. \quad (2.28)$$

Если бы при этом использовалась полная глубина внедрения лезвия бура в породу $h_{уд}$, то:

$$v_{уд} = h_{уд} \cdot Z_1. \quad (2.29)$$

Фотограммы процесса перемещения бурового инструмента по поверхности забоя показывают, что $h_{уд}$ используется не полно (рис. 2.8) при каждом ударе и является результатом отражения (отскок) и отпора лезвия от породы, а также деформации штанги.

Фактическая величина подачи будет снижаться за счет коэффициента использования ударного внедрения $k_{и}$:

$$v'_{уд} = h_{уд} Z_1 \cdot k_{и}. \quad (2.30)$$

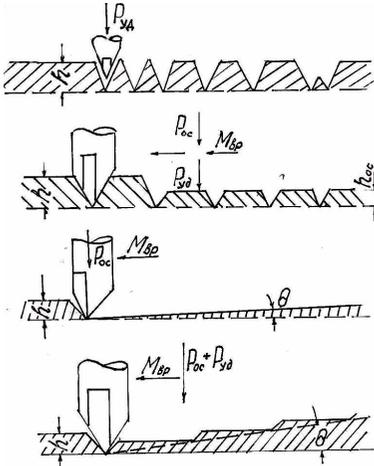


Рис. 2.8. Различие в этапах разрушения забоя скважины при ударном, ударно-вращательном, вращательном и вращательно-ударном бурении

С увеличением Z_1 коэффициент $k_{и}$ уменьшается, что обусловлено ростом разрушенной зоны. Связь между $k_{и}$ и Z_1 выражается как:

$$k_{и} = a - b \cdot Z_1^c, \quad (2.31)$$

где a , b , c – коэффициенты, характеризующие интенсивность снижения $k_{и}$ с ростом Z_1 .

С учетом $k_{и}$ – скорость бурения в крепких породах будет выражаться:

$$v = h_{уд} \cdot Z_1 \cdot k_{уд} \cdot n.. \quad (2.32)$$

Лезвие долота может внедряться в породу, если энергия удара достигнет некоторой критической для породы величины:

$$h_{уд} = k_{и} \sqrt{A_{уд}}. \quad (2.33)$$

Если учесть, что соотношение между ударной мощностью $N_{уд}$ и энергией единичного удара равно:

$$\eta = \frac{N_{уд}}{A_{уд}}. \quad (2.34)$$

Тогда скорость бурения составит:

$$v = k_1 \sqrt{A_{уд}} \cdot \eta \cdot (a - b Z^c)$$

или

$$v = k_1 N_{\text{уд}} \left(\frac{a}{\sqrt{A_{\text{уд}}}} - \frac{b}{A_{\text{об}}^{c+0,5}} \cdot \frac{N_{\text{уд}}^c}{n^c} \right). \quad (2.35)$$

Исследуя последнее соотношение на экстремум, установим, что скорость бурения окажется максимальной при величине энергии удара:

$$A_{\text{уд}} = \frac{N_{\text{уд}}}{n} \cdot \sqrt{\frac{2b}{a} (0,5 + c)}. \quad (2.36)$$

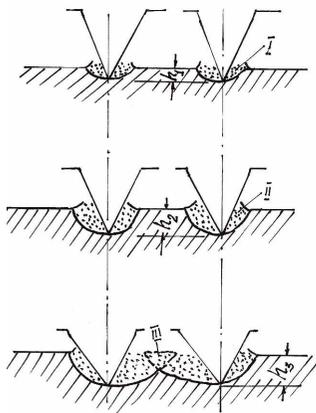
Например, Б.З. Израелит для гранита крепостью $f=14-16$ при диаметре коронки 46 мм получил:

$$A_{\text{уд}} = 5,61 \left(\frac{b}{a} \right)^c \cdot \frac{N_{\text{уд}}}{n}. \quad (2.37)$$

Анализ последнего соотношения свидетельствует о том, что чем больше ударная мощность, тем выше энергия удара, когда скорость достигает максимума. Здесь видно, что чем больше скорость вращения коронки, тем ниже может быть энергия удара при данной ударной мощности, но число ударов должно быть максимальным. Уровень же энергии удара не должен быть ниже некоторого критического значения, при котором возможно разрушение породы.

2.6.3. Теория разрушения пород вращательным шарошечным бурением

Математическое описание действительного процесса перекатывания шарошки по породе, сопровождающегося ее разрушением с учетом упругих деформаций породы и зубьев (штырей) шарошки, является задачей довольно трудной, из-за неопределенности физики происходящего.



Зубья шарошки периодически соприкасаются с породой, и под действием осевого усилия P_{oc} (рис. 2.9) каждый из них внедряется на глубину h_3 . Если долото имеет $Z_{ш}$ штук шарошек, каждая из которых контактирует по длине L , то суммарная длина линии контакта зубьев с породой обеспечивает скол довольно больших кусков. Вторичное дробление их на забое значительно увеличивает общую длину линии контакта и в расчетах принимается равной половине диаметра долота D_1 .

Глубина внедрения зуба определяется уравнением:

$$h_3 = \frac{P_{oc}}{Z_{ш} \cdot D_1 \cdot \sigma_{м.б.} \cdot \left(\operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} + \mu_1 \right) k_3}, \quad (2.38)$$

где $\sigma_{м.б.} = 0,5(\sigma_{ск} + \sigma_{ск})$ – предел прочности породы при механических способах бурения, связанный с показателем трудности бурения по В.В. Ржевскому;

α – угол заострения зуба (штыря) шарошки;

μ_1 – коэффициент трения зуба о породу;

k_3 – коэффициент, учитывающий затупление зуба.

Скорость шарошечного бурения (подачи) при частоте вращения долота $n_{вр}$ выражается как:

$$v_{б\tau} = 60k_{ск} \cdot h_3 \cdot n_{вр} \cdot Z_{ш}, \quad (2.39)$$

где $k_{ск} \cong 0,5$ – коэффициент, учитывающий снижение скорости бурения из-за неполного скалывания породы между зубьями.

Частота вращения $n_{вр}$ – зависит от крепости породы и принимается равной $1,2-2,5 \text{ с}^{-1}$, с увеличением которой резко возрастает износ долота.

Рациональное осевое усилие P_{oc} можно принимать равным: где f – коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову.

$$P_{oc} = \frac{(6 \div 8) \sigma_{сж} \cdot D_1}{1000}. \quad (2.40)$$

Мощность двигателя вращателя $N_{вр}$ определяется как:

Рис. 2.9. Схема разрушения забоя скважины шарошками.

$$N_{вр} = M_{вр} \cdot \omega_{вр} \cdot \eta_{вр}^{-1} = 2\pi \cdot M_{вр} \cdot n_{вр} \cdot \eta_{вр}^{-1}, \quad (2.41)$$

где $\omega_{вр}$ и $n_{вр}$ – соответственно условная частота и частота вращения штанги; $\eta_{вр} = 0,65-0,7$ – КПД передачи трансмиссии вращателя.

При этом связь между вращательным моментом ($M_{кр}$) и осевым усилием (P_{oc}) регулируется соотношением так, что на 1 кН осевого давления, $M_{кр}$ должен составлять 0,02–0,04 КНм.

Внедрение зуба шарошки в породу на максимальную глубину можно определить из уравнения баланса энергии. На отдельный зуб действует сила, приходящаяся на единицу длины зуба:

$$P_{уд} = \frac{2P_{oc}}{k \cdot D^2_1} \cdot S, \quad \frac{2P_{oc} \cdot S}{k \cdot D^2_1 \cdot l} = \frac{2P_{oc} \cdot b}{k \cdot D^2_1}, \quad (2.42)$$

где S – площадь основания зуба, см²;

l – длина зуба (вылет относительно тела шарошки), см;

b – ширина основания зуба, см;

k – коэффициент пропорциональности, связывающий физико-механические свойства породы, параметры инструмента и режима бурения.

Сила взаимодействия зуба с породой пропорциональна глубине внедрения:

$$P_{уд} = \frac{2P_{oc} \cdot h_3 \cdot b}{k \cdot D^2_1 \cdot h_0}, \quad (2.43)$$

где h_0 – максимальная глубина внедрения.

Работа, выполняемая этой силой за время внедрения зуба, составляет:

$$A_{уд} = \frac{\pi}{24} \cdot \frac{h_0^2 \cdot \sigma_p^2}{G}, \quad (2.44)$$

где G – масса инструмента; σ_p – предел прочности породы при разрушении.

2.6.4. Разрушение горных пород при вращательном бурении резанием

Теоретические расчеты при этом виде бурения сводятся к определению осевого давления и глубины внедрения, а движение самого реза происходит по винтовой линии.

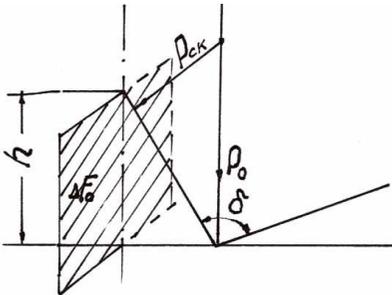


Рис. 2.10. Схема резания породы при вращательном бурении.

За каждый оборот бурового става с забоя срезается слой породы толщиной h (рис. 2.10). Резец в заглубленном состоянии удерживается осевым усилием $P_{ос}$, порода разрушается в результате сложения крутящего момента $M_{кр}$ и осевого давления $P_{ос}$. Этому давлению препятствует сопротивление породы N_1 и N_2 соответственно с задней и передней граней реза. С этих же направлений действуют силы трения F_1 и F_2 .

Силы сопротивления породы по граням равны:

$$N_1 = \sigma_{сж} \cdot S_k \quad N_2 \sigma_{ск} \cdot S'_k, \quad (2.45)$$

где $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{ск}$ – предел прочности породы сжатию и сдвигу;
 S_k, S'_k – площади контакта с задней и передней стенками.
 Силы трения пропорциональны коэффициенту трения f :

$$F_1 = N_1 \cdot f \quad F_2 = N_2 \cdot f, \quad (2.46)$$

где $f = \operatorname{tg} \varphi$, φ – угол трения.

Разрушение породы наступит, когда:

$$P_{oc} \geq N_1 + N_2 + F_1 + F_2. \quad (2.47)$$

Разложив усилия N_1 и N_2 с учетом угла заточки резца α или спроектировав последнее соотношение на горизонтальную и вертикальную плоскости, получим:

$$N_2 = N_1 (\cos \alpha - \operatorname{tg} \varphi \cdot \sin \alpha) = N_1 \frac{\cos(\alpha + \varphi)}{\cos \varphi}$$

$$P_{oc} = N_2 \frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} + N_2 \frac{\sin(\alpha + \varphi)}{\cos \varphi}. \quad (2.48)$$

$$P_{oc} = N_1 \frac{\sin(\alpha + 2\varphi)}{\cos^2 \varphi}, \quad N_1 = \frac{\sigma_{сж} L \cdot h}{\cos \alpha},$$

где h – глубина внедрения резца; L – длина лезвия резца.

Заменив N_1 , получим осевое усилие:

$$P_{oc} = \frac{\sigma_{сж} \cdot L \cdot h \cdot \sin(\alpha + 2\varphi)}{\cos \alpha \cdot \cos^2 \varphi}. \quad (2.49)$$

Связь глубины внедрения с осевым усилием представляется в виде:

$$h = \frac{P_{oc}}{\sigma_{сж} \cdot L} \cdot \frac{\cos \alpha \cdot \cos^2 \varphi}{\sin(\alpha + 2\varphi)}. \quad (2.50)$$

Скорость бурения будет равна:

$$v_6 = h \cdot n \cdot m, \quad v_6 = \frac{P_{oc} \cdot n \cdot m}{\sigma_{сж} L} \cdot \frac{\cos \alpha \cdot \cos^2 \varphi}{\sin(\alpha + 2\varphi)}. \quad (2.51)$$

где n – скорость вращения, об/мин; m – число резцов в коронке (долоте).

Величина крутящего момента, необходимого для вращения бурового става под нагрузкой определяется как:

$$M_{к\ p} = \frac{10^3}{16} D_k^2 (\sigma_{сж} + \sigma_{сдв}) (1 + k_3 \cdot tg\varphi) k_k \cdot h \cdot m, \quad (2.52)$$

или

$$M_{к\ p} = \frac{D_k}{4} m (N_2 + \mu_1 \cdot P_{ос}), \quad (2.53)$$

где K_3 – коэффициент на степень затупленности резца.

Объем породы, разрушаемый долотом:

$$V_1 = \frac{\pi}{4} D_k^2 \cdot K_p \cdot v_б, \quad (2.54)$$

где K_p – коэффициент разрыхления породы.

Для обеспечения транспортировки разрушенной породы объемом V_1 по шнеку необходимо, чтобы выполнялось условие $V \geq V_1$:

$$V = 15\pi (D^2 - d^2) \cdot k \cdot S \cdot \psi (n_{вр} - n_o), \quad (2.55)$$

где D и d – соответственно диаметр шнека и его вала;

K – коэффициент на просыпание породы в зазор между шнеком и стенками скважины;

Ψ – коэффициент заполнения шнека;

$n_{вр}$ – частота вращения шнека;

n_o – критическая частота вращения;

S – шаг винта шнека.

Подъем разрушенной массы по шнеку возможен при условии $n_{вр} \geq n_o$:

$$n_{вр} \geq \frac{D_k^2 \cdot K_p \cdot v_б}{60k(D^2 - d^2)S \cdot \psi} + n. \quad (2.56)$$

2.7. Физические способы разрушения горных пород при бурении

При физических способах разрушения пород на них воздействуют различными физическими полями, в том числе и вещественными, например, тепловым, водой сверхвысокого давления и др. При этом отклик физико-механических свойств пород на это воздействие оказывается совершенно иным, чем при механических способах разрушения, в частности, скорость бурения или удельные затраты энергии слабо зависят от прочности пород.

2.7.1. Термическое бурение

Термическое бурение основано на тепловых свойствах горных пород, их теплопроводности, коэффициенте линейного и объемного расширения и теплоотдаче, характеристики которых в краткой форме представлены в части 1. Там же отмечено, что породы хрупкие с низким коэффициентом Пуассона разрушаются быстрее, с меньшими удельными энергозатратами, чем породы в которых превалируют пластические деформации.

При термическом разрушении в горных породах протекают следующие процессы: тепловое расширение; нарушение кристаллической решетки; полиморфные превращения в окварцованных породах; химические превращения; изменение агрегатного состояния вплоть до плавления; изменение тепловых свойств породы; изменение прочностных характеристик.

Прочностные свойства пород с изменением температуры вначале увеличиваются, а затем – снижаются, что определяется величиной температурного градиента.

Температурный градиент зависит от величины теплового потока, т.е. количества тепла, передаваемого газовой струей в единицу времени на единицу поверхности породы:

$$q_T = \frac{Q_n}{F \cdot t}, \quad (2.57)$$

где Q_n – генерируемое количество тепла, Дж/с; F – площадь поверхности, m^2 .

Величина удельного теплового потока зависит от скорости струи газов и возрастает с ее увеличением, что достигается с помощью сопел Ловаля, обеспечивающих сверхзвуковые скорости, а температура ограничивается термической стойкостью материала горелки.

Горелка работает на принципе жидкостного реактивного двигателя. Высокотемпературные газовые струи образуются в результате сгорания распыленного горючего (керосин, дизтопливо и др.) в окислителе (кислород, воздух). Имеются разработки горелок ракетного типа, в которых окислителем является азотная кислота, благодаря чему резко возрастают скорости бурения – до 15–25 м/час.

В камере горелки при сжигании топлива достигается температура газов 2500–3500⁰С, истекающих из сопел со скоростями 1800–2200 м/с.

Разрушенная порода выносятся из забоя продуктами горения и парами воды, которая подается к горелке для ее охлаждения с расходом 2–4 м³/час.

В процессе бурения для равномерного разрушения породы всего забоя штанга с горелкой вращается со скоростью 6–30 об/мин и плавно подается на забой.

Практический опыт свидетельствует, что при равных величинах удельного теплового потока q и параметрах горелок и компонентов горючей смеси скорость бурения зависит от петрографического состава пород Ψ , от линейной скорости подачи и частоты вращения термобура:

$$v_{\text{б.т.}} = (\Psi, v_n, n).$$

С увеличением скорости подачи термобура на забой скорость сначала растет, но после достижения максимума – падает. С увеличением частоты вращения горелки процесс разрушения породы улучшается и до некоторого предела растет скорость бурения, затем она падает, вероятно, из-за того, что по времени облучаемого участка породы не успевают достичь максимальных термических напряжений. Явление недостаточной экспозиции приложенной к породе мощности в данном случае полностью подчинено известным закономерностям.

Скорость термического бурения в зависимости от удельного теплового потока и свойств породы определяется как:

$$v_{\text{б.т.}} = \frac{q_T \cdot \alpha \cdot E}{c \cdot \rho \cdot \sigma_p (1 - 2\nu)}, \quad (2.58)$$

где α – коэффициент расширения;
 E – модуль упругости;
 c – удельная теплоемкость породы;
 ρ – плотность породы;
 σ_p – разрушающее напряжение;
 ν – коэффициент Пуассона.

Сущность термического бурения заключается в следующем. В камере сгорания горелки при сжигании топлива генерируется струя раскаленных газов, истекающих из сопел горелки со скоростями 1580–2200 м/с, нагревающих породу. Неравномерный нагрев породы порождает возникновение термических напряжений. Степень неравномерности прогрева породы возрастает вследствие вращения горелки, предопределяющий явление «шелушения» верхнего слоя породы. Отколовшиеся частицы выносятся из скважины парогазовой смесью, обнажая новые слои породы.

Поступательное движение штанги с горелкой способствует образованию скважины, диаметр которой зависит от скорости подачи горелки. Таким образом, управляя скоростью подачи, можно изменять диаметр скважины.

В отличие от механического способа разрушения при бурении, когда увеличение прочности пород приводит к снижению скорости внедрения, для термического бурения эффективность повышается.

Одним из вариантов термического бурения является термомеханический, когда нагрев породы совмещается с обычным механическим бурением, однако сам комплекс разрушающих инструментов достаточно сложен. Задача сводится к наложению на термические напряжения механических, в результате чего интенсифицируется разрушение. Как правило, тепловое нагружение осуществляется газовой или плазменной горелками, а механическое – шарошечным долотом.

Как известно, удельная работа термического разрушения A_T складывается из работы A_0 , затраченной на собственно механическое разрушение и из потерь энергии на термические преобразования в породе:

$$A_T = A_0 + A_\Phi = \sigma_{сж} \cdot c \cdot \rho \cdot (1 - 2\nu) \left[\frac{2E}{E_{деф}} - 1 \right] \frac{1}{\alpha \cdot E}, \quad (2.59)$$

где $E_{деф}$ – модуль деформации.

Уравнение показывает, что в сравнении с чисто механическим разрушением при термическом имеются дополнительные потери, связанные с коэффициентом преобразования тепла в механические напряжения, равным:

$$\eta_T = \frac{A_n}{A_n} = \frac{A_0 + A_\Phi}{A_0 + A_{ф.т.}} = \frac{\sigma_{сж} \cdot \alpha}{2 \cdot c \cdot \rho \cdot (1 - 2\nu)} \leq 1. \quad (2.60)$$

Чем выше физико-механические показатели пород E , α и σ , тем больше коэффициент преобразования тепловой энергии в механическую.

Если выделить относительно постоянный параметр:

$$\frac{1}{E} \left(2 \frac{E}{E_{деф}} - 1 \right), \quad (2.61)$$

и сравнить оставшиеся параметры $\sigma_{сж}$, и $c \cdot \rho (1 - 2\nu)$, то можно представить уровни энергоёмкости при механическом и термическом разрушении:

$$\sigma_{сж} \leq \frac{c \cdot \rho}{\alpha} (1 - 2\nu). \quad (2.62)$$

Следовательно, формально механический способ менее энергоёмок, но фактические производственные условия делают предпочтительным бурение термическим, электротермическим и т.п. способами, что обусловлено следующими причинами:

1. Разрушение пород механическими способами возможно только весьма прочными и износостойкими рабочими органами с приложением больших усилий.

2. Механическое разрушение связано с поверхностным воздействием на породу, в результате в ней возникают силы сжатия, в отличие от немеханических способов, при которых в процессе разрушения основную роль играют растягивающие напряжения.

3. Энергоемкость разрушения пород механическими способами зависит от их прочности (прямо пропорционально квадрату прочности), в то время как при немеханических способах в ряде случаев прочность может не влиять на величину работы разрушения (при $E/\sigma_{сж}=\text{const}$). Чем больше параметры E , $\sigma_{сж}$ и α , тем выше коэффициент преобразования тепловой энергии в механическую.

Любые комбинации физических или тепловых способов разрушения при бурении с механическими имеют целью некоторое предварительное (до начала работы механического разрушающего инструмента) ослабление горных пород. К такому методу разупрочнения относят воздействие тепловым полем, что позволяет интенсифицировать собственно механическое бурение в породах средней крепости и крепких, соответственно в 1,5–10 раз. Однако крупным недостатком является то, что в поле высоких температур существенно снижается стойкость породоразрушающего инструмента.

Другим способом повышения скорости разрушения пород является способ знакопеременного воздействия, например, интенсивным охлаждением, при котором релаксация напряжений почти отсутствует. Этой проблемой занимаются на Украине А.Н. Москалев, Е.Ю. Пигида и другие, у которых имеются крупные теоретические и экспериментальные исследования. Охлаждение породы приводит к развитию в поверхностном слое напряженного состояния всестороннего растяжения и соответствующих затрат энергии. Заслуживает внимания тот факт, что охлаждение приводит к необратимому разупрочнению пород за счет трещинообразования. Имеются данные, что глубина раскрытия трещин значительно больше, чем глубина охлаждения, так как скорость раскрытия и роста трещин значительно выше, чем скорость движения холодного фронта в горную породу.

Напряженное состояние забоя скважины при интенсивном охлаждении, когда возникают растягивающие напряжения, можно представить в виде:

$$\sigma_p = \frac{-E \cdot \alpha \cdot T_{(x,z)}}{1 - \nu}, \quad (2.63)$$

где E – модуль упругости; α – коэффициент линейного расширения; $T_{(x,\tau)}$ – температурное поле на поверхности забоя с текущей координатой x и временем τ .

Величина этих растягивающих напряжений зависит от перепада температур. Например, нагрев можно осуществить высокотемпературной газовой струей, а охлаждение – водой. Попеременный нагрев и охлаждение обуславливает суммарное напряженное состояние по принципу суперпозиции путем сложения одноименных компонент напряжений. Интенсивное охлаждение достигается применением азотно-воздушной струей или жидким азотом.

2.7.2. Электротермическое разрушение горных пород при бурении

Все способы разрушения пород с использованием электрической и электромагнитной энергии подразделяются на электротермические и электромагнитотермические.

Электротермические методы обусловлены нагревом породы электрическим током и последующим тепловым пробоем, или электрическим пробоем породы, при этом возможно применение постоянного тока и токов промышленной частоты, а также основанные на высокочастотных и радиоволновых методах, высокочастотного магнитного поля и т.п.

Электрический пробой по породе используют при бурении скважин. Электрический способ разрушения довольно быстродействующий, и происходит за время около 10^{-5} с при достижении пробивного напряжения. Разрушение эффективно в хрупких породах, где энергоемкость составляет $1,5 \text{ МДж/м}^3$.

Разрушение породы пробоем по жидкости связано с электрогидравлическим эффектом, когда под действием пробивного напряжения за счет разряда в жидкости возникает мощная ударная волна, способная довести породу до разрушения.

Электротермические способы разрушения отличаются от чисто термических повышенной глубиной прогрева породы, которая зависит от частоты поля и электрических свойств породы.

В книге В.В. Ржевского и Г.Я. Новика рассматриваются основные параметры электротермического разрушения из условия

способности пород нагреваться в электрическом поле, выражаемая показателями:

$$q_T = 2\pi \cdot f \cdot \varepsilon_0 \varepsilon_r \cdot \operatorname{tg} \delta \cdot E^2, \quad b = \frac{c \cdot \rho}{\varepsilon_r \cdot \operatorname{tg} \delta}, \quad (2.64)$$

где ε_r – диэлектрическая проницаемость породы; δ – угол диэлектрических потерь, соотношение суммы активных и реактивных составляющих тока.

Чем меньше «в», тем эффективнее нагрев породы. Другим условием, как и при термическом бурении, является способность породы превращать тепловую энергию в механическую.

Растягивающие напряжения в не нагретой части породы оцениваются как:

$$\sigma_p = \frac{\alpha \cdot \Delta T \cdot E_{np}}{1 - 2\nu}, \quad (2.65)$$

где E_n – модуль упругости нагретой породы; E_0 – модуль Юнга не нагретой породы.

В уравнении E_{np} – приведенный модуль упругости равен:

$$E_{np} = \frac{E_H \cdot E_0 \cdot S}{(1 - S)E_0 + E_H \cdot S}, \quad (2.66)$$

где S – относительная площадь канала нагрева.

Мощность, необходимая для нагрева единицы объема породы до температуры ΔT , равна:

$$N = \frac{\Delta T \cdot c \cdot \rho}{t}. \quad (2.67)$$

С учетом температуры разрушения T_p , равной:

$$T_p = \frac{\sigma_p}{2E} \cdot (1 - 2\nu), \quad (2.68)$$

мощность определяется по уравнению:

$$N = \eta \cdot \frac{\sigma_p \cdot c \cdot \rho(1 - 2\nu)}{\alpha \cdot E_{np} \cdot t}, \quad (2.69)$$

где η – коэффициент потерь мощности.

Учитывая, что удельная электропроводимость с повышением частоты тока возрастает по уравнению:

$$\rho_\omega = 2\pi \cdot f \cdot \varepsilon_0 \varepsilon_r \cdot \operatorname{tg} \delta, \quad (2.70)$$

где ε_0 – коэффициент пропорциональности, между силой и взаимодействующими зарядами в вакууме, удельное количество тепла пропорционально диэлектрической проницаемости:

$$55,5 \varepsilon_r \cdot f \cdot \operatorname{tg} \delta \cdot E_\omega = \eta \frac{\sigma_p \cdot c \cdot \rho(1 - 2\nu)}{\alpha \cdot E_{np} \cdot t}. \quad (2.71)$$

где E_ω – напряженность электрического поля.

В этом уравнении энергетического баланса при электротермическом разрушении единицы объема породы критерий разрушаемости пород электротермическим способом представлен в виде:

$$\Pi_{\text{э.т.}} = \frac{\alpha \cdot E_{np} \cdot \varepsilon_r \cdot \operatorname{tg} \delta}{c \cdot \rho \cdot \sigma_p (1 - 2\nu)}. \quad (2.72)$$

По существу, чем больше $\Pi_{\text{э.т.}}$, тем легче разрушается порода.

Аналогично тому, как это сделано для термического бурения, оценим коэффициент преобразования электрической энергии в механическую.

Удельная работа разрушения пород при электротермическом воздействии равна:

$$A_\omega = A_0 + A_{\text{ф.э.}}, \quad (2.73)$$

где $A_{\text{ф.э.}}$ – потери энергии при электротермическом разрушении.

Коэффициент преобразования в данном случае можно установить как:

$$\eta_{\text{э.т.}} = \frac{A_{\text{п}}}{A_0 + A_{\text{ф.з}}} = \sigma_{\text{сж}} \cdot \alpha \cdot \varepsilon_r \cdot \text{tg} \delta \cdot \frac{1}{2 \cdot c \cdot \rho (1 - 2\nu)}. \quad (2.74)$$

Сравнение $\eta_{\text{э.т.}}$ с тем же показателем при механическом способе, показывает, что $\eta_{\text{э.т.}} \ll 1$, а это значит, что напряжение определяется:

$$\sigma_{\text{сж}} < \frac{c \cdot \rho (1 - 2\nu)}{\alpha \cdot \varepsilon_r \cdot \text{tg} \delta}, \quad (2.75)$$

т.е. как и ранее видно, что механические способы разрушения формально выглядят предпочтительней. Однако это сравнение недостаточно, так как для электротермических способов разрушения практически отсутствует зависимость производительности разрушения от прочности породы. Иногда удельная энергоёмкость для крепких и хрупких пород бывает меньше, чем для слабых, которая в целом определяется как:

$$e_{\text{э.т.}} = 62 \cdot \sigma_p \cdot \lambda \cdot \sqrt{\frac{(1 - \nu) k_{\text{пл}} t^{\frac{2}{3}}}{3,6 \cdot a^{\frac{1}{2}} \cdot V}} \cdot \frac{1}{\alpha E \cdot \ln 2 \cdot R}, \quad (2.76)$$

где λ – теплопроводность породы;
 $k_{\text{пл}}$ – коэффициент пластичности;
 V – объем породы;
 R – радиус разогретого тела;
 a – температуропроводность породы;
 t – время нагрева.

2.7.3. Ультразвуковое разрушение горных пород при бурении

Генераторами ультразвуковых колебаний могут быть магнитострикционные или электрострикционные излучатели.

Магнитострикционный излучатель состоит из никелевого сердечника с электрической обмоткой, питаемый током высокой

частоты. Переменное магнитное поле синхронно деформирует сердечник, заставляя его периодически сжиматься и растягиваться. Амплитуда колебаний передается на породу через разрушающий инструмент, совершающий возвратно-поступательные движения с частотой

до

20 кГц и амплитудой в несколько микрон. В зону контакта инструмента с породой подводится водная суспензия абразивов, а сам инструмент с небольшим усилием подается на забой.

Порода разрушается вследствие вдавливания торцом инструмента за счет ультразвуковых колебаний зерен абразива. Скорость ультразвукового разрушения зависит в основном от амплитуды и частоты колебаний, твердости и размеров абразива, его концентрации в суспензии, формы и усилия подачи инструмента на забой. Этот способ бурения пока не нашел промышленного применения и находится в стадии исследовательских и конструкторских разработок.

2.7.4. Лазерное бурение

Механизм разрушения с помощью оптических генераторов (лазерным лучом) зависит от плотности энергии импульса. При небольшой плотности поглощенное оптическое излучение вызывает нагрев породы и разрушение ее плавлением. Лазерное излучение создает на забое скважины значительный температурный градиент от 1100⁰С на его поверхности и 75⁰С на глубине 2,2 мм от нее. Возникшие разрывные напряжения приводят к шелушению породы и термическому сколу, аналогично тому, как это происходит при термическом разрушении.

При воздействии мощным лазерным лучом, разрушение близко к электрическому пробое диэлектрика. В начале появляется узкий канал пробоя, где генерируется ударная волна. Сама порода переходит в состояние пара с взрывным выделением газов. В зависимости от оптических свойств породы (поглощение или прохождение луча), взрывной канал заканчивается расширением полости.

Лазерный буровой инструмент не имеет механического контакта с горной породой и его стойкость практически не

ограничена. Конструктивно буровой инструмент (лазер) устанавливается на конце буровой колонны, а энергия подается от генератора, находящегося в трубе. Вращение осуществляется потоком промывочной жидкости (возможны и другие варианты).

Существующие мощности лазеров недостаточны для разрушения породы по всей площади забоя скважины. Имеется конструкция, когда при бурении взрывных скважин лазерный луч подрезает периферическую зону в виде канавки, а центральная часть забоя, ослабленная трещинами за счет термических напряжений, разрушается механическим инструментом. Продукты разрушения удаляются сжатым воздухом.

Для лазерного бурения твердость и крепость породы не имеют существенного значения, но приходится считаться с тугоплавкостью пород. В США опубликован проект бурового устройства с встроенным атомным реактором диаметром всего 400 мм. Плавление породы задача не сложная, более сложно конструктивно осуществить сбережение бурового инструмента от воздействия высоких температур с сохранением его работоспособности.

2.7.5. Взрывное бурение скважин

Любой из вариантов взрывного бурения скважины основан на взрыве накладного заряда на поверхности забоя скважин со всеми вытекающими особенностями разрушения породы взрывом.

Взрывной способ бурения скважин может быть реализован с использованием ампул ВВ, зарядов прессованного ВВ или струйных взрывобуров.

При ампульном способе на забое скважины с определенной частотой взрываются ампулы с ВВ. Ампула имеет два отделения, разделенные хрупкой перегородкой, в которых помещены окислитель и горючее. При ударе ампулы о забой высокочувствительное ВВ взрывается и порода разрушается. Размеры зоны дробления зависят от глубины бурения, мощности ВВ и свойств пород и составляют по глубине 0,6–1,2 радиуса заряда и по диаметру действия до 3 радиусов. В этой зоне порода полностью отделяется от массива. Средний объем породы, отделяемый одним

взрывом, составляет около 1 дм³. Средняя скорость буровой скважины диаметром 300–500 мм может составлять до 1,5 м/час, что в 10–15 раз меньше, чем при бурении шарошкой пород крепостью 18–20.

В условиях карьера имеются результаты взрывного бурения с частотой до 20–25 зарядов в час с подачей их сжатым воздухом.

Прессованное ВВ, массой 150–200 г снабженное капсюлем детонатором накольного типа, при ударе о забой взрывалось. Среднее углубление за один взрыв при диаметре скважин 200–300 мм составило около 40 мм. Раздробленные куски, размером 10–15 мм сжатым воздухом выносятся из скважины.

Струйные взрывобуры предназначены для бурения скважин в крепких породах диаметром 100–300 мм, глубиной до 100 м. Принцип работы струйных установок сводится к разрушению забоя при подаче жидкого ВВ, компоненты которого в отдельности не являются взрывчатыми веществами. При перемешивании компонентов образуется чувствительная смесь ВВ, которая инициируется химическим инициатором – силикатом натрия или калия. В качестве окислителя применяется NО₄, а горючее – керосин. В буровом снаряде имеются автономные отверстия для компонентов, химинициатора, а также сжатого воздуха.

Разрушенная порода поднимается продуктами взрыва и подхватываются сжатым воздухом и выносятся на поверхность. При испытаниях в породах с $f=14$, скорость бурения достигала 30 м/час, а в известняках и доломитах – 60 м/час.

2.8. Системы очистки забоя скважины от буровой мелочи и пылеподавления

Разрушенная в процессе бурения породная мелочь из скважины удаляется: шнеками, шнекопневматической очисткой, продувкой сжатым воздухом или водно-воздушной смесью, промывкой водой или специальными растворами и отсасыванием.

Шнековый способ прост, но пригоден только для машин вращательного бурения.

На станках с погружными перфораторами и гидроударниками предусмотрена для удаления шлама продувка сжатым воздухом.

Отсасывание продуктов разрушения применяют при буровых работах в подземных условиях, а также в современных станках отечественных и зарубежных фирм, применяемых карьерах.

Промывка скважин применяется при работе станков колонкового бурения в геологоразведке, при бурении глубоких скважин станками роторного типа при нефте- и газодобыче, а также разведочно-эксплуатационных скважин по добыче питьевых, технических или минеральных вод и рассолов.

Шнековая очистка вертикальных скважин должна осуществляться при расчетных параметрах, учитывающих критические скорости вращения и самих размеров шнеков.

Шнекопневматическая очистка скважин на станках шнекового бурения с применением дополнительного оборудования в виде пневмоударников или только режущих долот основана на следующем. На базе станка СБР изготовлена установка СБР-160В, где при бурении воздух от компрессора поступает в смеситель с водой. Здесь, вследствие эжекции образуется жидкостная смесь, подаваемая по трубе шнека в призабойное пространство через отверстия коронки, где создается «кипящий слой» интенсивно удаляемый шнеком. При подобной очистке скважины скорость бурения возрастает в 1,5 раза, увеличивается стойкость коронок, а также снижается расход мощности на вращателе.

Продувку скважин применяют при шарошечном, пневмоударном и вращательно-ударном бурении. Этот способ удаления буровой мелочи с целью достижения рациональной скорости бурения и снижения удельных затрат энергии требует четкого расчета и согласования свойств буримых пород, вооружения долот и коронок и режимных параметров, обуславливающих максимальные размеры разрушенных кусков с одной стороны, и фактические зазоры между стенкой скважины и штангой, – с другой.

Вынос породы из скважины происходит вследствие того, что подъемная сила восходящей струи превышает массу частиц породы. Скорость воздуха, при которой его подъемная сила равна массе частицы, называется скоростью витания. В случае превышения размеров фракций над величиной зазора, частицы породы не выносятся и требуют дополнительного дробления. В случае если зазор намного превышает размер фракций, они также не транспортируются струей сжатого воздуха, вследствие снижения его скорости и,

следовательно, в данном варианте необходим повышенный расход сжатого воздуха.

Скорость восходящего потока v_n в затрубном пространстве, необходимая для подъема частиц породы усредненного диаметра d_n и плотностью γ , определяется по формуле:

$$v_n = 963 \left(\frac{\gamma}{\gamma + 1095} \right) d_n^{0,6}. \quad (2.77)$$

Расход воздуха W_b зависит от скорости восходящего потока v_n и площади поперечного сечения зазора между стенками скважины и штангой:

$$W_b = 47v_n \left(D_{скв}^2 - d_{шт}^2 \right), \quad (2.78)$$

где D и d – соответственно диаметр скважины и буровой штанги.

Производительность компрессора должна быть в 2-3 раза выше расчетного W_b .

На некоторых станках шарошечного, пневмоударного и вращательно-ударного бурения отечественных и зарубежных фирм вынос буровой мелочи осуществляется отсасыванием в двух вариантах: мокрое (СБШ-250МНА-32, СБШ-320-36, 2СБШ-200Н-32) и сухое пылеулавливание (2СБШ-200, 2СБШ200-32, Атлас Копко R-7-L). Установки сухого пылеулавливания имеют систему фильтров от тонкого до крупных и циклонов (вторая ступень очистки). В случае мокрого пылеподавления водой, она подается по полой штанге и центральному отверстию шарошечного долота через выходные отверстия лап шарошек. При этом вода омывает подшипники опоры, одновременно охлаждая их. Однако вместе с этим часть жидкого шлама попадает в подшипники и приводит к их преждевременному износу. Во избежание этого в настоящее время система подачи воды изменена, и выходные отверстия вынесены выше долота. Это позволяет осуществить водяную завесу в затрубном пространстве с меньшим количеством воды, но более эффективную по погашению пыли.

2.9. Оценка буримости горных пород и режимы бурения

2.9.1. Буримость горных пород

Под буримостью горных пород, являющейся их горно-технологической характеристикой, понимают способность сопротивляться проникновению в них бурового инструмента, или интенсивность образования в породе шпура (скважины) под действием усилий, возникающих при бурении. Буримость породы характеризуется скоростью бурения (мм/мин), реже – чистым временем бурения (мин/мм).

В случае установления этих показателей буримость определяется в ходе хронометражных наблюдений, как правило, эпизодического характера непосредственно на рабочих местах.

Буримость породы зависит от вида бурового инструмента и других факторов, определяющих условия разрушения породы в забое: характера развиваемых сжимающих и скалывающих усилий, крупности и формы частиц породы, энергетических затрат на разрушение и бурение в целом и др., что в совокупности характеризуется режимными параметрами.

Таким образом, буримость – это способность функционировать системы «порода – разрушающий инструмент – станок» с образованием скважины (шпура) в рациональных режимах с определенной скоростью и оптимальными затратами энергии.

По своему содержанию и конечному результату определение буримости в производственных условиях имеет целью установление норм выработки, определение производительности труда, расценок на бурение и общее планирование работ и потребностей в материалах, буровых долот, коронок и т.п.

По существующим инструкциям для определения буримости необходимо соблюдение ряда стандартных условий: бурение новым долотом (коронкой), при заданных осевых усилиях (или масс перфораторов) и частоте вращения (числа ударов бойка), давлении сжатого воздуха, глубине бурения и т.п.

На основании подобных массовых определений в различных условиях карьерного (рудничного) поля устанавливаются разновидности горных пород не только по петрографическому составу, но и по буримости.

В результате установления буримости разрабатываются различные классификации и шкалы с отнесением пород к соответствующим классам и категориям.

Имея в виду фактическую чрезмерную изменчивость физико-механических свойств одной и той же породы (по петрографическому названию), но и разных часто перемежающихся пород, определение буримости в производственных условиях становится проблематичным и в большинстве случаев – бессмысленным. При этом следует иметь в виду также и то, что физико-механические свойства определяются, как правило, испытаниями образцов, лишенных макроскопических признаков структуры в отличие от свойств массива. Даже скрупулезные определения не способны дать адекватную с массивом пород картину.

Основным показателем буримости принята механическая скорость бурения. По этому критерию разработаны многочисленные отраслевые классификации (и на отдельных предприятиях) и шкалы буримости применительно к различным типоразмерам буровых машин и условий их использования. Унифицированной является классификация ЦБПНТ (бывшее центральное бюро промышленных нормативов по труду), в основе которой лежит показатель прочности пород на сжатие, разделяющая их на 20 категорий с шагом по прочности от 10 до 3000 кг/см².

Кроме классификации ЦБПНТ также известны классификации А.Ф. Суханова для бурения шпуров, где в качестве показателя принято чистое время бурения 1 м стальными и армированными твердым сплавом коронками, а также продвижение забоя за 1 минуту и одновременно показаны петрографические характеристики для каждого класса пород. Широко распространена и классификация буримости по СНИПу с примерно аналогичными характеристиками и критериями применительно к вращательному бурению режущими и шарошечными долотами; имеется и классификация ЕНВ, где в качестве показателя принято чистое время бурения 1 м скважины на фоне категорий крепости по шкале ЦБПНТ.

Изложенные принципы, условия и способы установления численной величины буримости нельзя отнести к представительным и оперативным.

Таким образом, все классификации пород по буримости являются относительными. Буримость, оцененная по чистому времени или скорости бурения, отражает не только совокупность механических свойств горных пород, но и совершенство

применяемого инструмента, режимов бурения и конструктивных особенностей буровой машины, должна определяться в конкретных производственных условиях.

Поиск способов, методов и критериев получения более достоверных и оперативных оценок буримости привел к использованию в качестве такого критерия удельной объемной работы разрушения. Идея использования этого показателя для оценки относительной крепости пород была высказана М.М. Протодьяконовым, а в 1948 г. по этому принципу Я.Д. Зайдманом и П.П. Назаровым была разработана классификация пород по буримости.

Поскольку В.В. Ржевским был предложен и оценен показатель трудности бурения, на его основании также была разработана классификация буримости. Для того, чтобы можно было воспользоваться энергетическим принципом оценки буримости, следовало убедиться в том, что энергетические затраты при бурении более объективны, чем ранее известные и что они в меньшей степени зависят от режимных параметров, в том числе изношенности долот. Кроме того, измерение энергозатрат должно производиться оперативно, достоверно и представительно.

В этом направлении в Институте физики и механики горных пород НАН КР, а затем в бывшем Фрунзенском политехническом институте выполнены комплексные исследования применительно к шарошечному бурению на многих карьерах бывшего СССР, среди которых Кальмакырский, Коунрадский, Саякский, Тастау, Сорский, Инкурский, карьеры объединения «Якуталмаз», карьеры Кольского полуострова и др.

Исследования проводились по единой методике при одновременной регламентации двух важнейших параметров бурения – скорости и удельной энергоемкости, связь между которыми представлена в виде:

$$v = \frac{N}{e},$$

где N – мощность, потребляемая двигателем вращателя, кВт; e – удельная энергоемкость бурения, кВт·ч/м.

Эти параметры регистрировались самопишущими ваттметрами Н-348, включенными в сеть двигателя вращателя.

Примеры записи для различных по крепости пород показаны на рис. 2.11.

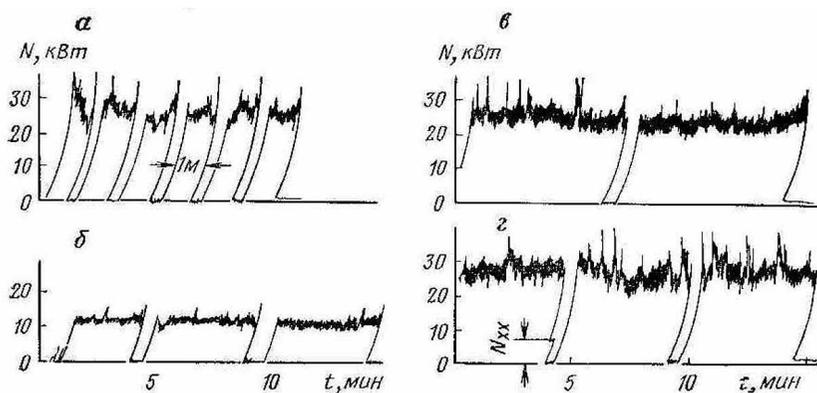


Рис. 2.11. Примеры записи энергоемкости бурения по породам различной трещиноватости.

Графическое интегрирование мощности по времени позволило установить затраты энергии, которая расходуется на двигатель вращателя, насос гидросистемы и компрессор системы продувки. Затраты энергии на создание осевого усилия составляют не более 20% энергии, потребляемой двигателем вращателя.

Ранее Г.М. Крюковым, И.Г. Михеевым и С.И. Одинцом было установлено, что процесс разрушения шарошечными долотами происходит в основном за счет энергии вращателя, доля которой на порядок больше доли энергии осевого давления. Вместе с тем из общих затрат энергии на бурение необходимо вычесть энергию холостого хода. Непосредственные измерения во время экспериментов в производственном режиме показали, что погрешность, вносимая холостым ходом, не превышает 5–10%, соответственно для крепких и слабых пород.

Тщательная оценка всех систематических и случайных погрешностей позволила применить для регистрации затрат энергии совершенно надежные и серийно выпускаемые приборы, в основе которых использовались трехфазные счетчики, в том числе и

прямоточные (без трансформаторов тока) в сочетании со счетчиком импульсов СЭИ-1.

Сопоставление измеренной удельной энергоёмкости (кВт·ч/м) и скорости (м/ч) бурения показало, что связь между ними для станков 2СБШ-200 и СБШ-250 имеет вид:

$$e = \frac{30}{v}. \quad (2.79)$$

Коэффициент корреляции показателей для разных карьеров колебался от 0,8 до 0,83. Более высоким он оказался для месторождений с преимущественно магматическими породами, а низким – для метаморфических или пород скарнового типа.

Числитель формулы представляет собой среднестатистический расход мощности на бурение, которая практически не зависит от физико-механических свойств пород.

В том случае, если сопоставлять удельную энергоёмкость бурения с чистым временем проходки 1 м скважины, формула примет иной вид:

$$e = 30 \cdot t. \quad (2.80)$$

На основе этого И.А. Тангаевым и Я.М Додисом разработана классификация пород по буримости (табл. 2.4) с учетом закономерности распределения чистого времени бурения по шкале ЦБПНТ для большой гаммы горных пород в виде:

$$t_x = \frac{t_n}{\omega^{n-1}}, \quad (2.81)$$

где t_n – чистое время бурения для известной категории пород;

n – число категорий от известной до искомой;

ω – знаменатель прогрессии, равный 1,18.

Таблица 2.4

Сопоставление удельной энергоёмкости бурения с коэффициентом крепости некоторых горных пород

Порода (месторождение)	Сопроти- вление сжатию, σ , кг/см ²	Коэффи- циент крепости f	Удельная энергоёмкость бурения	
			кВтч/м	кВтч/м ³
Каолинизированные вторичные кварциты (Коунрад)	690	4-7	0,4-0,7	8-17
Вторичные кварциты по эффузивам (Коунрад)	1010 785	7-10 6-8	0,7-0,9 1,0-1,2	15-20 22-26
Мрамор кристаллический, серый (Саяк)	350-972	4-9	1,0-1,4	22-30
Песчаники (Саяк)	850-1190	8-12	1,0-1,3	22-28
Сиениты мелко- и среднезернистые (Кальмакыр)	1170	12	1,0-1,3	22-28
Вторичные кварциты по гранодиоритам (Конрад)	1220	12-13	1,2-1,4	26-30
Вторичные кварциты по кислым лавам (Коунрад)	1200 1180-	10-12 12-15	1,4-1,8 1,6-1,8	30-39 35-39
Скарны гранатовые (Саяк)	1500	12-15	1,5-2,5	32-55
Вторичные кварциты (Кальмакыр)	1478	10-14	1,8-2,1	39-46
Туфоалевролиты (Саяк)	1050-			
Кварцевые порфиры (Кальмакыр)	1430	12-16	2,0-2,3	43-50
Вторичные кварциты монолитные (Кальмакыр)	1150-	12-16 10-17	2,0-2,4 2,5-3,5	43-52 55-76
Гранодиоритпорфиры (Коунрад)	1630	12-20	3,5-4,0	76-87
Гранодиориты (Саяк)	1584	12-20	4,0-5,5	67-120
Дайки диоритовых порфиритов (Саяк)	1716 2035	8-10 10-14	1,4-1,8 1,6-2,0	30-39 35-44
Ороговикованные туфоалевролиты (Саяк)	2670 -	16-20	2,4-3,2	52-70
Хлоритовые сланцы (ЦГОК)	--			
Карбонато-магнетитовые роговики (ЦГОК)				
Маргито-гематитовые роговики (ЦГОК)				

Для уверенного использования параметра удельной энергоёмкости бурения при оценке буримости и ее связи с физико-механическими свойствами пород, И.А. Тангаевым и Я.М. Додисом выполнен сопоставительный анализ этих показателей по нескольким месторождениям.

По данным табл. 2.4 построен график зависимости между удельной энергоёмкостью бурения и временным сопротивлением пород сжатию ($\sigma_{сж}$, кг/см²) (рис. 2.12), которая подчиняется уравнению:

$$\sigma_{сж} = 437,3 \cdot e + 449,5. \quad (2.82)$$

Коэффициент корреляции составил 0,96, что говорит об очень высокой тесноте связи между параметрами.

Для контроля правильности разделения пород по крепости на основе оценки удельной энергоёмкости бурения разработанная шкала сопоставлена с классификацией Я.Д.

Зайдмана и П.П. Назарова для ударно-канатного бурения. Несмотря на существенные различия в механизме разрушения при шарошечном и ударном бурении, при практически равных диаметрах скважин, при сравнении исходили из одинаковой степени дезинтеграции породы. В этом случае, согласно закону Риттингера, должны быть близкие значения энергоёмкости процесса, что и подтвердилось при сравнении пересчитанных удельных объемных работ (табл. 2.5)

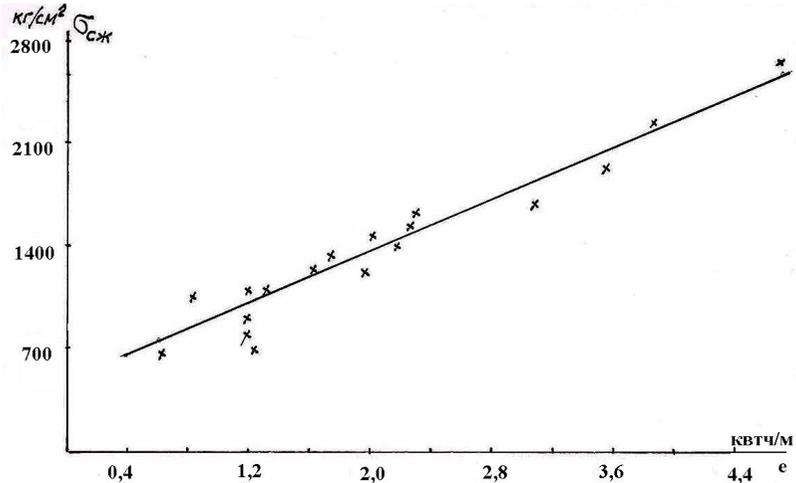


Рис. 2.5. Взаимосвязи удельной энергоёмкости бурения и прочностных свойств пород.

Таблица 2.5

Сравнение шкал буримости

Категория крепости по шкале ЦБПНТ	Шкала по удельной энергоёмкости шарошечного бурения		Шкала Я.Д. Зайдмана и П.П. Назарова	
	Е, МДж/м	А, МДж/м ³	категория	А, МДж/м ³
VI	2,16	48	I	50
VII	2,88	64	II	70
VIII	3,60	80		
IX	4,22	96	III	100
X	5,04	112	IV	140
XI	5,94	132		
XII	6,06	148	V	190
XIII	8,28	184		
XIV	9,52	216	VI	270
XV	11,52	256		
XVI	13,50	300	VII	350
XVII	16,56	370		
XVIII	19,52	440	VIII	500
XIX	24,84	550		
XX	26,64	600	IX	700

В процессе многолетних исследований сделана увенчавшаяся успехом попытка обоснования удельной энергоёмкости бурения в качестве показателя буримости, исходя из физической сущности прочности свойств массива.

Известно, что массив горных пород, как правило, покрыт несколькими системами трещин различного генезиса, обуславливающими прочностные свойства массива, которые, как известно, довольно хорошо коррелируют с скоростью продольных волн. В свою очередь величина скорости звука зависит от степени трещиноватости массивов. Поэтому в ходе исследований по энергоёмкости бурения на тех же участках и по тем же пробуренным скважинам производили измерения скорости продольной волны методом прозвучивания на глубине от поверхности 8–10 м. Прежде, на интервале 7,5–15 м измеряли расход энергии при бурении. В результате установлена корреляционная зависимость между удельной энергоёмкостью бурения и скоростью звука в массиве, которая представлена в виде:

$$e = 0,43C_p + 0,17. \quad (2.83)$$

Коэффициент корреляции для Кальмакырского карьера составил 0,86, а для Коунрадского – 0,93, что свидетельствует об очень тесной связи и, следовательно, имеются доказательства и возможность выражения одного показателя через другой.

2.9.2. Режимы бурения и буримость горных пород

Проблема выбора и поддержания оптимальных режимов бурения охватывает забойный процесс разрушения пород и износа долот (коронки), а также конструирования отдельных узлов и агрегатов в целом.

В сферу изучения влияния режимов бурения на его эффективность входят несколько режимобразующих факторов, конкретный показатель которых зависит от вида бурения. Среди важнейших режимобразующих параметров можно отметить:

- осевое усилие на долото, P ;
- частоту вращения снаряда (долота) ω ;
- контактную прочность горной породы, P_k .

Для определения оптимальных режимов бурения Б.А.

Симкиным приводится довольно громоздкая экономико-математическая модель, в основе которой лежит себестоимость бурения. Установление рациональных режимов бурения сводится к расчету, кроме правильных соотношений между крепостью пород и соответственно осевым давлением и числом оборотов разрушающего инструмента, а также режимов очистки от буровой мелочи и выбору параметров бурового инструмента.

В наиболее упрощенном виде соотношения между основными параметрами (частота вращения долота, осевое давление, крепость породы) представлены на рис. 2.13. Однако когда необходимо определить закономерность при совместном рассмотрении этих параметров и зависящей от них скорости бурения, прибегают к более сложной формуле:

$$v = k \cdot n^x \cdot P^y, \quad (2.84)$$

где k , x , y – эмпирические коэффициенты, величина которых есть функция многочисленных параметров, относящихся к типоразмерам долот, конструкции подающих механизмов, эффективности удаления буровой мелочи и др. Обычно $k=0,0024$, $x=0,907$, $y=1,1$.

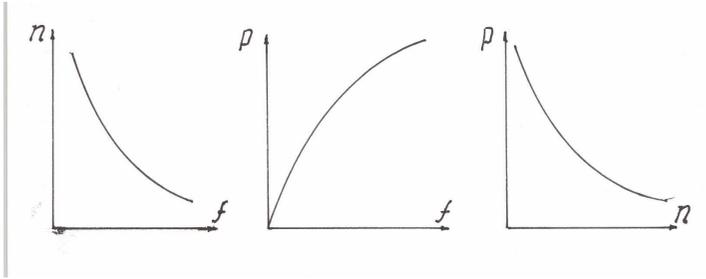
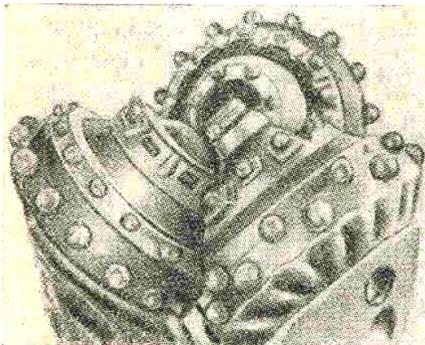


Рис. 2.13. Качественная картина изменения основных режимобразующих факторов.

Для шарошечного бурения зависимость скорости от параметров режима бурения и контактной прочности пород можно представить в виде (по В.Д. Буткину):

$$v = \frac{k_Q \cdot P \cdot n}{\left[\frac{a_1 \cdot P_k \cdot n}{P} + \frac{a_2 \cdot P_k}{P(P_k + P_{km})} + (b_2 + b_4 \cdot n)P \right]}, \quad (2.85)$$



где k_Q – поправочный коэффициент, учитывающий качество очистки забоя;

a_1 и a_2 – параметры, зависящие от типоразмера долота;

P_k – контактная прочность породы;

P_{km} – давление зубков на породу, также зависящее от типоразмера долота;

b_2 и b_4 – параметры, зависящие от типоразмера долот.

Рис. 2.14. Вид трехшарошечного долота.

Из этого простого перечня параметров большинство их характеризуется типоразмером долот (рис.

2.14). Ниже приводятся рекомендуемые условия применения различных типов долот (табл. 2.6).

Таблица 2.6

Рациональная область применения долот второго поколения

Доло-то	Горная порода	Коэффи-циент крепости	Диаметр долота
С, СТ	Неабразивные горные породы ниже средней и средней твердости: плотные глины, гипс, соли, алевролиты, мергели, углистые и глинистые сланцы, рыхлые известняки	6	190 214
Т	Неабразивные и малоабразивные твердые горные породы: амфиболовые сланцы, аргиллиты, песчаные сланцы, твердые известняки, слабые доломиты, фосфатные руды, опоки и т.п.	6–8	145, 190 214, 243
ТК	Малоабразивные твердые породы с пропластками крепких пород и руд: твердые известняки с пропластками угля, мало-кристаллические известняки с пропластками доломитов и т.п.	8–10	190, 214 243
ТЗ	Вязкие абразивные твердые горные породы: апатит-нефелиновые руды, доломитизированные известняки, доломиты, разрушенные граниты, габбро, диориты, магнезиты	8–14	190, 214 243
ТКЗ	Перемежающиеся абразивные твердые вязкие и крепкие хрупкие горные породы и руды: окварцованные доломитизированные известняки с прослоями рыхлого кварцита, кварцевые сланцы.	8–14	190, 214
ОК	Абразивные хрупкие крепкие и очень крепкие горные породы и руды: гранит, скарны, кварциты, диориты, джеспилиты, крепкие песчаники и т.п.	12	76, 97, 112, +320 0

Для соответствующих типоразмеров долот ниже приводятся режимы бурения долотом второго поколения (табл. 2.7).

Таблица 2.7

Параметры режимов бурения

Диаметр долота, мм	Наружный диаметр бурильных труб, мм	Осевая нагрузка на долото, кН		Частота вращения, с ⁻¹		Расход продувочного агента		
		С, СТ, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, К, ОК	С, СТ, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, К, ОК	с продувкой воздухом, м ³ /с		с промывкой водой, дм ³ /м
						С, СТ, Т, ТК	ТЗ, ТКЗ, К, ОК	
76	63,5	25–30	35–40	3-4,17	2-2,5	0,15	0,7-0,08	1,0
97	73	35–40	50–60	‘	‘	‘	0,10	1,0
112	89	50–60	70–90	‘	‘	‘	0,15	2,0
145	89–114	60–80	100–120	‘	‘	0,20	0,17	3,3
190	152	140–160	180–220	2,5-3,3	1,33-2,5	0,25-0,3	0,25	-
214	180	180–200	220–250	‘	‘	0,33-0,37	0,25-0,3	-
243	203	220–250	250–280	‘	‘	0,44-0,53	0,40-0,44	-
269	219	250–300	300–350	‘	‘	0,58-0,67	0,5-0,58	-
320	273	-	до 500	-	‘	-	ДО 1,0	-

В настоящее время выпускаются шарошечные долота третьего поколения, для которых рекомендуемые параметры режима бурения уточнены, в частности, два главных – частота вращения и осевое усилие.

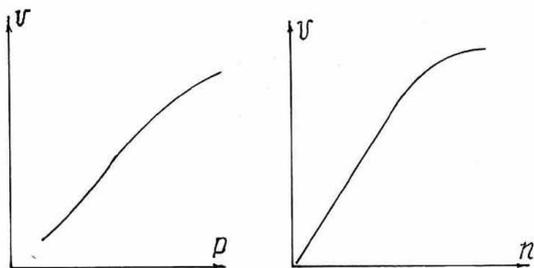


Рис. 2.15. Изменение скорости бурения в зависимости от числа оборотов долота и осевого давления по К.И. Иванову.

Зависимости, показанные на рис. 2.15, представляют соотношения между реакцией породы на изменение осевого давления и числа оборотов долота. Однако исследователями (О.Д. Алимов,

И.Г. Меликидзе, М.К. Терметчиков, К.И. Иванов и др.) анализировались также связи между давлением на долото и работой бурения, а также между скоростью бурения и затраченной работой и между осевым давлением и удельными затратами энергии (И.А. Тангаев, Я.М. Додис), (рис. 2.13).

2.9.3. Режимы ударно-вращательного бурения

Основными факторами режима ударно-вращательного бурения являются: типоразмер долота, ударная мощность пневмоударника, осевое усилие, частота вращения, расход и давление воздуха в сети. Из указанных параметров ударная мощность пневмоударника является нерегулируемым фактором станка. В табл. 2.8 приводятся основные режимные параметры ударно-вращательного бурения.

При этом виде бурения режимобразующие факторы согласуются с возможностями пневмоударника.

Частота вращения бурового става для долот с углом заточки 110° определяются из выражения:

$$n = 1,33 \frac{n_n}{D} \sqrt{\frac{A}{g \cdot f \cdot l}}, \quad (2.86)$$

где n_n – частота ударов поршня пневмоударника, с-1;

D – диаметр долота, см;

A – энергия удара, Дж;

g – ускорение силы тяжести;

l – суммарная длина лезвий;

f – коэффициент крепости пород.

Усилие подачи вычисляется как:

$$P = P_1 + P_2 + P_3, \quad (2.87)$$

где P_1, P_2, P_3 – усилия, прилагаемые к пневмоударнику для преодоления сил трения о стенки скважины, сил трения в направляющих станка.

Таблица 2.8
Режимные параметры ударно-вращательного бурения

Типоразмер пневмоударника	Типоразмер долота	Коэффициент крепости пород, f	Усилие подачи, Н	Частота вращения, с ⁻¹
МП-3	БК-105	6–8	1500	1,08-0,92
		10–12		0,83-0,75
		14–16	1800	0,67
		18–20		0,58
П-105	К-105	6–8	1800	1,17-1,00
		10–12	1800	0,92-0,83
		14–16	2000	0,75
		18–20		
П-125	К-125	6–8	2500	1,0-0,75
		10–12		0,67
		14–16	3000	0,58
		18–20		0,50-0,42
М32-К	БК-155	6–8		0,75-0,67
		10–12	4000	0,58
		14–16		0,50
		18–20	4000	0,42
П-160	К-160	6–8		0,67-0,58

		10–12	6000	0,50
		14–16	7000	0,42
		18–20		0,42

Главным является усилие P_1 , которое для нормальной работы пневмоударника должно быть равно:

$$P_1 = \frac{1 + \tau}{60} n_n \sqrt{2Am}, \quad (2.88)$$

где τ – отношение времени обратного хода к времени рабочего хода поршня, равного 1,3–1,5; m – масса поршня, кг.

Крутящий момент для данного пневмоударника определяется выражением:

$$M_{кр} \geq \frac{1 + \tau}{36} D \cdot n_n \sqrt{2Am}. \quad (2.89)$$

2.9.4. Выбор режимов бурения резанием

Расчет параметров бурения резанием сводится к определению усилий, действующих на буровом инструменте и производительности шнекового бурового става при шнековой или шнеко-пневматической очистке скважины.

Для коронок (долот) со сплошным лезвием крутящий момент определяется из выражения:

$$M'_p = \frac{\sigma \cdot k \cdot m \cdot h \cdot D^2}{8} (1 - c\mu), \quad (2.90)$$

где σ – временное сопротивление породы смятию;

k – коэффициент, учитывающий неполноту контакта передней грани долота с породой и равный 0,5–0,7;

m – число перьев долота;

h – толщина снимаемого слоя (стружки);

D – диаметр коронки (долота);

c – коэффициент, равный 0,7)1,5;

μ – коэффициент трения коронки о породу.

Усилие подачи регламентируется скоростью и частотой вращения снаряда:

$$P = k\sigma \frac{D}{2}(c + \mu) \frac{v}{n}, \quad (2.91)$$

где v – скорость бурения; n – частота вращения.

Для коронок с прерывистым лезвием, момент на коронке составляет:

$$M_p'' = \sum_{i=1}^z P_{zo} \cdot r_i, \quad (2.92)$$

где P_{cp} – среднее усилие резания и может быть определено по соотношению:

$$P_{ZO} = P_k \cdot K_\sigma \cdot K_D \cdot K_\varphi \cdot K_\alpha \cdot K_B (0,25 + 0,18F), \quad (2.93)$$

где P_k – контактная прочность породы;

K_σ 0,5–0,75 – коэффициент на угол наклона передней грани коронки;

K_D $1+0,0025(300-D)$ – коэффициент, учитывающий кривизну траектории;

K_φ, K_α – коэффициенты, учитывающие форму резца;

K_B – коэффициент, учитывающий ширину резца;

F – сечение снимаемой стружки.

Основными регулируемыми параметрами режима являются усилие подачи, частота вращения и расход воздуха на очистку при бурении с продувкой.

Для достижения объемного разрушения осевое усилие на единицу площади контакта коронки с забоем должно быть больше временного сопротивления породы сжатию, т.е.:

$$P_{\min} = 200f \cdot S, \quad (2.94)$$

где S – суммарная площадь контакта; f – коэффициент крепости по М.М. Протодяконову.

Для острого инструмента допустимая удельная нагрузка на единицу длины лезвия должна составлять:

$$P_{MAX} = 400 \cdot l_k, \quad (2.95)$$

где l_k – суммарная длина линии контакта коронки с забоем.

Частота вращения оказывает влияние не только на скорость бурения, но и на эффективность очистки скважины. С ростом $n_{вр}$ увеличивается скорость бурения, резко растет энергоёмкость процесса, износ долота и, естественно, падает крупность шлама.

В случае продувки сжатым воздухом, его расход должен составлять:

$$Q_B = 0,785 \cdot a^2 (D^2 - D_{ш}^2) u, \quad (2.96)$$

где a – коэффициент запаса, принимается равным 1,2;

D – диаметр коронки;

$D_{ш}$ – диаметр шнека;

U – скорость движения воздуха в затрубном пространстве.

Энергоёмкость процесса связана с затратами энергии на резание, подачу и транспорт буровой мелочи:

$$e_{ур} = \frac{4(N_p + N_n + N_{тр})}{\pi \cdot D^2 \cdot v_n}, \quad (2.97)$$

где v_n – скорость подачи разрушающего инструмента;

N_p – мощность, затрачиваемая на резание, вычисляемая как:

$$N_p = \left[\frac{k \cdot v_n (D^2 - d^2)}{16z \cdot n \cdot \cos \beta (\sin \beta - f_2 \cos \beta)} + \frac{(D^3 - d^3) f_2 l}{12D \cdot \sin \alpha} \right] \frac{\sigma_z n}{975 \eta_n}; \quad (2.98)$$

N_n – мощность, затрачиваемая на подачу:

$$N_n = \frac{P_m \cdot v_n}{612 \eta_n}; \quad (2.99)$$

Мощность на транспорт буровой мелочи $N_{тр}$ вычисляется по соотношению:

$$N_{тр} = \frac{\mu_1 \cdot L (D_{ш}^2 - d^2) \psi \cdot v_n \cdot n_{вр} \cdot k_1}{150 \sqrt{(n_{вр} \cdot r - u_0 \cdot ctg \alpha)^2 + u^2_0}} (n_{вр} \cdot r - u_0 \cdot ctg \alpha) + N_k, \quad (2.100)$$

Обозначения в формулах:

- d – диаметр вала шнека;
 η_n – КПД передач;
 μ_1 – коэффициент трения скольжения частиц породы о стенки скважины;
 L – глубина бурения;
 ψ – коэффициент заполнения межвиткового пространства, равный 0,25–0,3;
 k_1 – коэффициент, учитывающий перемещение дробленой буровой мелочи шнеком, равный 1,25–2,0;
 r – радиус шнека;
 u_0 – осевая скорость транспортирования;
 β – угол наклона оси шнека к вертикали;
 α – угол подъема винтовой линии спирали;
 z – коэффициент дублирования резцов;
 f_2 – коэффициент трения инструмента о породу, равный 0,3–0,7;
 P_m – усилие механизма подачи;
 l – ширина частицы породы или ее эквивалентный диаметр:

$$d_r = \frac{(9 + 0,38)l}{80 + l}; \quad (2.101)$$

2.10. Стойкость долот

Ранее было отмечено, что в современных условиях из общей себестоимости бурения 1 м скважины 35–60% затрат приходится на стоимость долот и коронок. Поэтому от их стойкости зависит экономическая эффективность буровых работ.

Стойкость оценивается продолжительностью безотказной работы или длиной пробуренных скважин l_d до допустимого износа долота. Эта стойкость соответствует зависимости:

$$l_d = \frac{\alpha \cdot R}{\left(n_{вр}^z \cdot P^\delta\right)}, \quad (2.102)$$

где α – коэффициент, учитывающий условия бурения, например, присутствие воды, трещиноватость, инородные включения;

R – радиус долота, зависящий от типоразмера долота, свойств пород, режимов бурения;

Z и δ – эмпирические коэффициенты.

Б.Н. Кутузов и И.Г. Михеев на основании многочисленных наблюдений установили, что стойкость в зависимости от крепости пород определяется как:

$$l_d = \frac{R_3}{P^y \cdot n^x \cdot v}, \quad (2.103)$$

где R_3 – эмпирический коэффициент.

В.С. Федоров предлагает устанавливать стойкость, исходя из режима параметров:

$$l_d = \frac{7500}{f^2}. \quad (2.104)$$

Анализ состояния отработанных долот на Коунрадском и Саякском карьерах показал, что основной причиной их выхода из строя является частичный или полный износ подшипников опор шарошек. Вероятно, для каждого типоразмера долот имеется свой ресурс, что собственно установили В.С. Федоров и В.Д. Буткин.

Исследования по энергоемкости бурения проведенные на Коунрадском и Саякском карьерах позволили установить, что стойкость равна:

$$l_{д.ш.} = \frac{R_{е.ш.}}{e}, \quad (2.105)$$

где $R_{е.ш.}$ – работоспособность, выраженная в отработанных кВт·ч; e – удельная энергоемкость бурения.

Достаточно большой объем наблюдений и измерений наработанной энергии на отказ шарошки показал, что в среднем $R_{е.ш.}$ колеблется от 280 до 320 кВт·ч в зависимости от типоразмера долота и завода изготовителя.

Приведенные в данном разделе данные далеко не исчерпывают всех известных на сегодня зависимостей между

основными режимобразующими параметрами и результатами работы буровой машины.

2.11. Техничко-экономические показатели буровых работ

Техничко-экономические показатели работы буровых машин зависят от механической скорости бурения, затрат времени на спускоподъемные операции, стойкости долот, а при наличии пневмоударников, то и их стойкости и времени на вспомогательно-заключительные операции и т.п.

С достаточной точностью можно считать, что при данной крепости пород (показателе трудности бурения Π_6), суммарное удельное время на выполнение основных и вспомогательных операций при бурении 1 м скважины (шпура) является постоянным и нормируется в полном соответствии с типоразмерами станка и физико-механическими свойствами пород.

Сменная производительность буровой машины без учета аварийных случаев определяется как:

$$Q_{\pm} = \frac{T_c - (T_{n.з.} + T_p)}{t_0 + t_b} \text{ м/смену} \quad (2.106)$$

где T_c , $T_{n.з.}$, T_p – соответственно продолжительность смены, время на подготовительно-заключительные операции, регламентированные перерывы в течение смены, которые обычно равны: ($T_{n.з.} + T_p = 0,5 - 1$ ч);

t_0 , t_b – основное и вспомогательное время на бурение 1 м скважины.

По существу основное время бурения (чистое время) составляет:

$$t_0 = \frac{1}{v_6}, \quad (2.107)$$

где v_6 – техническая скорость бурения, зависящая от вида бурения и типоразмера станка.

Вспомогательное время t_b – зависит от показателя трудности бурения Π_6 и может составлять, например, при $\Pi_6 = 1 - 5$, $t_b = 1,5 - 4,5$ минут на 1 м.

Чистое время работы станка в течение смены зависит от t_0 и t_b , а также от суммарной глубины скважины:

$$T_{\text{раб}} = (t_0 + t_b) \sum_{i=1}^n L_{\text{СКВ}} \quad (2.108)$$

Работа бурового и другого горного оборудования связана с различными внутрисменными простоями (аварийные отключения электроэнергии, сверхнормативные затраты времени на штатные операции и т.п.). Все эти затраты времени обуславливают, что коэффициент использования оборудования во времени составляет 0,4–0,6 и редко достигает 0,75. С учетом коэффициента использования станков по бурению в течение смены K_u , сменная производительность составляет:

$$Q_{\text{б}} = \frac{T_c \cdot k_u}{t_0 + t_b} = \frac{T_c \cdot k_u}{\frac{1}{v_{\text{б}}} + t_b} \quad (2.109)$$

В качестве примера установления фактического распределения времени смены по элементам, как и другие технико-экономические показатели представлены по Коунрадскому и Саякскому карьерам (табл. 2.9).

Таблица 2.9

Распределение фактического времени смены буровой бригады по элементам

Показатель	Коунрадский		Саякский	
	1-я смена	2-я смена	1-я смена	2-я смена
Время, мин:				
$T_{\text{см}}$	480	480	480	480
$T_{\text{п.з.}} + T_{\text{л.н.}}$	48	41	42	40
T_0	263	243	328	336
Вспомогательные операции				
Тв, мин:				
свинчивание штанг,	50	54	32	22
перезеды и установки на скважину,	103	142	70	71

смена долот	16	-	8	11
Пробурено, м	103	108	74	60
Среднее время бурения 1 м, мин	2,6	2,25	4,44	5,60
Категория буримости по T ₀	X	1X	XIII	XIV
	105	99	160	158
Израсходовано энергии, кВт·ч	1,02	0,92	2,17	2,64
Удельная энергоемкость, кВт·ч/м	VIII	VIII	XIII	XIV
Категория буримости по «е»	23,5	24,6	29,7	28,2
Средняя мощность при бурении, кВт	78	85	59	52
Сменная норма выработки, м	135	139	125	115
Выполнение нормы, %	300	301	226	18
Расчетное нормативное время, мин	131	105	116	81
Экономия времени на выполнение вспомогательных операций, мин				

ЧАСТЬ 3. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД ДЕЙСТВИЕМ ВЗРЫВА

3.1. Механизм дробления горных пород действием взрыва

3.1.1. Распределение горных пород и массивов по крепости и технологическим параметрам разрушения

Взрывная подготовка горной массы к выемке является неизбежным процессом при разработке массивов крепких горных пород с коэффициентом крепости f более 4–5. Эффективность взрывного дробления определяется физико-механическими свойствами пород массива, параметрами расположения скважин на уступе и потенциальной энергией применяемого ВВ. Необходимость согласованного сочетания типа ВВ и свойств взрываемого массива

более чем очевидно, для чего разрабатываются параметрические ряды ВВ в соответствии со свойствами пород.

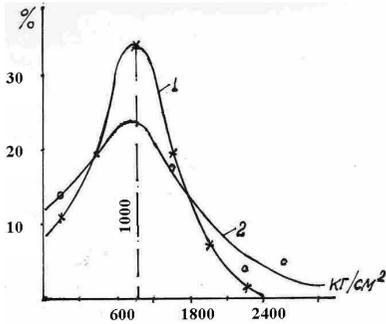


Рис. 3.1. Распределение пород по крепости в объемах добываемых на карьерах (1) и по испытаниям образцов (2).

Вызывает интерес современное представление пород по крепости, встречающихся на карьерах (рис. 3.1). Здесь отражены данные Л.И. Барона по испытаниям образцов и по объемам, добываемым на карьерах. В обоих случаях наблюдается левосторонняя асимметрия с максимумом в районе 1000 кг/см² или коэффициентом крепости $f=10$. Аналогично рис. 3.1, на рис. 3.2 представлены статистические данные по удельному расходу ВВ на карьерах цветной металлургии и за рубежом. На карьерах используются различные виды ВВ с разной потенциальной энергией, в среднем значение которой для 1 кг принимается равным около 4,2 МДж в сочетании с заданием соответствующих параметров БВР, что предопределяет разные оценки количества дробления. Для удельного расхода ВВ также имеется левосторонняя асимметрия с модой в районе 0,5 кг/м³, она же свидетельствует, что на большинстве месторождений обрабатываются породы легко- и средневзрываемые, а на долю трудновзрываемых приходится 12–15% всех объемов.

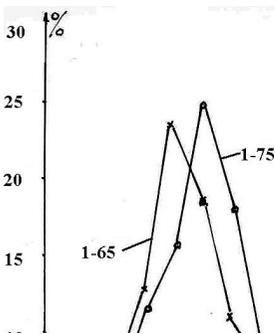


Рис. 3.2. Распределение пород по величине удельного расхода ВВ. 1 — по карьерам цветной металлургии СНГ, 2 — по зарубежным карьерам.

На рис. 3.2, заимствованном из работы В.М. Мосинца, представлено распределение по коэффициенту крепости, изменяющемуся за 10 лет для открытых и подземных работ. За указанный промежуток времени с 1965 по 1975 г. увеличилась доля пород крепких ($f=15-20$) с уменьшением доли

слабых ($f=5-10$), а вот доля средних ($f=10-12$) осталась без изменений. В период с 1960 по 1980 г. взрывом отрабатывалось слабых пород ($f=5$) 30%, с $f=5-10$ – 38%, $f=10-15$ – 23% и только 8% с f более 15.

Учитывая тенденцию увеличения прочности, следует ожидать, что до 65% объема будет приходиться на породы с крепостью $f=8-15$. Анализ данного распределения показывает, что скорость роста крепости пород составляет по f одна категория или 100 кг/см^2 на 10 лет. Если иметь в виду, что средние темпы понижения горных работ на карьерах равны 10–15 м в год, то одна категория повышается через 100–150 м по глубине карьеров.

Адекватно себя ведет и показатель сопротивляемости пород взрыву. Во многих работах приводятся сведения, из которых следует, что при анализе по 45 карьерам и по 100 подземным рудникам за период с 1965 по 1982 г. удельный расход ВВ вырос на проходческих работах на 22%, на очистных подземных – на 18%, на открытых – на 45%. Например, в 1958 г. на подземных работах с удельным расходом q более 2 кг/м^3 вели отработку 24 предприятия, то в 1979 г. уже 52. Если в 1958 г. на карьерах с q более $0,5 \text{ кг/м}^3$ работало 9 предприятий, то в 1979 г. уже 24 карьера.

За период с 1975 по 1982 г. была интенсифицирована работа в исследовательских организациях и промышленных предприятиях по разработке более мощных ВВ, их потенциальная энергия выросла в среднем на 15%, но и удельный расход ВВ тоже вырос, например, по тресту Союзвзрывпром на 20–30%, на железорудных карьерах в 1,5–2 раза и составил $0,7-0,85 \text{ кг/м}^3$, на карьерах цветной металлургии – $0,6-0,8 \text{ кг/м}^3$ и до 1 кг/м^3 на карьерах горно-химического сырья. На зарубежных карьерах удельный расход достиг $1,2-1,5 \text{ кг/м}^3$, при этом в подавляющем большинстве случаев в качестве ВВ применялись простейшие ВВ типа игданита.

В соответствии со свойствами пород и оценкой их сопротивления взрывному разрушению находятся параметры расположения скважин на уступе в сочетании в выбором их диаметра, который находится с высотой уступа в прямой зависимости и может быть представлен в виде:

$$d=29H^{0,8} . \quad (3.1)$$

В настоящее время для определения массы одиночного заряда используется объемная формула, соответственно для первого и последующих рядов скважин:

$$Q=q*a*W*N \text{ и } Q=q*a*b*N, \quad (3.2)$$

где q – удельный расход ВВ; a , b , W – соответственно расстояния между скважинами в ряду, между рядами и сопротивление по подошве уступа высотой H .

В работе И.А. Тангаева отмечается, что для определения важнейших параметров буровзрывных работ, входящих в формулу (3.2) предложено 58 формул, причем распределение этих формул по расчетным показателям приводится в заимствованной таблице (табл. 3.1).

Таблица 3.1

Распределение расчетных показателей
для расчета мощности заряда

Расчетный параметр	Число формул	Распределение показателей			
		геометрических	свойства среды	параметр заряда	Всего
W	26	8	6	2	16
Q	16	7	10	3	20
a	9	3	2	2	7
q	7	6	3	2	11

Экспертная оценка значимости каждого из параметров проявляется, если принять, что для одного карьера, как правило, высота уступа является величиной постоянной, то наиболее значимыми окажутся параметры W , a и q , а наиболее влиятельными следует признать свойства среды (как и более трудноопределимыми). Самыми устойчивыми, по всей вероятности, можно считать параметры заряда. Удельный расход ВВ также отражает прочностные свойства массива, то на производстве может варьироваться в довольно широких пределах в зависимости от требуемого качества дробления или для решения каких-либо других специфических задач, связанных с управлением шириной развала,

его геомеханическим состоянием. При этом само качество дробления зависит от мощности выемочной техники, размеров приемного отверстия дробилок и т.п.

Среди параметров заряда, кроме его потенциальной энергии, имеется и его геометрическая составляющая в виде диаметра заряда (скважины). В пределах разных диаметров будет различная концентрация энергии даже при одном и том же типе ВВ. Поэтому в заключение приведем параметры расположения зарядов на уступе в относительных единицах, выраженных в диаметрах заряда (d_3):

- преодолеваемое сопротивление по подошве $W=(25-47)d_3$;
- расстояние между скважинами в ряду и между рядами $a, b=(25-45)d_3$;
- длина столба забойки $l_{заб}=(15-18)d_3$;
- длина перебура скважины $l_{пер}=(10-15)d_3$.

Равенство относительных расстояний a и W , обусловлено другим параметром $m=a/W$, который обычно находится в пределах 0,8–1,4. Нетрудно обнаружить, что нижние пределы соответствуют более крепким породам, а верхние – слабым, легко взрывааемым.

Известно, что действие взрыва в среде зависит от потенциальной энергии ВВ:

$$E_{п} = Q_v + C_v * T_v,$$

где Q_v – теплота взрыва; C_v, T_v – теплоемкость и температура продуктов взрыва.

Действие взрыва определяется его импульсом:

$$J = \int_0^t P dt ,$$

где P – давление развиваемое продуктами взрыва, которое в свою очередь определяется основными параметрами самого ВВ, т.е. плотностью $\rho_{ВВ}$ и скоростью детонации $D_{ВВ}$.

Плотность потока энергии можно определить как:

$$E = \kappa \int_0^t P^2(t) dt ,$$

где κ – коэффициент, связанный с акустическим импедансом среды $\rho_n C_p$.

Тогда E – мера работы, совершенной на определенной поверхности среды с размерностью МДж/м², значит, если известна площадь, через которую проходит ударная волна, можно установить общую энергию ударной волны.

$$P = \rho_{ВВ} D_{ВВ} (n+1),$$

где n – показатель политропы, изменяющийся от 3 до 4.

Давление изменяется от начального P_n , равного

$$P^n = 1/8 \rho_{ВВ} D_{ВВ}^2.$$

В свою очередь импульс взрыва является функцией теплоты взрыва:

$$J = \kappa^3 \sqrt{Q_V}.$$

Известно, что мощность $ВВ$ зависит от удельной теплоты взрыва q и от скорости детонации $D_{ВВ}$:

$$N = 1/L(q \kappa D_{ВВ}),$$

где κ – механический эквивалент тепла – 427 кгм/ккал; L – длина заряда.

Таким образом, основными характеристиками $ВВ$ являются удельная потенциальная энергия, его плотность и скорость детонации и их необходимо согласовывать с параметрами среды. М.А. Кук рекомендует подбирать $ВВ$ для соответствующих пород так, чтобы были равны акустические жесткости, т.е.:

$$\frac{\rho_{ВВ} D_{ВВ}}{\rho_n C_p} = 1.$$

Американская школа взрывников обосновывает данную формулу с соответствующими импедансами на основании того, что она определяет радиус разрушения от импульса взрыва $ВВ$, равный:

$$W = f \sqrt[3]{\rho_{вв} D_{вв}}$$

Для современных промышленных типов ВВ и большинства взрывааемых пород соотношение плотностей находится в пределах:

$$\rho_{вв}/\rho_n = (0,33-0,40).$$

Тогда для обеспечения равенства импедансов необходимо, чтобы выполнялось равенство:

$$D_{вв} = C_p / (0,33+0,4).$$

Имея в виду, что C_p для массивов пород различной взрываемости колеблется от 1,2 до 5,0 км/с, получим пределы скорости детонации при средней плотности заряда около 1:

$$D_{вв} = 3350 \div 10800 \text{ м/с}.$$

На самом деле, промышленные ВВ со скоростями детонации свыше 6,5 км/с не используются в горной промышленности, более того, вследствие высоких цен на ВВ, предпочтение сейчас отдают ВВ со скоростями детонации до 3,5 км/с при плотности заряда не более 1–1,2 г/см³. Соотношение импедансов составляет 0,45–0,47. Следовательно, выстраивание параметрического ряда ВВ по импедансу не отвечает их энергетическим показателям.

Г.П. Демидюк предлагает выбирать энергетические параметры заряда в соответствии с энергоемкостью разрушения породы, а Я.Б. Зельдович и А.С. Компанец считают, что теплота взрыва – достаточный параметр для практических расчетов при оценке взрывчатых свойств ВВ. А.Ф. Беляев и М.А. Садовский отмечают, что работа взрыва расходуемая на дробление, разрушение среды и ее перемещение не зависит напрямую от скорости детонации. Л.И. Барон,

Б.Д. Росси и Г.П. Левчик предполагают, что оценка ВВ при отбойке породы по энергетическому показателю недостаточна, об этом же говорит и Л.В. Дубнов.

Справедливым бы было положение, если бы синтезированный критерий эффективности взрыва ВВ включал в себя как детонационные, так и энергетические характеристики:

$$Z_{\text{ВВ}} = f(\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}} Q).$$

Очевидно, что показатель может быть выражен как:

$$Z = \frac{\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}} e_{\text{ВВ}}}{C_p \rho_{\text{П}} e_{\text{раз}}},$$

где $e_{\text{ВВ}}$ – удельная потенциальная энергия взрывного разрушения; $e_{\text{раз}}$ – удельная энергия разрушения породы.

Имея ввиду, что не вся энергия взрывчатого разложения преобразуется в полезную работу разрушения, $e_{\text{ВВ}}$ должна быть больше $e_{\text{раз}}$.

Приведенный материал позволяет сформулировать следующие выводы.

1. Отмечается рост крепости горных пород с градиентом около 100 кг/см² за 10 лет, что в основном связано с понижением горных работ, при этом неадекватно растет удельный расход ВВ. Разное поведение взаимосвязанных параметров обусловлено тем, что имеется твердая тенденция применения простейших ВВ и ужесточение требований у качеству подготовки горной массы к выемке.

2. Отсутствие определенной теории разрушения горных пород взрывом обуславливает нечеткое представление о механизме разрушения, что предопределяет различную трактовку ответственности и выделения главных агентов разрушения. Достаточно определенное мнение существует об энергетических параметрах ВВ в сочетании с акустическим импедансом.

3. Соотношение энергетических и детонационных показателей простейших ВВ типа игданит и промышленных тротилсодержащих ВВ и их стоимостных показателей, свидетельствует о том, что применение последних при современном распределении пород по крепости не компенсирует более высокое качество дробления, поскольку стоимость дробления 1 м³ горной массы тротилсодержащими ВВ в 1,5–2

раза всегда выше, чем при использовании простейших. Отсюда следует, что интенсификация разупрочнения пород путем управления энергетическими параметрами ВВ не перспективна.

3.1.2. Физические основы процесса разрушения (теории трещинообразования)

Положения современной физики твердого тела дают представление о явлении разрушения с учетом его атомно-молекулярной структуры, позволяющей развить статистическую теорию прочности и разрушения, которая, тем не менее. Не обходится без использования энергетического принципа в объяснении концепции нарушения сплошности среды.

Процесс трещинообразования не всегда приводит к разрушению тела, в понимании полного распада на отдельные, т.е. трещины могут и не пересекаться. Однако трещинообразование является причиной разупрочнения или предтечей разрушению. Поэтому теория трещин приводится в этой части книги.

Разрушение как процесс связывается с дефектами кристаллической решетки или самих кристаллов, при этом размеры этих дефектов в пределах макроскопических параметров тела могут рассматриваться на различных уровнях. В совокупности различные размеры дефектов и места их концентрации в теле обуславливают его структурные неоднородности. Некоторые одномерные дефекты, объединенные в цепи, образуют неоднородности в виде дислокаций. На основании теории дислокаций и возможности их перемещения в виде скольжения атомных слоев, можно объяснить образование микротрещин и, наконец, разрушение твердого тела.

Движение незакрепленной дислокации сопряжено с сопротивлением трению, а это значит, что на дислокации действуют лишь касательные напряжения. Затрудненное движение, т.е.

торможение роста трещины за счет увеличения сопротивления трению говорит о преобладании пластических свойств.

Описать процесс разрушения можно с позиций квантовой механики, т.е. используется фононная концепция (Бартенев, Разумовская), где под фононом понимается квант поля колебаний кристаллической решетки. Здесь дефекты рассматриваются как области концентрации напряжений с особым фононным спектром, отличающимся от такого же спектра всего нагруженного тела. Область перенапряжений есть полупрозрачный резонатор, испускающий колебания, раскачивающие неравновесное состояние тела через рост дефектов, их срастание и образование трещин.

Теория разрушения Гриффитса основана на энергетическом методе описания этого процесса. Его последователи со своими вариантами теории (Смекал, Ирвин, Орован и др.) также придерживались этой концепции.

Предположение Гриффитса о наличии дефектов в ненагруженных телах, позволило ему представить область концентрации напряжений при нагрузках. Эта область представляется в виде эллипса с величиной напряжений у вершин, равными:

$$\sigma_{MAX} = 2\sigma_p \sqrt{\left(\frac{l_\varepsilon}{r_\varepsilon}\right)}$$

где σ_p – растягивающее напряжение;

l_ε – длина большой полуоси эллипса;

r_ε – радиус кривизны на концах большой полуоси эллипса.

На самом деле r_ε стремится к 0 и тогда σ_{MAX} стремится к бесконечности.

Потенциальная энергия упругого тела, сдерживающая трещину, имеет три составляющие:

- 1) энергию упругой деформации тела, кроме того участка, где имеется трещина;
- 2) энергию упругой деформации, связанная с трещиной E_ε и благодаря которой трещина существует;
- 3) поверхностную энергию образования трещина E_s .

Наличие малых трещин и дефектов в материале по теории Гриффитса означает, что фактическая его прочность ниже, чем расчетная и обусловлена некоторым критическим напряжением, сосредоточенным на конце трещины:

$$\sigma_{кр} = \left(\frac{2E\gamma_i}{\pi \cdot (1-\nu^2)l} \right)^{0,5},$$

где E – модуль упругости;

γ_i – плотность поверхностной энергии;

ν – коэффициент Пуассона;

l – длина трещины.

Для плоского напряженного состояния предыдущее выражение представляется в виде:

$$\sigma_{кр} = \left(\frac{2 \cdot E \cdot \gamma_0}{\pi \cdot l} \right)^{0,5}$$

Б.Я. Пинес, исходя из теории размерностей и подобия, для объемного напряженного состояния нашел, что:

$$\sigma_{кр} = \frac{3}{2} \left(\frac{E \cdot \gamma_0 \cdot L}{S_{кр}} \right)^{0,5},$$

где L – линейный размер тела; $S_{кр}$ – площадь трещины.

Я.И. Френкель обнаружил существенное противоречие между гипотезой Гриффитса о наличии дефектов в теле ненапряженного состояния и используемым при этом уравнении энергетического баланса. По этому уравнению в таком теле существовать микротрещины не могут, и тогда это противоречие сводится к тому, что на кривой $E_{пот}(l)$ должна быть одна экстремальная точка (рис.3.3а), которой соответствует максимум энергии, т.е. тело находится в устойчивом состоянии. На самом деле некоторые ученые, получив полное уравнение энергетического баланса обнаружили, что $E_{пот}(l)$ может быть по кривой рис.3.3б. То есть таких устойчивых состояний может быть несколько, что вполне соответствует теории катастроф, когда и при меньших напряжениях тело может разрушиться.

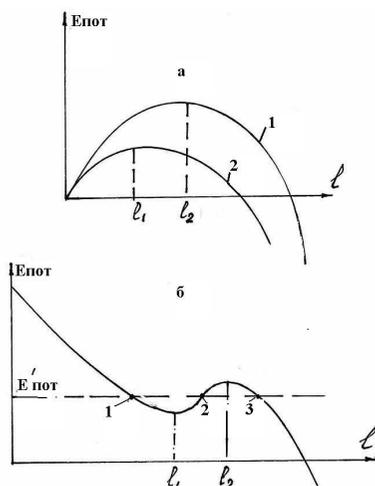


Рис. 3.3. Связь энергии нагружения с деформацией.

энергии, движущейся трещины:

Г.Р. Ирвин и О.Е. Орован в теории квазихрупкого разрушения также учитывают энергию пластической деформации, т.е. заменив в формуле Гриффитса γ на эквивалентную поверхностную энергию $\gamma_{эф}$, как сумму действительной поверхностной энергии и энергии пластической деформации.

Н.Ф. Мотт на основании анализа размерностей получил выражение для кинетической

$$E_{кин} = k \cdot \rho \cdot l^2 \cdot v \left(\frac{\sigma_p}{E} \right)^2,$$

где v – скорость распространения трещины;

k – безразмерный коэффициент;

σ_p – растягивающее напряжение.

Далее дополнив уравнение энергетического баланса, он нашел скорость роста трещины:

$$v = \left[\frac{\pi \cdot (1 - \nu^2)}{k} \right]^{0,5} \cdot \left(\frac{E}{\rho} \right)^{0,5} \cdot \left(1 - \frac{l_k}{l} \right),$$

где l_k – критическая длина трещины.

Если скорость распространения трещины предельная и равна скорости волны Рэлея, т.е. около $0,63C_p$ (скорости продольно волны), то скорость роста в этом случае равна:

$$v = \left(\frac{E}{\rho} \right)^{0,5} \cdot \left[\frac{\pi \cdot (1 - \nu^2)}{k} \right]^{0,5}.$$

Факт разрушения твердого тела говорит о том, что этот процесс явно необратимый. Рассмотрим этот тезис с позиций того же баланса энергии, для чего нужно сразу признать, что поверхностная энергия тел является не потенциальной, а свободной энергией. Для образования новой поверхностной свободной энергии не обязательно выполнение условий изотермичности, т.е. при $T = \text{const}$ работа процесса выражается как:

$$A = \frac{M}{\mu} \cdot RT \cdot \ln \frac{V_2}{V_1} = \frac{M}{\mu} \cdot RT \cdot \ln \frac{P_1}{P_2},$$

где M – масса газа;

μ – молекулярная масса;

R – газовая постоянная;

T – абсолютная температура;

V_2 – объем начальный;

V_1 – объем конечный;

P_1 – начальное давление;

P_2 – давление конечное.

Согласно принципу Ле-Шателье, при нагревании площадь поверхности тела увеличивается и, значит, любое увеличение этой площади другими способами (кроме нагревания) приведет к понижению температуры поверхности. Теперь уже экспериментально доказано, что температура вновь образованной поверхности ниже, чем температура внутренних точек тела, т.е. присутствует необратимый тепловой поток от внутренних точек тела к внешним.

Согласно второму началу термодинамики, куда входит теорема о минимуме потенциальной энергии в неявном виде, второй закон сохранения энергии выглядит как:

$$U_{\text{внут}} = dQ - dA,$$

где $U_{\text{внут}}$ – внутренняя энергия системы;

Q – количество теплоты, полученное системой;

A – работа, выполненная системой.

Второе начало термодинамики представлено известной формулой:

$$dQ = TdS_{\ominus} - dq,$$

где S_{\ominus} – энтропия; q – диссипированная энергия.

Гельмгольц связь между внутренней энергией и свободной сводит к выражению:

$$W_{\text{СВ}} = U_{\text{ВНУТ}} - T \cdot S_{\ominus},$$

тогда:

$$dq = -dW_{\text{СВ}} - dA - S_{\ominus} \cdot dT > 0.$$

Так как приращение свободной энергии связано с увеличением длины трещины по Гриффитсу, то:

$$dW_{\text{СВ}} = \psi \cdot dl,$$

где ψ – поверхностная энергия трещины, приходящаяся на единицу ее длины.

Приращение упругой энергии составит:

$$dW_{\text{УП}} = -2k \cdot \sigma^2 \cdot l \cdot dl,$$

где k – постоянная.

Диссипированная энергия выразится следующим образом:

$$dq = -(\psi_l - 2k \cdot \sigma^2 \cdot l) dl - S_{\ominus} dT > 0.$$

Теорема Гриффитса верна при $S_3 dT \rightarrow 0$, но это верно лишь при температурах, близких к абсолютному нулю.

Если обратить внимание на возражение Я.И. Френкеля по поводу некоторых противоречий с уравнением энергетического баланса и в соответствии с рис. 3.2, то трещина может расти и тогда, когда энергия деформации в окрестностях критической точки будет уменьшаться и даже больше, чем та, которая требуется для упругой деформации, доведенной до разрыва. На это обратил внимание И.И. Бикерман. В отличие от теории Гриффитса Бикерман полагает, что энергия, затрачиваемая на разрушение переход в теплоту, а не в поверхностную энергию трещины, тогда следует вместо энергии разрушения использовать удельную работу разрушения, с иным физическим смыслом.

Попытка описать процесс разрушения с позиций квантовой механики, где под фононом понимали квант колебаний, поддержана И.В. Кригсом. Он предполагал, что разрушение в целом явление квантовое, т.е. прерывистое. В дальнейшем это будет доказано экспериментально, когда разрушение твердого тела взрывом происходит скачкообразно о чем свидетельствует прерывистое поведение фрактальной размерности. Криггс полагает, что атомные связи рвутся в пределах ограниченной площадки F_3 за небольшой промежуток времени, а так как трещина не может расти со скоростью больше скорости продольной волны C_p , то и энергия новой поверхности сосредоточена на ограниченной поверхности, распространяющейся от краев трещины на расстояние $a=C_p \Delta t$.

Роль энергии упругих деформаций состоит в том, что она должна быть больше некоторых сил сцепления в объеме тела:

$$\iiint_{V(a)} W'_{yn} dx dy dz \geq 2F_3 \cdot \gamma,$$

где $W'_{уп}$ – энергия упругих деформаций на единицу объема $V(a)$, равного области сосредоточения энергии.

В случае разрушения кристалла одноосным усилием σ_p , то оно эквивалентно силам сцепления, приходящимся на единицу площади, и тогда приведенное выше уравнение сводится к виду:

$$\left[\frac{\sigma_p^2}{E} \right] 2F_3 a > 2F_3 \gamma;$$
$$a = 2\gamma \cdot \frac{E}{\sigma_p^2}.$$

Последнее соотношение представляет собой необходимое и достаточное условие для разрушения твердого тела, а F_3 – является функцией его внутренней структуры, связанной с размерами кристалла или зерна.

В теории Гриффитса и ее модификациях особое место отводится тупиковой части трещины – месту скопления напряжений. Это положение позволило представить так называемый силовой подход к описанию процесса разрушения путем замены сил сцепления, которые действуют в конце трещины на внешние силы. В такой интерпретации задача распространения трещины может быть решена как силовая концепция механики деформируемого тела.

В работах наших земляков М.Я. Леонова, В.В. Панасюка и других предложена иная модель твердого тела, имеющего микро- и макротрещины. В основу модели положено предположение, что существует зависимость сил сцепления от расстояния, т.е. промежутка между берегами трещины. Если это расстояние δ_k меньше некоторой постоянной величины, являющейся константой для данного материала, то силы притяжения между берегами также

будут равны постоянной величине σ_0 . В случае, если фактическое расстояние между берегами больше δ_k , то $\sigma_0=0$.

Эта концепция означает, что трещина будет расти, если выполняется условие:

$$2U_n(l_0, l, q_B) = \delta_\varepsilon,$$

где U_n – нормальная составляющая вектора смещений точек берегов трещины;

l_0 – характерный линейный размер области начальной трещины;

l – фактический размер трещины;

q_B – параметр, зависящий от внешней нагрузки.

Основной идеей статистической теории прочности (С.Д. Волков) является построение такой модели среды, которая позволяет использовать методы математической статистики при описании процесса разрушения. Модель квазиизотропного кристаллического тела представлена однофазной системой, в объеме W_v которого кристаллы связаны силами сцепления. Величина W_v должна быть такой, чтобы условно считалась однородной. Внутри этого объема имеется малый объем V существенно меньше всего тела, но все же имеющий достаточное количество элементарных частиц, т.е. $W_v \gg V$.

В теории трещинообразования выделяют различные условия нагружения твердого тела, чтобы образовались микротрещины и макротрещины. Первые, в представлении М.В. Якутовича, образуются под действием растягивающих напряжений и, даже в случае сложного напряженного состояния, рассматривается только нормальная составляющая напряжений растяжения. Процесс макроскопических разрушений в масштабе V -объемов начинается при напряжениях меньше сопротивления разрушению поликристаллов.

Относительное число разрушенных объемов V , где микротрещины возникли под действием одноосного растягивающего напряжения σ , равно:

$$n = 0,5 - \frac{1}{\sqrt{\pi}} \int_0^z e^{-t^2} dt,$$

где z равно:

$$Z = \frac{\sigma_n - \sigma}{\sqrt{\theta}},$$

σ_n – среднее сопротивление разрушению кристаллов поликристаллического тела; θ – модуль нормального распределения объемов V по напряжениям.

С увеличением внешней нагрузки число разрозненных микротрещин возрастает и, после достижения некоторой критической величины $n_{кр}$, они начинают сливаться в единые, в том числе и пересекающиеся, образуя макроскопическую трещину во всем объеме W_v . Условием достижения критического числа микротрещин при любом напряженном состоянии тела является равенство:

$$n = n_{кр}$$

где $n_{кр}$ – постоянная для данного материала величина, равная отношению к числу трещин в объемах V , достаточному для макроскопического разрушения тела объемом W_v .

Твердый материал, как известно, при разрушении может вести себя хрупко или пластично. Макроскопическим разрушением обычно охвачены не все объемы W_v , а только их некоторая часть. Чем материал более хрупок, тем эта часть меньше, поскольку в хрупком материале микротрещины опаснее, чем в пластическом. В процессе макроскопического разрушения в малых объемах V разрушение может быть вязким, а соотношение объемов V_i между хрупким и вязким разрушением определяется характером макроскопического разрушения. Из этого следует, что в общем случае под действием внешних усилий в разрушаемом теле возникают как упругие, так и пластические деформации.

Из общего числа N объемов типа V часть их N_y – деформируется упруго, а N_n – пластично. Общее число микротрещин к моменту макроскопического разрушения составит:

$$m = m_{уп} + m_{пл},$$

где $m_{уп}$ и $m_{пл}$ – число микротрещин при упругом и пластическом деформированных объемах соответственно $V_{уп}$ и $V_{пл}$.

Относительное число микротрещин составит:

$$n_{к р} = \frac{m}{N} = \frac{N_{уп.} \cdot m_{уп}}{N \cdot N_{уп}} + \frac{N_{пл.} \cdot m_{пл}}{N \cdot N_{пл}} = (1 - P)n_{уп} - Pn_{пл},$$

где $N_{уп}/N = p$ – вероятность пластического состояния; $n_{уп}$ и $n_{пл}$ – относительное число микротрещин в пластически и упруго деформированных объемах V соответственно.

Критериями хрупкого и вязкого разрушения статистической теории прочности являются условия:

$$\begin{aligned} n_{кр} &= n_{уп} - \text{хрупкое разрушение,} \\ n_{кр} &= n_{пл} - \text{вязкое разрушение.} \end{aligned}$$

При этом следует также иметь в виду, что как уже экспериментально доказано Г. Кольским, хрупкость материала зависит от скорости приложения нагрузки и физико-механических свойств горных пород.

3.1.3. Критерии, описывающие эффект разрушения

Поскольку здесь рассматривается ближняя зона взрыва, которая в свою очередь разделяется на зоны характерных эффектов, и которые идентифицируются как последовательно развивающиеся очаги сейсмических колебаний, проанализируем основные признаки этих зон, выделенных в 3.1.1. Кроме зоны упругих сейсмических колебаний, для всех остальных характерно образование трещин, т.е. нарушение сплошности горных пород.

Объем и степень разрушения и, следовательно, интенсивность трещинообразования, как в сторону свободной поверхности, так и в глубь массива определяется объемной плотностью энергии, привлеченной упруго-пластической волной напряжений на различных участках сейсмоизлучателя (очага взрыва).

Известно, что сейсмическое излучение определяется скоростью развития трещин в разрушенной части массива, скорость развития которых не больше $0,38 C_p$ с относительно большим

периодом колебаний. В работе отмечается, что смысл инженерных мероприятий по управлению действием взрыва и повышению КПД использования энергии ВВ сводится к уменьшению радиуса очага сейсмоизлучателя и к более равномерному распределению сосредоточенной в его пределах энергии, увеличению скорости развития трещин и уменьшению времени выхода трещин к поверхности обнажения.

С повышением скорости роста трещин, увеличения их числа снижается также первоначальный сейсмический импульс. Наиболее интенсивное развитие трещин в результате продвижения сейсмического фронта наблюдается на расстоянии (0,5–0,6) г. Вместе с продвижением фронта уменьшаются параметры сейсмических колебаний в зоне первичного их формирования, снижается доля энергии, привлеченной за счет разгрузки в области очага сейсмоизлучателя, и в итоге снижается сейсмический эффект.

Развитие трещин определяется типом разрушения горных пород: хрупким, пластичным и хрупко-пластичным. При хрупком разрушении трещины ориентированы перпендикулярно действию нормальных растягивающих напряжений. Для вязкого разрушения характерно смещение частиц по площадкам скольжения, ориентированным по направлениям действия касательных напряжений, но при этом скорость трещинообразования значительно больше скорости развития пластических деформаций.

Известны две точки зрения на процесс трещинообразования. По С.Д. Волкову процесс развития трещин проходит три стадии (рис. 3.4):

- зарождение и медленное развитие очагов трещинообразования;
- ускоренное трещинообразование;
- трещинообразование с постоянной скоростью.

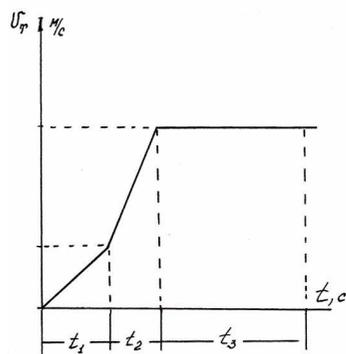


Рис. 3.4. Изменение скорости роста трещин во времени.

Акад. С.Г. Авершин процесс разрушения хрупких сред представляет как цепную реакцию, т.е. скорость трещинообразования катастрофически нарастает. **Такое представление вполне соответствует представлению о фрактальной природе разрушения с образованием аттрактора в виде**

бифуркационного разветвления, т.е. аналогично «дереву» Кейли, где приложенная нагрузка на среду с дефектами переориентируется (перекладывается) с дефекта, где трещины срослись, на дефекты, где это еще не произошло, при этом ветвление приобретает форму цепной реакции. Напряжения не успевают релаксировать и явление подобно явлению крипа.

Распределение напряжений и величин деформаций в этом случае, согласно теории катастроф носит вероятностный характер, а по величине они могут оказаться даже ниже предела прочности породы на разрушение. В таком случае скорость трещинообразования будет видимо зависеть от количества возможных очагов зарождения трещин.

Если предположить, что в замкнутом объеме V имеется n_0 центров трещинообразования, то за время dt их «проснется» $n_0 dt$ под действием нагрузки F_0 . По различным причинам они не все будут расти, т.е. среди общей массы дефектов n_0 есть активные и пассивные, первые дают трещины со скоростью $v_{тр}$, а вторые обрывают рост. Вероятность встречи активных трещин составит:

$$P_a = n_t/n_0, \text{ а пассивных } P_n = 1 - P_a.$$

Согласно В.А. Падукову, имеем:

$$\frac{dn_t}{dt} = n_0 + (f - q)n_t, \quad (3.3)$$

где f и q – коэффициенты, характеризующие ветвление и образование цепей трещинообразования; n_0 – концентрация начальный очагов трещин; n_t – концентрация активных очагов.

Интегрируя (3.3) и произведя преобразования, получим:

$$n_t = \frac{n_0}{q - f} [1 - e]^{-[f-q]t}. \quad (3.4)$$

Понятно, что скорость трещинообразования будет пропорциональна концентрации очагов зарождения трещин:

$$v_{тр} = kn_t, \quad (3.5)$$

где k – коэффициент пропорциональности.

Произведем качественный анализ (3.4 и 3.5), выделив три случая.

1. $f < q$ – т.е. число ветвлений меньше, чем обрывов, что означает получение крупных отдельных. Надо полагать, что и число дефектов было мало, или $P_n > P_a$, или n_t стремится к пределу $n_o/(q-f)$, тогда скорость трещинообразования окажется равной:

$$v_{mp} = \kappa \frac{n}{q-f}.$$

2. При $f=q$ и $P_a=P_n$, $\frac{dn_t}{dt} = n_o$, т.е. $n_t = n_o t$ и, следовательно, $V_{тр} = \kappa n_o t$.

Это вполне соответствует энергетической теории разрушения, когда эффективность разрушения зависит не только от величины напряжений, но и от количества энергии, перешедшей в массив за определенное время, т.е. речь идет о времени экспозиции нагрузки. Это также не противоречит теории катастроф и кинетической теории С.Н. Журкова.

3. При $f > q$, имеем:

$$n_t = \frac{n_o}{f-q} (e^{t(f-q)} - 1) \text{ и } v_{mp} = \frac{\kappa n_o}{f-q} e^{t(f-q)}.$$

Здесь скорость трещинообразования нарастает по показательному закону, т.е. в виде цепной реакции типа горного удара.

Изменение скоростей развития трещин и скорости трещинообразования в рудах и апатито-нефелиновых породах показало, что скорости поперек слоистости составили 200–300 м/с, а вдоль – 300–800 м/с, а время процесса трещинообразования участка составляло:

$$T = (0,6 \div 3) W \text{ мс},$$

где W – сопротивление по подошве, а скорость равна:

$$v_{тр} = 300-1600 \text{ м/с}.$$

Измерение C_p в массиве показало, что она составляет 1000–4200 м/с, значит скорость роста трещин составляет около 0,38 C_p .

Признанными критериями сейсмической опасности являются скорость V смещения частиц и напряжение в сейсмической волне σ . Но по утверждению Я.И. Цейтлина они эффективны только для ограниченного диапазона мощности взрыва, т.к. очевидно, что при одинаковых приведенных расстояниях при одной и той же скорости опасность от более мощного взрыва будет одинаковой с менее мощным. Но это не подтверждается практикой.

Недостатком критериев V и σ является то, что они не учитывают время действия взрывной волны или же учитывают время в неверной пропорции.

Удельная энергия может быть определена как:

$$\varepsilon_{\text{эф.у}} = \int_{t_1}^{t_2} \rho C_p v dt,$$

где ρC_p – акустическая жесткость среды; V – скорость смещения.

На сейсмограмме выделяется фаза с максимальной амплитудой, по обе стороны от которой интенсивность смещений быстро падает, но в районе максимума заключено более 50% всей энергии волны.

При рассмотрении пластических деформаций следует учесть, что остаточные деформации складываются, что может явиться физической основой разупрочнения, так как возникновение новых очагов ослабления, дефектов, микротрещин – есть проявление остаточных деформаций. Значит, при последовательном многократном нагружении они накапливаются, откуда следует, что энергию импульсов нужно учитывать не только в районе пикового значения, а всюду, где они способны вызвать пластические деформации.

Известно, что критическая скорость при статистическом действии меньше, чем при динамическом. С учетом того, что в ближайшей зоне преобладают продольные волны, действие которых можно считать квазистатическим, тогда энергия составит:

$$\varepsilon_{\text{эф.у}} = A\tau,$$

где A – мощность взрыва; τ – характерное время поступления энергии, после которого дальнейшее поступление на том же уровне не приведет к росту опасности.

В скальных породах τ примерно оценивается в 1 мс, в этом случае большинство сейсмических волн в таких породах будут квазистатическими и тогда критерии V_{\max} и σ являются эффективными критериями, означающими, что энергия повреждения пород очень мала. У сейсмических волн ее достаточно при достижении напряжений в волне критических значений. Но пиковые напряжения не всегда являются критерием опасности и зависят от момента взрыва. Я.И. Цейтлин считает, что критическое значение разрушительной сейсмической волны для скальных пород средней крепости составляет $\epsilon_{\text{кр}}$ (Дж/м²) около 20000.

3.1.4. Особенности поведения массива горных пород при взрывном воздействии и волновая картина

До настоящего времени не существует единого взгляда на механизм разрушения горных пород взрывом, что связано с различиями прочностных и деформационных показателей в статике и динамике, в образце и массиве. Перенос известных результатов при разрушении отдельных образцов или моделей из различных материалов на массив слабо совместим, поскольку кроме структурных особенностей самой (одной) горной породы имеются еще структурные особенности участка, сложенного из различных пород.

Известными отличительными факторами взрыва являются: высокая скорость процесса разложения ВВ, образование продуктов (ПВ) взрыва с большим давлением и выделением тепла. Давление ПВ воздействуя на зарядную камеру, определяет возникновение ударной волны, распространяющейся по породе со сверхзвуковой скоростью. Область распространения ударной волны ограничена зоной 3–7 радиусов заряда (рис. 3.5). Следующая зона размерами до 150 радиусов предстает как зона сжатия, определяемая волной сжатия при неупругом поведении породы, а скорость распространения возмущения равна скорости звука в этой среде. Здесь возникают остаточные деформации, ведущие к нарушению сплошности среды.

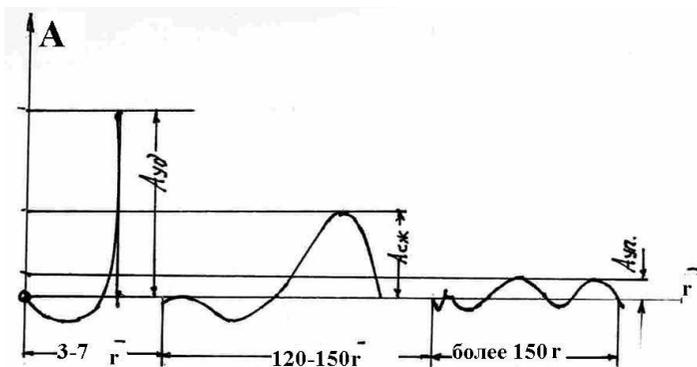


Рис. 3.5. Зоны распространения ударной волны, волн сжатия и сейсмических волн в массиве горных пород при взрыве заряда ВВ.

Снижение интенсивности волны сжатия сопровождается выполаживанием их фронта и обуславливает переход в сейсмическую волну, вызывающую упругие колебания со скоростью звука и область распространения в 120–150 радиусов заряда.

Выделенные разновидности взрывных волн отличаются различной степенью затухания, причем в первых двух зонах интенсивность затухания выше, чем в третьей, в них же наибольшие затраты энергии, а в третью выходит около 1% потенциальной энергии ВВ при одновременном увеличении объема породы, вовлеченной в эту область.

П.С. Миронов при массовых взрывах на карьерах также выделяет три зоны по критерию скорости смещения грунта. Для первой ближней зоны с областью от 5 до 50 м от взрывающего блока скорость им определяется как:

$$v_{\sigma} = \kappa_1 \frac{6,7}{r} \sqrt{\frac{Q}{H\left(\frac{L}{2} + r\right)}} f(\Delta t) \quad (3.6)$$

Для средней и дальней зон соответственно с радиусами 50–500 м и более 500 м, скорости равны:

$$v_c = \kappa_2 \frac{\sqrt{Q}}{r} \frac{f(n\Delta t)}{\sqrt{\frac{L}{\pi} + r}} \text{ и } v_d = \kappa_3 (\sqrt[3]{Q})^m f(n\Delta t), \quad (3.7, 3.8)$$

где $\kappa_1, \kappa_2, \kappa_3$ – экспериментальные коэффициенты, зависящие от свойств взрывааемых пород и равные от 120 до 300;

Q – общая масса взрываемого заряда; r – расстояние от эпицентра взрыва;

H и L – высота уступа и длина блока;

m – показатель затухания интенсивности волны с расстоянием r , в среднем равен 1,5;

$f(n\Delta t)$ – функция схемы взрывания, в зависимости от интервала замедления и числа ступеней замедления и принимающая значения:

$$f(n\Delta t) = [1 - 12,9(\Delta em)^2] \text{ при } \Delta tn \leq 0,15 \text{ с}, \quad (3.9)$$

$$f(n\Delta t) = \frac{0,275}{\sqrt{\Delta tn}}, \text{ при } \Delta tn > 0,16 \text{ с}. \quad (3.10)$$

Известно, что критическая скорость разрушения связана с удельной работой разрушения:

$$e_s = \frac{\rho M_{kp}^2}{2}, \quad (3.11)$$

где ρ – плотность среды.

С другой стороны, удельная работа разрушения зависит от разрушающего напряжения $\sigma_{раз}$, упругих E и пластических свойств породы $K_{пл}$.

Под разрушающим напряжением здесь понимается такое, которое включает в себя составляющие сопротивления растяжению и сдвигу, имея в виду, что $\tau_{сд} > \sigma_{раст}$:

$$e_s = \frac{\sigma_h^2}{2E} K_{nl} \text{ и } K_{nl} = \frac{2E}{E_{\text{деф}}} - 1, \quad (3.12)$$

где $E_{\text{деф}}$ – модуль полной деформации.

Оценку пластичности горной породы можно выразить более просто:

$$K_{nl}^1 = \frac{E}{E_{\text{деф}}} \text{ откуда } e_s = \frac{\sigma_p^2}{2E} K_{nl}^1 = \frac{\sigma_p^2}{2E_{\text{деф}}}. \quad (3.13)$$

Приравнивая (6) и (8), имеем:

$$\frac{\sigma_p^2}{2E_{\text{деф}}} = \frac{\rho v_{kp}^2}{2} \quad (3.14)$$

Из (3.14) следует, что величина критической скорости разрушения выражается как:

$$v_{kp} = \sigma_p \sqrt{\frac{1}{\rho E_{\text{деф}}}}. \quad (3.15)$$

Подставляя значение критической скорости в соотношения (3.6–3.13), получим разрушающее напряжение в каждой из выделенных зон, и сравнивая его величину с характеристиками породы, установим состояние массива по зонам действия взрыва системы скважинных зарядов:

$$\sigma_p = \frac{\frac{K_1 6,7}{r} \sqrt{\frac{Q}{H(0,5L + r)}} f(\Delta t n)}{\sqrt{\frac{1}{\rho E_{\text{деф}}}}};$$

$$\sigma_p = \frac{K_2 \sqrt{Q} f(\Delta tn)}{r \sqrt{0,5L + r}} \cdot \sqrt{\frac{1}{\rho E_{оэф}}}. \quad (3.16)$$

$$\sigma_p = \frac{K_3 (\sqrt[3]{Q})^m f(\Delta tn)}{\sqrt{\frac{1}{\rho E_{оэф}}}}$$

Проанализируем поведение модуля полной деформации с изменением расстояния от центра взрыва. С расстоянием обе составляющие деформации должны убывать, однако в силу потерь энергии, интенсивность снижения пластических деформаций больше. Это подтверждает известное положение о снижении напряженно-деформированного состояния и, следовательно, количества дефектов, образованных вследствие прохождения взрывных волн.

Нарушение массива трещинами и т.п. дефектами обусловлено фактически активизацией старых трещин более высокого уровня или же соединением несвязанных трещин. Источником таких нарушений является волна напряжений, обуславливающая движение частиц с критической скоростью. Эта критическая скорость, приводящая к разрушению как поверхности так и внутренних частей оценивается соответственно как:

$$v_{кр} = \frac{10^9 \sigma_p}{\rho C_p} \text{ и } v_{кр} = \frac{10^9 (1 - \mu) \sigma_p}{\mu \rho C_p}.$$

Например, для монолитного гранита эти скорости соответственно равны 1,5 и 3,5 м/с, однако критические скорости, когда появляются зародыши трещин составляют всего 0,05 м/с.

Не вдаваясь в подробности механизма разрушения пород взрывом, например, при взрыве скважинных зарядов, нас будет интересовать в большей степени факт, что взрывное нагружение массива приводит к формированию нескольких четко различимых

зон в соответствии с выделенными выше (рис. 3.5.) областями, рис. 3.6.

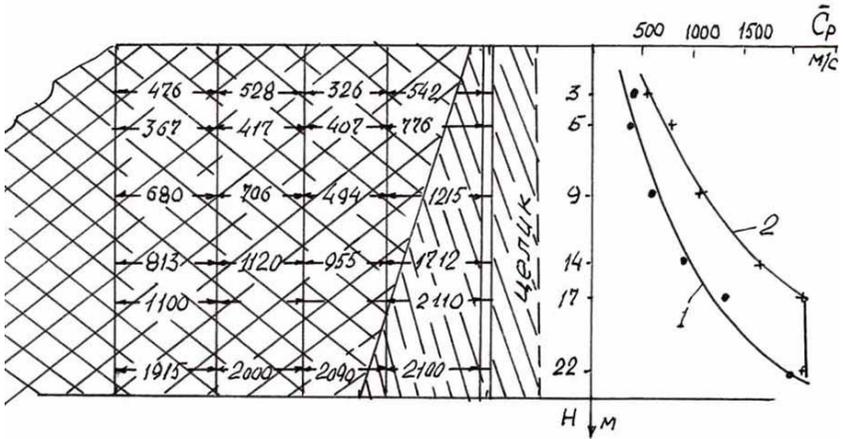


Рис. 3.6. Распределение скорости продольных волн во взорванном массиве и изменение их по высоте развала. 1 – во взорванном массиве, 2 – на границе с целиком.

По изменению скорости звука можно выделить:

- 1 – зону дробления, характеризующуюся полным разрушением первичных свойств массива, отсутствием связей между раздробленными кусками породы, причем степень дробления в междурядье и за последними рядами скважин отличается, о чем свидетельствуют замеры скорости продольной волны. Она в междурядье в зависимости от минералогического состава пород колеблется от 270 до 510 м/с, одновременно зависит от коэффициента разрыхления и изменяется обратно пропорционально ему с глубиной.
- 2 –зону нарушения, характеризующуюся частичным разрушением пород с зависимым от первичных свойств массива изменением состояния, с увеличивающимся сцеплением между отдельностями с раскрытием микро- и макротрещин и появлением новых дефектов и дислокаций. Скорость звука в этой зоне колеблется от 550 до верхнего

предела скорости в ненарушенном массиве. В некоторых исследованиях установлен эффект частичного восстановления свойств пород массива с тенденцией увеличения ее по высоте уступа.

- 3 –зону сотрясений, характеризующуюся частичным раскрытием естественной трещиноватости, возникновением новых очагов будущих разрушений, а также формированием напряженно- деформированного состояния как за счет возникших новых дефектов, так и при частичном закрытии ранее раскрытых трещин.
- 4 – зону естественного состояния массива с сохранением его основных свойств, характерных для условий систематического производства взрывных работ, т.е. в естественном ненарушенном состоянии.

Волновая картина при взрыве складывается следующим образом. По сейсмограммам можно выделить прямые, головные, отраженные, релеевские и воздушные звуковые волны. Параметры указанных типов волн различаются в зависимости от горно-геологических и технологических факторов. Например, с углублением горных работ увеличивается скорость прямых и головных волн почти в 3 раза, а релеевской – на 20%. Периоды колебаний для отраженных волн не изменялись, а релеевской снизились на 35–40%.

В.Н. Мосинец выделяет особенности ближней зоны. К ним относится то, что для колебаний внутри зоны должен быть ограничен период колебаний с высокой частотой при значительной амплитуде. На относительном расстоянии $R \leq 6 \div 10 \sqrt[3]{Q}$ преобладают по интенсивности продольные волны. В области $R \leq 10 \div 30 \sqrt[3]{Q}$, где наблюдается переход от продольной к поверхностной волне, запас энергии в горизонтальной составляющей снижается от 100 до 50%, а в области более $30 \sqrt[3]{Q}$, где преобладают поверхностные волны, составляющие скорости колебаний примерно равнозначны.

Второй особенностью ближней зоны является высокая частота колебаний на границе сейсмического очага.

Третьей особенностью сейсмического очага является то, что максимальная скорость колебаний зависит от массы заряда, так как она

соответствует упругому пределу деформаций породы и изменяется от 0,16 до 0,32 м/с при критических деформациях $\epsilon_k = 16 \cdot 10^{-6} \div 72 \cdot 10^{-6}$.

Параметры сейсмозрывных волн зависят от количества рядов скважин. Скорости прямой и поверхностной волн выше у однорядного взрыва на 20–30%, а скорости отраженной выше у трехрядного. Энергия упругих волн при трехрядном расположении скважин снижается за счет экранирования энергии от 2-х и 3-х рядов. Для отраженных волн, например, распространяющихся на нижележащий горизонт при трехрядном взрыве энергия возрастает в сравнении с однорядным. Изменение сетки скважин в сторону увеличения приводит к увеличению сейсмического эффекта, скорости смещения в продольной волне возрастают на 30%, а энергия прямой волны – в 2,5 раза.

Для ближней зоны можно выделить преобладающие амплитуды продольных волн и на некотором расстоянии – поверхностных волн, у которых показатель затухания меньше, чем у первых. Здесь же отмечается многостадийность формирования источников сейсмических колебаний. На первой стадии после детонации заряда, прилегающая к нему порода дробится, принимая форму пластического течения. В массив излучается продольная волна сжатия-растяжения. На этой стадии, несмотря на большой объем дробления, но вследствие огромной вновь образованной поверхности раздробленного материала, согласно закону Риттингера – Кирпичева, будут максимальными затраты энергии этих волн.

На второй стадии вследствие больших потерь энергии в зоне пластических деформаций формируется волна напряжений, впереди которой движется звуковая волна. Продолжается развитие трещин, начавшееся на первой стадии, а волна напряжений создает в породе напряжения выше предела прочности породы. Достигнув поверхности, она отражается с возникновением растягивающих напряжений.

При распространении волны напряжений в других направлениях создаются напряжения выше предела прочности на сдвиг и растяжение. Порода за линией взрываемых скважин находится в состоянии всестороннего сжатия, распространяясь в глубь массива. На этой стадии, при исследованиях выполненных на карьере ЦГОКа, на расстоянии 15–20 м от последнего ряда скважин

зафиксирована волна «К» – купол, которая характеризуется подъемом массива на 80–100 мм при скорости до 2 м/с.

На третьей стадии взрыва нарушается связь волны купола с окружающим массивом, происходит отрыв и разлет породы. В это время в массив излучаются волны с увеличивающимися амплитудами и периодами колебаний. Напряжения падают, а энергия способствует ускорению достижения максимума амплитуд и уменьшению периода колебаний.

Снижение давления на фронте прямой волны до предела прочности породы на сжатие порождает, как утверждает Н.Н. Казаков, слабую волну, которая оказывает различное воздействие на породу, зависящее от ее параметров. В зоне ее действия плотность породы почти не изменена, а вот энергия волны поглощается средой и затрачивается на различные формы работы, в том числе на зарождение дефектов и рост трещин.

3.2. Механизм разрушения горных пород взрывом

Материал, изложенный в данном разделе, является современным представлением основных гипотез процесса разрушения твердых тел и горных пород в частности, под действием быстропротекающих процессов, каким является взрыв. По состоянию на данный момент ни одна из представленных теорий не нашла всеобщего признания, полностью теоретически и экспериментально не доказана, и поэтому их правильнее будет называть гипотезами.

3.2.1. Параметры взрывного нагружения горных пород

Детонация заряда ВВ вызывает в твердом теле формирование поля напряжений, распространяющегося во все стороны от центра зарядной камеры с закономерным затуханием амплитуды напряжений.

Уровень воздействия взрыва и его характер в среде обусловлены физико-механическими свойствами горной породы и детонационными показателями ВВ, а также условиями его взрывчатого разложения.

Основным показателем взрывного воздействия на горную породу является импульс давления $P(t)$, изменяющийся во времени:

$$I = \int_0^{\tau} P(t) dt,$$

где $P(t)$ – изменение давления в зарядной камере; τ – время действия избыточного давления.

От начала разложения ВВ, через некоторое время импульс достигает своего максимума за счет наибольшего давления продуктов детонации:

$$P_{\max} = \rho_{\text{ВВ}} \cdot D \cdot v_{\max},$$

где $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность заряда ВВ;

D – скорость детонации;

v_{\max} – максимальная начальная скорость смещения частиц на фронте ударной волны.

Максимальная скорость смещения частиц среды выражается как:

$$v_{\max} = \frac{D}{k_u + 1},$$

где k_u – показатель изэнтропы расширения продуктов взрыва, который для промышленных ВВ равен 3.

Максимальное и среднее давления соответственно равны:

$$P = \frac{1}{4} \rho_{\text{ВВ}} D^2; P_{\text{ср}} = \frac{1}{8} \rho_{\text{ВВ}} D^2.$$

Параметры взрывных волн на границе раздела ВВ – горная порода обусловлены связями между показателями детонационной и ударной волн в среде.

Давление на фронте ударной волны $P_{\text{уд}}$ в среде (если такая возникает) можно определить как:

$$P_{\text{уд}} = \rho_{\text{п}} \cdot D_{\text{уд}} \cdot v_{\text{сн}},$$

где $\rho_{\text{п}}$ – плотность породы;

$D_{\text{уд}}$ – скорость ударной волны;

$v_{\text{сн}}$ – скорость смещения частиц среды на фронте ударной волны.

Это давление можно представить из интерпретации акустического импеданса $\rho_{\text{п}} D_{\text{уд}}$. Он имеет интересный физический смысл – численное значение его есть напряжение, которое возникает в горной породе при ударе по ней со скоростью, равной единице, т.е. $v_{\text{сн}}=1$. Например, если известняк имеет плотность $\rho=2,54 \text{ г/см}^3$, а $D_{\text{уд}}=5,5 \text{ км/с}$ и по нему нанести удар со скоростью $v_{\text{сн}}=1 \text{ см/с}$, то акустическая жесткость численно будет равна напряжению 1,4 МПа.

Произведения $\rho_{\text{п}} D_{\text{уд}}$ и $\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}}$ являются импедансами среды и ВВ. Имея в виду соотношение импедансов, давление на фронте ударной волны можно выразить как:

$$P_{\text{уд}} = \frac{2 \cdot P}{1 + \frac{\rho_{\text{ВВ}} \cdot D}{\rho_{\text{п}} \cdot D_{\text{уд}}}}.$$

Последнее соотношение верно, если детонационная волна падает на плоскость среды под углом 90° . При действии ее под другими углами необходимо учесть наклон путем выявления соотношений между падающей, отраженной и преломленной волнами по законам акустики.

Генерированная волна напряжений будет иметь давление на расстоянии r от центра сферического заряда по Г.И. Покровскому, равное:

$$\sigma_{\max} = 1,07 \sqrt{\frac{C_{\text{ВВ}}}{r^3}} \sqrt[6]{\frac{u_0 \cdot E^5}{\gamma}},$$

где $C_{\text{ВВ}}$ – масса заряда;

r – расстояние от центра взрыва;

u_0 – удельная энергия ВВ;

E – модуль упругости горной породы;

γ – объемный вес породы.

Для зарядов иной формы формула та же, однако коэффициенты и степени другие. Понятно, что имея фронт затухания в виде экспоненты, кривая зависимости давления от времени и расстояния будет иметь вид:

$$\sigma_{(r,t)} = \sigma_{\max} e^{-\frac{t}{\theta}},$$

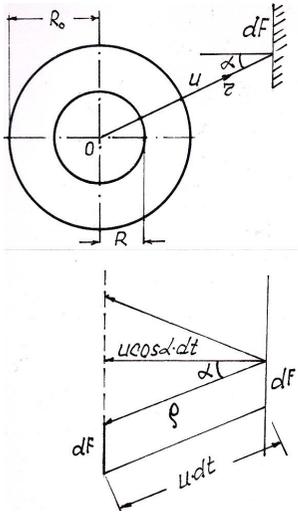
где θ – показатель экспоненты.

3.2.2. Формирование поля напряжений при взрыве сосредоточенного и удлиненного зарядов

Поле напряжений при взрыве заряда ВВ в горной породе формируется за счет переданного ей импульса, величина которого у сосредоточенного и удлиненного зарядов разная. Рассчитаем его величину, для чего воспользуемся рекомендациями О.Е. Власова.

Предварительным условием к расчетным схемам являются следующие предположения:

- детонация происходит мгновенно, чего в действительности не бывает;
- отсутствует сопротивление окружающей среды, что также нереально.



Примем следующую расчетную схему (рис. 3.7). В силу симметрии взрывные газы (продукты взрыва) разлетаются равномерно во все стороны со скоростью u и она будет совпадать по направлению с радиусом r . Если радиус заряда R_0 , а r расстояние до элемента dF , то любая частица внутри заряда на

расстоянии R от центра будет двигаться по окончании детонации.

Через время t_1 частица переместится на расстояние $R_0 - R$ со скоростью w , тогда для этого потребуется время:

$$t_1 = \frac{R_0 - R}{w}. \quad (3.17)$$

Рис. 3.7. Схема к определению величины импульса сосредоточенного заряда.

Дальше эта частица будет двигаться со скоростью u до встречи с преградой и пройдет путь $r - R_0$, время ее движения равно:

$$t_2 = \frac{r - R_0}{u}. \quad (3.18)$$

Общее время, когда частица ударит о преграду dF, составит:

$$t_1 + t_2 = \frac{R_0 = R}{w} + \frac{r - R_0}{u}. \quad (3.19)$$

Но так как $R_0 \geq R \geq 0$, то время, в течение которого преграда находится под действием продуктов взрыва, составит:

$$\left(\frac{R_0}{w} + \frac{r}{u} \right) \geq t \geq \left(\frac{r}{u} - \frac{R}{u} \right). \quad (3.20)$$

Из (3.20) продолжительность действия продуктов взрыва на преграду определится как:

$$\tau = \left(\frac{R_0}{w} + \frac{r}{u} \right) - \left(\frac{r - R_0}{u} \right) = R_0 \left(\frac{1}{w} + \frac{1}{u} \right). \quad (3.21)$$

Будем различать плотности покоящихся газов (т.е. самого заряда ВВ) ρ_0 и движущихся продуктов детонации ρ_1 .

Смещение поверхности разлета за время dt равно wdt, сами частицы на поверхности заряда за это время пройдут расстояние udt. Газы, занимавшие объем wdt через dt заполнят объем (w+u)dt, имея в виду, что они давят на площадку dF. Так как масса газов не изменяется, то:

$$\begin{aligned} \rho_0 w dt &= \rho_1 (w + u) dt; \\ \rho_1 &= \frac{\rho_0 w}{u + w}. \end{aligned} \quad (3.22)$$

При движении объем продуктов детонации будет увеличиваться пропорционально увеличению поверхности сферы, тогда вблизи преграды плотность продуктов детонации определится как:

$$(3.23)$$

$$\rho_1 R^2 = \rho r^2$$

$$\rho = \frac{\rho_1 R^2}{r^2} = \frac{\rho_0 w}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right)^2. \quad (3.24)$$

При подходе к преграде dF имеет место удар частиц подобно идеально упругим шарам, а нормальная скорость меняет знак на обратный.

Импульс dS , действующий на преграду при массе газов $\rho u \cos \alpha dV = \rho u \cos \alpha dF dt = m (dV = u dt dF)$.

В соответствии с законом Ньютона, изменение импульса составит:

$$dS = [u \cos \alpha - (-u \cos \alpha)] \rho u \cos \alpha dF dt = 2 \rho u^2 \cos^2 \alpha dF dt. \quad (3.25)$$

Подставляя (3.24) в (3.25), имеем:

$$dS = \frac{2 \rho_0 w u^2}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right)^2 \cos^2 \alpha dF dt. \quad (3.26)$$

Давление на преграду найдем, разделив обе части на $dF dt$:

$$P = \frac{dS}{dF dt} = \frac{2 \rho_0 w u^2}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right)^2 \cos^2 \alpha. \quad (3.27)$$

Для определения P нужно знать как давление изменяется во времени t . Его можно определить, проинтегрировав (3.19):

$$dt = - \left(\frac{1}{w} + \frac{1}{u} \right) dR = - \left(\frac{u+w}{uw} \right) dR. \quad (3.28)$$

Имея в виду (3.27) и (3.28), получим значение импульса:

$$S = \int P dt = - \int_{R_0}^R \frac{2 \rho_0 u^2 w}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right)^2 \cos^2 \alpha \left(\frac{u+w}{uw} \right) dR.$$

Пределы изменения R указаны в соответствии с изменением t , так как начало движения соответствует $R_0=R$, а конец при $R=0$.

Интегрирование дает:

$$S = \frac{2\rho_0 u \cos^2 \alpha}{r^2} \int_0^{R_0} R^2 dR = \frac{2\rho_0 u R^3 \cos^2 \alpha}{3r^2}. \quad (3.29)$$

Масса заряда C связана с R_0 :

$$C = \frac{4}{3} \pi R^3 \rho_0, \quad (3.30)$$

тогда импульс составит:

$$S = \frac{uC \cos^2 \alpha}{2\pi r^2}.$$

Обозначим $u/2\pi=A$, тогда величина импульса окажется равной:

$$S = \frac{AC}{r^2} \cos^2 \alpha. \quad (3.31)$$

Полный импульс от взрыва сосредоточенного заряда, действующего на неограниченную плоскость на расстоянии a от центра заряда определится, если вырежем кольцо в плоскости радиусом X и шириной dx (рис. 3.5).

Площадь кольца равна:

$$dF = 2\pi \cdot x dx. \quad (3.32)$$

Удельный импульс, приложенный к единице поверхности кольца определяется из (3.31). Из треугольника ABC имеем:

$$\begin{aligned}
 a &= r \cdot \cos \alpha = x \operatorname{ctg} \alpha, \\
 r &= \frac{a}{\cos \alpha}, \\
 x &= a \operatorname{tg} \alpha.
 \end{aligned}
 \tag{3.33}$$

Подставляя эти значения в (3.30), получим:

$$\begin{aligned}
 S &= \int S dF = \int_0^{\frac{\pi}{2}} \frac{AC \cos^4 \alpha}{a^2} \cdot \frac{2\pi a^2 \operatorname{tg} \alpha}{\cos^2 \alpha} d\alpha = 2\pi AC \int_0^{\frac{\pi}{2}} \cos \alpha \cdot \sin \alpha d\alpha = \\
 &= 2\pi AC \int_0^{\frac{\pi}{2}} \sin \alpha \cdot d \sin \alpha = 2\pi AC \left[\frac{\sin^2 \alpha}{2} \right]_0^{\frac{\pi}{2}}.
 \end{aligned}$$

Полный импульс составит:

$$S = \frac{AC \cos^4 \alpha}{a^2}.$$

или

$$S = \pi \cdot AC. \tag{3.34}$$

Для цилиндрического заряда большой длины, когда разлетом в торцах можно пренебречь, действие на неподвижную преграду выражается теми же формулами. Уравнения (3.19) – время удара частиц, (3.21) – продолжительность τ действия, (3.22) – плотности движущихся продуктов детонации остаются в силе вследствие осевой симметрии.

Увеличение же боковой поверхности цилиндра будет пропорционально первой степени от радиуса, и плотность продуктов взрыва ρ (3.24) выразится как:

$$\rho = \frac{\rho_0 w}{(u + w)} \left(\frac{R}{r} \right). \tag{3.35}$$

Давление на элементарную площадку (рис. 3.8), как и ранее, определим как:

$$P = \frac{2\rho_0 u^2 w}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right) \cos \alpha. \quad (3.36)$$

Интеграл по времени t дает значение удельного импульса:

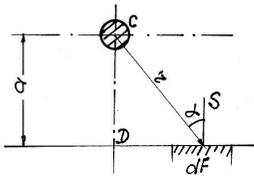
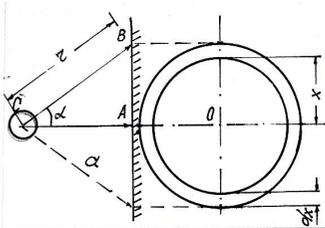
$$\begin{aligned} S &= \int P dt = - \int_{R_0}^0 \frac{2\rho_0 u^2 w}{(u+w)} \left(\frac{R}{r} \right) \cos^2 \alpha \frac{(u+w)}{uw} dR = \\ &= \frac{2\rho_0 u \cos^2 \alpha}{r} \int_0^{R_0} R dR = \frac{\rho_0 R^2_0 \cdot u}{r} \cos^2 \alpha. \end{aligned} \quad (3.37)$$

Если длина заряда L , то его масса C равна:

$$C = \pi R^2_0 L \cdot \rho_0. \quad (3.38)$$

Тогда импульс равен:

$$S = L \int s dF. \quad (3.39)$$



Если преграда находится на расстоянии a , то полный импульс равен:

$$S = \frac{\rho_0 u \cdot \cos^2 \alpha \cdot C}{r \cdot \pi \cdot L \cdot \rho_0} = \frac{2AC \cos^2 \alpha}{Lr}.$$

Элемент поверхности составляет:

Рис. 3.8. Схема к определению импульса цилиндрического заряда.

$$dF = \frac{r \cdot d\alpha}{\cos \alpha},$$

тогда импульс определится как:

$$S = L \int 2AC \cdot \frac{1}{rL} \cos^2 \alpha \frac{rd\alpha}{\cos \alpha} = 2AC \int_{-\frac{\pi}{2}}^{+\frac{\pi}{2}} \cos \alpha d\alpha = 4AC.$$

Сравнивая величины полного импульса от сферического и цилиндрического зарядов, становится ясно, что они соотносятся как $\pi/4$, т.е. импульс от сферического примерно на 30% меньше, чем от цилиндрического.

3.2.3. Разрушение горных пород несколькими зарядами

В настоящее время во всех отраслях производства, использующих взрывы для дробления горных пород, одиночные заряды применяются редко. Чаще всего применяются системы, серии зарядов, которые представляют массовые взрывы, включающие от 5 –10 до 300–500 зарядов, естественно, с большими массами ВВ, что требует определенных организационных, проектных, расчетных и охранных мероприятий. При этом следует иметь в виду и стремление к достижению экономической эффективности взрывных работ.

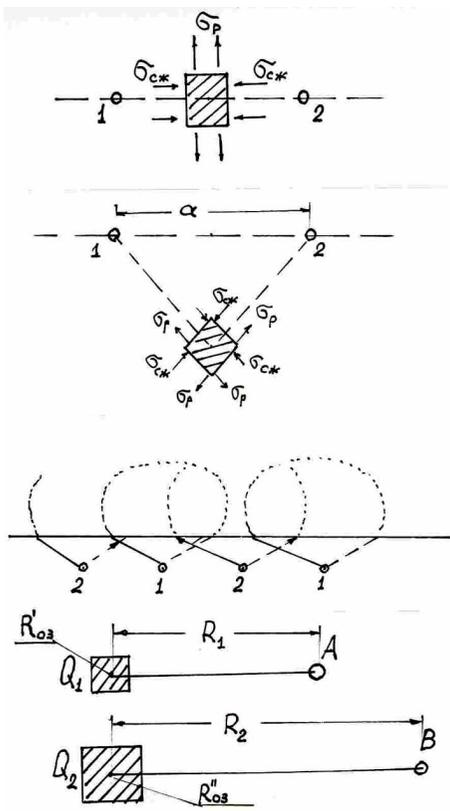


Рис. 3.9. Схема к определению эффекта разрушения несколькими зарядами.

чем свидетельствуют идущие навстречу друг другу от зарядов сжимающие напряжения $\sigma_{сж}$. Сочетание усиленного воздействия $\sigma_{сж}$ и $\sigma_{рас}$ вызывает образование трещин по линии расположения зарядов

При взрыве двух смежных зарядов до момента встречи двух полей напряженности, среда вокруг каждого из них ведет себя, как при взрыве одиночного заряда. При встрече взрывных волн возникает сложная картина интерференции волна напряжений. По линии, перпендикулярной линии между зарядами (рис. 3.9), растягивающие напряжения

существенно больше, чем при одиночном взрыве, о

без интенсивного дробления породы вокруг нее, особенно при сближении зарядов. Этот эффект направленного роста трещины по линии зарядов используется при контурном взрывании.

Эффект сложения напряжений в одном месте массива сопровождается эффектом компенсации напряжений в других, что приводит к ослаблению напряженного состояния. В этих зонах порода подвергается наименьшему дроблению. Если иметь в виду коэффициент сближения, равный отношению расстояния между зарядами к линии наименьшего сопротивления ($m=a/w$), то минимальное число таких неэффективных точек будет при $m>1$.

Рассмотренное выше относится к взрыву в безграничном массиве, имея в виду одну обнаженную поверхность. В случае двух и более поверхностей картина существенно усложняется. Дело в том, что даже при одной поверхности механизм разрушения не ограничивается только воздействием напряжений прямых падающих волн и продуктов взрыва. Доля разрушений от их действия велика, но и от отраженных волн, уже вне воздействия продуктов взрыва, тоже достаточно ощутима. При двух плоскостях, т.е. двух зонах раздела сред, имеются многочисленные процессы отражения.

При взрыве серии зарядов в реальном массиве, который обычно расчленен трещинами трех генераций (формирования, тектоники и выветривания), и в зависимости от его крепости, радиус регулируемого дробления составляет 5–15 диаметров заряда, а радиус разрушения до 25–45 диаметров заряда. Именно эти пределы и указывают на рациональную величину расстояния между зарядами.

Замедленное или короткозамедленное взрывание (КЗВ или ЗВ) означает, что заряды или их серии взрываются не одновременно или

мгновенно, а с некоторым замедлением относительно друг друга, при этом могут преследоваться многочисленные технические или технологические цели.

Впервые КЗВ было использовано Берлиным при проходке ствола шахты для образования кучного навала породы. С 50-х годов XX в. КЗВ стали применять для снижения сейсмического эффекта взрыва, а с 1945 года в США и Англии – для повышения качества дробления горной массы.

При КЗВ ощутимыми считаются следующие физические эффекты:

- интерференция волн напряжений от взрыва соседних зарядов;
- образование дополнительных поверхностей обнажения;
- соударение движущихся масс и кусков породы.

Физика процесса одновременного взрывания позволяет выделить интервалы времени, в пределах которого могут наблюдаться перечисленные выше эффекты.

1. В зависимости от расстояния между взрывающимися зарядами и состояния массива интерференция волн напряжений наблюдается при t в пределах 5–10 мс.
2. Образование дополнительных открытых поверхностей возможно при $t=15–250$ мс.
3. Соударение кусков возможно при времени замедления от 150 мс и выше.

Интерференция волн происходит в том случае, если направления смещения частиц от предыдущего и последующих взрывов совпадают, естественно возрастают суммарные смещения и интенсивность разрушений.

Волна напряжений от взрыва первого заряда, дойдя до открытой поверхности, отразится от нее и пойдет вглубь массива. Когда она дойдет до второго заряда, он должен взорваться. Тогда интервал замедления для обеспечения интерференции волн по Г.И. Покровскому составит:

$$t = \frac{\sqrt{a^2 + 4W^2}}{v_y},$$

где a – расстояние между зарядами;

W – линия наименьшего сопротивления;

v_y – скорость распространения волн напряжений в массиве.

Если принять $a=5-8$ м, $W=8-10$ м, то $t=3-6$ мс.

Длительность упругих колебаний в массиве после взрыва в зоне разрушения не превышает 6–10 мс, а на практике интервалы замедлений принимают в пределах 20–70 мс. Следовательно, в трещиноватом массиве с удалением от заряда амплитуда волн падает и, значит, роль интерференции в интенсивности дробления незначительна.

Образование дополнительных поверхностей обеспечивает в массиве возможность возникновения дополнительных полей отраженных волн растяжения от взрыва последующих зарядов, что повышает эффект разрушения. Кроме того, создаются условия предразрушения и облегчается процесс разрушения продуктами взрыва.

Установлено, что объем разрушения увеличивается примерно пропорционально количеству новых поверхностей. Процесс дробления единого объема невозможен без увеличения его первоначального объема, т.е. при $\Delta V=0$, когда $\Delta V=V_2-V_1$. Если увеличение произошло, то объем разрыхляется, т.е.:

$$K_p = V_2 / V_1$$

Разрыхление возможно в сторону открытой поверхности. Эффект облегчения взрыву последующих зарядов основан на образовании щели, ширина которой должна быть пропорциональна W при минимально возможном K_p , обеспечивающим соответствующее раскрытие трещины. Ширина щели исчисляется как:

$$\Delta l = \left(\frac{1}{20} \div \frac{1}{30} \right) W.$$

Время образования новой открытой поверхности составит:

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

где t_1 – время прохождения волна напряжений от заряда до открытой поверхности;

t_2 – время образования трещин по призме вокруг заряда;

t_3 – время сдвигения массива.

Если $t_1=2-4$ мс, то:

$$t_2 = \frac{W}{v_{\text{тр}} \cdot \eta \cdot \cos \alpha},$$

где $v_{\text{тр}}$ – скорость роста трещин;

η – коэффициент трещиноватости;

α – угол полупространства воронки, равен примерно 45° .

При $v_{\text{тр}}=1500-2500$ м/с, $t_2 = 15-25$ мс.

Время сдвигения массива t_3 определяется из условия, что породы, разрушаемые зарядом, движется как монолитная призма (в действительности это не так):

$$t_3 = 10^{-6} \frac{W \cdot \rho_n \cdot \operatorname{tg} \alpha}{d},$$

где ρ_n – плотность породы;

d – диаметр скважины;

W – линия сопротивления по подошве уступа.

Для скважин диаметром 220–250 мм, при $\rho_n=2,6$ т/м³, $t_3=10-15$ мс.

Суммарное время получится около 25–35 мс, что и происходит на практике. Интервал замедлений уменьшается с увеличением крепости пород, диаметра скважин и, естественно с расстоянием между ними.

Поскольку общепризнанной теории КЗВ не существует (значительный вклад в ее разработку внес д.т.н., проф. Е.Г. Баранов), то имеется масса эмпирических формул для определения времени замедления $t_{\text{зам}}$, например:

$$t = \frac{31,5W}{\sqrt[4]{C_p \cdot \rho_n}} - 6\sqrt[4]{C_p \cdot \rho_n} + 9,6,$$

где C_p – скорость продольной волны в массиве; ρ_n – плотность породы.

Соударение масс при взрыве вызвано тем, что куски породы различных участков массива при взрыве имеют разное направление движения и величину скоростей. При этом возможны три случая:

- куски догоняют друг друга;
- куски движутся навстречу друг другу;
- куски движутся рикошетом (под углом друг к другу).

Лучшие результаты следует ожидать при встречном движении, или когда направления движения пересекаются под углом 90° . Даже при порядном взрывании на рыхление, масса породы от взрыва первого ряда движется со средней скоростью 9–15 м/с, а начальная скорость движения массы от взрыва 2-го ряда составляет 20–55 м/с. Разница в скоростях 15–20 м/с обеспечивает дополнительное разрушение предварительно напряженных отдельностей.

При взрыве до 50% его энергии теряется в сейсмической волне, которая представляет собой упругие колебания среды, параметры которых слабо изменяются с расстоянием от центра сейсмического очага. Сейсмические колебания начинаются за зоной дробления на расстояниях 60–80 диаметра заряда и обусловлены общей энергией заряда и свойствами среды.

Сейсмические колебания характеризуются продольными, поперечными и поверхностными волнами. Первые называются продольными, так как колебания частиц среды совпадает с направлением распространения волны, скорость этой волна больше всех других:

$$C_p = \sqrt{\frac{Eg(1-\nu)}{10\rho_n(1+\nu)(1-2\nu)}},$$

где E – модуль упругости;

g – ускорение силы тяжести;

ρ_n – плотность среды;

ν – Коэффициент Пуассона.

Поперечные волны движутся в перпендикулярном направлении к продольным и составляют:

$$C_s = \sqrt{\frac{Eg}{20\rho_n(1+\nu)}}.$$

Поверхностная волна Рэлея связана с поперечной
приблизительным соотношением:

$$C_R = 0,92C_s.$$

Энергия взрыва распределяется между видами этих волн,
интенсивность которых с удалением от источника взрыва падает.

Параметры сейсмических волн можно характеризовать как:

- приведенной массой заряда к расстоянию от него до точки наблюдений

$$\bar{Q} = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}.$$

- приведенным расстоянием к массе заряда:

$$\bar{R} = \frac{R}{\sqrt[3]{Q}}.$$

Амплитуда колебаний связана с приведенной массой:

$$A = k_1 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\psi,$$

где Q – масса одновременно взрываемых зарядов;

R – расстояние от зарядов до точки замера интенсивности колебаний;

ψ – эмпирический коэффициент, равный 1–3;

k_1 – опытный коэффициент, зависящий от свойств пород.

Период колебаний также связан с массой заряда:

$$T = 0,023Q^{0,18}.$$

Сейсмические волна воздействуют на сооружения (в том числе и на борт карьера, ствол шахты и т.п.), что проявляется в скорости смещения грунта (основания):

$$V = k_3 \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^\psi.$$

Коэффициент k_3 зависит от свойств среды через C_p и E , а также от свойств ВВ, технологии взрывных работ и может колебаться от 50 до 500.

Для сосредоточенных зарядов академик М.А. Садовский дает соотношение для скорости колебаний:

$$V = \frac{200}{\sqrt[3]{f(n)}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5},$$

где $f(n)$ – показатель действия взрыва.

Для рассредоточенных зарядов (скважинных) скорость выражается иначе:

$$V = (250 \div 150) \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

При КЗВ сейсмический эффект зависит от времени замедления и числа групп зарядов, при этом считается, что одна группа взрывается мгновенно. Если массы зарядов в группах (N) равны, то скорость определится как:

$$V = \frac{k_3}{\sqrt{N}} \left(\frac{\sqrt[3]{Q}}{R} \right)^{1,5}.$$

Кроме сейсмической, при взрыве возникает ударная воздушная волна (УВВ), представляющая собой скачок уплотнения воздушных масс, который распространяется со сверхзвуковой скоростью и связан с расширяющимися продуктами взрыва.

Поверхность, отделяющая сжатый воздух от невозмущенного есть фронт УВВ. Скорость УВВ полностью определяется давлением на фронте волны. При движении УВВ теряет часть первоначально полученной энергии за счет тепловых потерь и за счет увеличения объема воздуха, вовлеченного в движение. Поэтому с удалением УВВ от места ее возникновения давление во фронте падает и на расстоянии 100R от центра взрыва скорость фронта волна близка к скорости звука в воздухе.

Основными параметрами УВВ являются:

➤ избыточное давление на фронте

$$\Delta p = \frac{2\rho_0 V_y^2}{g(1 + \nu_Q)} \left(1 - \frac{C^2_0}{V_y^2} \right),$$

где C_0 , ρ_0 – скорость звука в воздухе и его плотность; ν_Q – показатель адиабаты.

Скорость движения фронта УВВ:

$$V_y = \left[\Delta p \left(\frac{1}{\rho_0} - \frac{1}{\rho} \right) g \right]^{0,5},$$

где ρ – плотность воздуха на фронте УВВ.

Скорость движения сжатого воздуха:

$$u = \frac{2}{1 + \nu_Q} V_y \left(1 - \frac{C^2_0}{V_y^2} \right).$$

Температура на фронте УВВ:

$$T_{\text{УВВ}} = 288 \frac{(100 + \Delta p)(720 + \Delta p)}{6\Delta p + 720}.$$

Эти общие зависимости в практических, реальных условиях существенно могут быть деформированы, так как не учитывают типа ВВ, конструкции заряда, способа инициирования, свойств пород и т.п.

При прогнозировании величины избыточного давления пользуются формулами Союзвзрывпрома. Для наружных (накладных) зарядов:

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_M \left(\sqrt[3]{\frac{Q}{r}} \right)^{1,5} \cdot 10^5,$$

для скважинных зарядов рыхления:

$$\Delta p = (5,3 \pm 2,4) k_3 \cdot k_M \sqrt{n} \left(23 \frac{d}{r} \right)^{1,5} \cdot 10^5,$$

где k_3 – коэффициент, учитывающий влияние забойки, при полной скважине ВВ $k_3=1$, при длине забойки в $20d_3$, $k_3=0,4$;

k_M – коэффициент, учитывающий влияние метеоусловий;

n – число одновременно взрываваемых скважин;

d – диаметр скважин.

Размер зоны разрушения от УВВ вычисляется как:

$$r_p = kQ^n,$$

где k – опытный коэффициент, учитывающий свойства объектов, энергию ВВ; n – показатель степени, зависящий от уровня передачи энергии ВВ через среду.

Безопасное расстояние по действию УВВ:

$$r_B = k_B \sqrt{Q}.$$

В целом эти методики освещены в «Единых правилах безопасности при взрывных работах».

3.3. Ударно-волновая теория взрывного разрушения

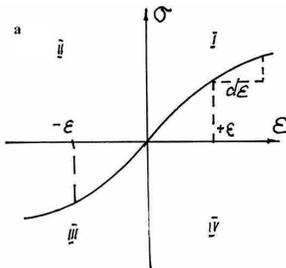
Эта теория здесь изложена в интерпретации М.А. Кука и имеет некоторые особенности в сравнении с аналогичной, представленной в работах российских и ученых стран СНГ. В основном они касаются возбуждения и распространения ударных волн в породах и, следовательно, появляются некоторые различия в механизме их разрушения.

В твердых средах, к каким относятся и горные породы, различают дозвуковые, звуковые, сверхзвуковые, упругие, пластические и ударные волны. Главным критерием, по которому они различаются, является скорость их распространения в среде. Рассмотрим эти разновидности волн, опираясь на закон Гука:

$$\sigma = \varepsilon \cdot E,$$

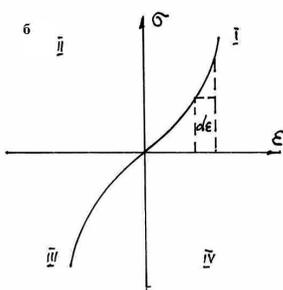
где ε – упругие относительные деформации.

Известно, что этот закон распространяется на процессы сжатия и растяжения. Другие виды деформаций (сдвиг, изгиб и др.) имеют другие модули жесткости.



Известно, что существует некоторый предел упругости $|\varepsilon|$, разграничивающий упругую и пластическую области деформации, соответствующий упругой области:

$$\varepsilon \leq |\varepsilon|$$



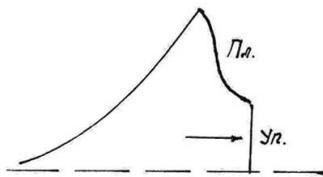
За ее пределами возникают пластические деформации. Начиная с момента, когда $\varepsilon = |\varepsilon|$, возможен перелом в скорости деформации. При ε

$>|\epsilon|$ возникают пластические волны, которые распространяются с дозвуковой скоростью.

Все, что меньше $\epsilon < |\epsilon|$, т.е. наблюдаются малые деформации, распространяющиеся со звуковой скоростью, и являются упругими волнами.

Рис. 3.10. Связь напряжений и деформаций в зависимости от их скорости распространения. Критерием служит постоянство модуля упругости (рис. 3.10), т.е.

$$\frac{d\sigma}{d\epsilon} = E = const.$$



условным квадратам.

Рис. 3.11. Характер фронта без ударной части

Значит скорость возмущения в данном случае звуковая.

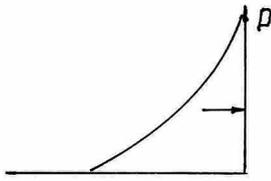
Если кривая (рис. 3.10б) изогнута иначе, то волна должна быть сверхзвуковой как при растяжении (I квадрат), так и сжатии (III квадрат). Обратим внимание на скорость распространения деформаций по

При положении выпуклости вниз в III-м квадрате и вверх в I-м деформации распространяются с максимальными скоростями, и наоборот, при выпуклости вниз в I-м квадрате и вверх в III-м, скорости возмущений растут медленно.

В первом случае будет образовываться бесконечно крутой передний фронт волны сжатия, что является главным признаком ударной волны (рис. 3.10).

В том случае, если $\epsilon \leq |\epsilon|$ – упругие волны распространяются с одинаковыми скоростями и, следовательно, образование ударной волны не возможно.

Но ударная волна может быть устойчивой или нет. Условием устойчивости будет такая ее скорость $v_{уд} > C_p$, т.е. происходит



распространение со сверхзвуковой скоростью.

Когда кривая $\sigma=f(\epsilon)$ в III-м квадрате обращена вниз (рис. 3.10б), тогда должна существовать обширная область пластичности, где скорость волны меньше скорости звука ($v < C_p$). Например, на рис. 3.13 имеется в III-м квадрате область с выпуклостью вниз и вверх. Значит при $\sigma \leq \sigma_A$, $v = C_p$ – волна распространяется устойчиво даже тогда, когда имеет форму ударной волны, т.е. крутой передней фронт.

При $\sigma_A < \sigma < \sigma_B$ – для такого условия форма фронта волны имеет вид рис. 3.13. Деформации распространяются с низкими скоростями. Это отражается на том, что пластичность опаздывает и следует за

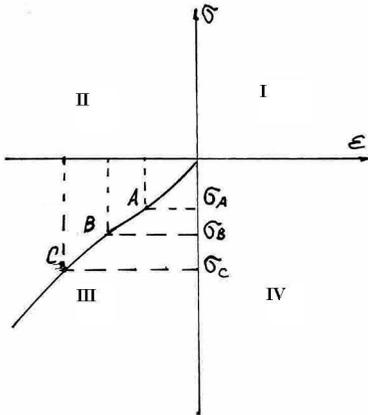


Рис. фронта волн участком.

областью упругости.

При $\sigma_B < \sigma < \sigma_C$ профиль волны становится сложным. Здесь имеется участок нестабильной ударной волны и как и ранее – участки пластической и упругой волны. Участок ударной волны имеет особенности, так как он движется со скоростью $v_{уп} < C_p$, т.е. дозвуковой скоростью и, значит, она не стабильна.

При $\sigma > \sigma_C$ профиль волны будет крутым, так как $v_{уп} > C_p$, т.е. бесконечно крутой.

В действительности все профили фронта волн не наблюдаются, так как упругие части волны затухают медленно, а пластические более быстро, ударные – еще быстрее. Получается так, что ударная волна в твердых материалах не поддерживается и, несмотря на кратковременное ее существование, она может проходить через все стадии от стабильных ударных волн до нестабильных через волны пластические и звуковые.

Каков же подлинный, т.е. действительный характер взрывных волн в горных породах? Во всех ли горных породах возникают ударные волны? Отчего это зависит?

Рис. 3.13. Связь деформаций и напряжений при крутом переднем фронте волны.

В свое время Атчисон и Дюваль провели эксперимент в граните, мергеле, песчанике и мелу, взрывали заряды полужелатина массой 3,6 кг при скорости детонации его 3,65 км/с и плотности 1,15 г/см³. Фиксировали относительные деформации ϵ на расстояниях от заряда от 1,2 до 6 м. Признаки возникновения ударной волны обнаружены только в песчанике, в остальных же породах она не установлена.

Например, для гранита, чтобы в нем образовалась ударная волна необходимо минимальное давление в $3,1 \cdot 10^4$ МПа, а это намного выше, чем может быть развито любым промышленным ВВ. Ладе модуль упругости E для всей гаммы горных пород колеблется от $1,2 \cdot 10^4$ до $3 \cdot 10^5$ МПа.

Для песчаника удалось выявить, что пик ϵ_{\max} двигался сзади фронта волны. Следовательно, превышение скорости волны над скоростью деформации является убедительным признаком ударной волны. Но и здесь в песчанике возникшая пластическая волна маскировала саму ударную волну. Скорость распространения пластической волны меньше C_p и эти волны зафиксированы во всех горных породах.

Анализ физико-механических свойств этих четырех пород показал, что наиболее чувствительной величиной к появлению или не возникновению ударной волны является акустическая жесткость $C_{p\rho}$. В частности, у песчаников она самая низкая. С точки зрения прочности – во всех крепких породах скорость распространения ϵ_{\max} равна C_p и в них не возникают ни пластические, ни ударные волны.

Современные теории разрушения горных пород построены на основных факторах, определяющих воздействие на горную породу взрывных нагрузок. Среди этих факторов выделяют:

а) параметры и характеристики ВВ, к которым принято относить теплоту взрыва (энергетический параметр), давление продуктов детонации во взрывной камере;

б) параметры, относящиеся к ВВ и породе – удельный расход ВВ и отношение импедансов $\rho_{\text{ВВ}} D_{\text{ВВ}} / \rho_n C_p$;

в) факторы, связанные только с породой – это нагрузка на заряд, выраженная через W или площадь S , а возможно и объем.

Учет площади осуществляется через относительное расстояние, через коэффициент сближения и тогда становятся важными схемы и последовательность взрывания зарядов.

М.А. Кук выделяет три основных теории взрывного разрушения горных пород.

Ударно-волновая (теория воронкообразования), которая поддерживается в США, Японии и других странах. Она была впервые использована для оценки эффективности промышленных ВВ. В ее основе лежит соотношение импедансов ВВ и породы, при этом определяющую роль в механике разрушения отводят отраженным волнам.

Теория радиального трещинообразования. Она развивается Шведской школой взрывников. В ее основе лежит ведущая роль волна сдвига в механизме разрушения на начальном этапе, а в последующем происходит развитие радиальных трещин. По существу теория также ударно-волновая, но роль откольных явлений сведено к минимуму. Явление смещения элементов горной породы свидетельствует об использовании в теории некоторых аспектов энергетической теории.

Энергетическая теория основана на создании продуктами детонации скоростного поля в предварительно сжатом массиве, т.е. напряженно-деформированного состояния. Скоростное поле обеспечивает первичное дробление, а последующая стадия дробления обусловлена в основном разгрузкой массива после выхода продуктов взрыва в атмосферу и перестройкой скоростного поля, когда распределение скоростей, убывающих по мере удаления от заряда, сменяется распределением скоростей типа расширяющейся «Вселенной». Здесь скорость возрастает по мере удаления от скважины к свободной поверхности как под действием импульсивного механизма.

Длительность передачи импульса в несколько раз больше, чем время пробега взрывной волны по W , но разрушение начинается не раньше завершения этой передачи. Разгрузочный механизм породы не связан с волной разгрузки, хотя разрушение происходит путем отрыва кусков от поверхности.

Основой ударно-волновой теории являются следующие

положения:

- 1) соответствие импедансов ВВ и породы, обеспечивающих максимальный переход потенциальной энергии ВВ в энергию ударной волны в породе;
- 2) наличие откольных явлений разрушения у свободной поверхности;
- 3) наличие зазора между зарядом ВВ и стенками зарядной камеры.

По этой теории различают три зоны разрушения пород:

- наружная зона разрушения, возникающая от волны разгрузки, размеры ее зависят от соотношения, т.е. $V_{ВВ}/V_{п}$, или удельного расхода ВВ. Эта зона отсутствует при обычном взрывном разрушении;
- внутренняя, или средняя зона, называемая неразрушенной в ударно-волновом понятии, так как она определяется размерами зон измельчения и разрушения за счет волн разгрузки, т.е. откольных явлений. Между зоной измельчения под действием волны сжатия и зоной разрушения за счет растягивающих напряжений, вследствие отраженных волн, находится неразрушенная часть. Она могла бы быть разрушенной механизмом не соответствующим ударно-волновой теории;
- переходная зона по Атчисону–Дювалю, где распространяются только сейсмические волны. Эта зона подразделяется на область измельчения и область предразрушения. Область измельчения примыкает к скважине, степень измельчения такова, что порода может выдвигаться исходящими газами. Область предразрушения обнаруживается на вновь образованной поверхности, прилегающей к скважине, на которой видны многочисленные волосные трещины, существенно ослабляющие породу, и отчего она легче разрушается, но уже последующими взрывами.

Уравнение несоответствия импедансов Известно, что

соотношение импедансов ВВ и породы обуславливает

взаимоотношения между энергиями падающей, отраженной и

преломленной волн. Импеданс имеет вид:

$$R = \frac{D_{ee} \cdot \rho_{ee}}{V_p \cdot \rho_p},$$

Как правило, $\rho_p V_p < \rho_p C_p$.

Предположение о возбуждении ударной волны в породе предполагает также что давление в породе и детонационное давление связаны через импеданс соотношением:

$$p_{\Pi} = 2 P_{\text{ВВ}} (1 + R). \quad (*)$$

Детонационная волна не взаимодействует с боковой поверхностью скважины, так как ее фронт движется вдоль заряда, следовательно, ударная волна может возникнуть только в торце заряда при его тесном контакте с породой.

Поскольку импедансы по величине могут отличаться значительно, то для того, чтобы их привести в соответствие по уровню создаваемого давления в породе $p_{\text{пор}}$ и детонационным $p_{\text{ВВ}}$, Никольс и Дюваль преобразовали уравнение (*) к виду:

$$P_{\text{пор}} = P_{\text{ВВ}} \frac{(1 + N)}{1 + NR} (**), \quad (**)$$

где $N = 5$.

На самом деле (**) ничего подобного не имеет с действительностью, о чем утверждается в книге М.А. Кука. Все дело в том, что теория основана на предположении о возникновении ударных волн и тесного контакта между средами и, следовательно, идеализированной картины падения, отражения и преломления ударной волны.

Отсутствие плотного контакта между ВВ и стенками скважины, которое можно представить в виде радиального зазора существенно отражается на уровне деформаций. Атчисон показал, что максимальная деформация в горной породе на данном

приведенном расстоянии от места взрыва одного и того же ВВ пропорциональна соотношению:

$$\varepsilon_{MAX(r)} = \alpha \cdot \left(\frac{r_{СКВ}}{r_{ЗАЗ}} \right)^{-1,36}.$$

В данном случае $r_{СКВ}/r_{ЗАЗ}$ есть степень заполнения сечения скважины. При отношении, равном 1 плотный контакт все же не осуществляется. Детонационная волна по заряду движется вдоль поверхности раздела. При наличии кольцевого зазора между зарядом и стенками зарядной камеры имеются разные величины давления в породе и в детонационной волне. Наличие зазора позволяет говорить о давлении в скважине $P_{СКВ}$.

В этой задаче можно рассмотреть роль плотности ВВ ($\rho_{ВВ}$) и плотности заряжения $r_{СКВ}/r_{ЗАЗ}$. Отношение плотностей $(\rho_{ВВ}/\rho_2)^{1/3}$ выражается объемом занимаемым ВВ. Если у двух ВВ одинаковая теплота взрыва, то:

$$\frac{A_1}{A_2} = \frac{\eta_1 \cdot Q_1}{\eta_2 \cdot Q_2} = \left(\frac{\rho_2}{\rho_1} \right)^{\frac{b}{3}},$$

где $b=1,36$, A – термодинамическая работа.

Например, расчеты относительно смеси АС+ДТ и 60% желатиндинафталита с плотностями соответственно $\rho_1=0,7$ г/см³ и $\rho_2=1,41$ г/см³ и плотностью заряжения соответственно 1 и 0,5 показали, что динамита эффективнее на 40%, т.е. плотность составит 1,4:

$$\frac{\rho_2}{\rho_1} = 2 \left(2^{\frac{1}{3}} \right)^{1,36} = 1,4$$

Следующей задачей является выявление роли откольных признаков на свободной поверхности.

Ударная волна с характерным фронтом имеет вид:

$$p = P_{MAX} e^{-\frac{t}{\tau}},$$

где P_{MAX} – максимальное давление на фронте ударной волны;

t – время для достижения данного профиля;

τ – время релаксации.

В большинстве горных пород взрывная волна не имеет подобного фронта, а между тем откольные явления имеют место на свободной поверхности за счет отраженных волн растяжения, т.е. возникновении этих явлений не связано с ударными волнами.

Известно, что откольные явления характеризуются высокими начальными скоростями полета отколовшихся кусков, и они в два раза выше скорости смещения частиц за фронтом волны u , т.е.:

$$U = \frac{v}{2}.$$

Напряжение на фронте волны (давление) выражается известным из теории упругости соотношением:

$$p = \frac{\rho}{g} C_p U$$
$$\frac{\rho}{g} \cdot \frac{C_p v}{2}.$$

При известном напряжении P_{\max} , скорость отрыва кусков составит:

$$v = \frac{2P_{\max} \cdot g}{\rho \cdot C_p}.$$

Это будет относиться к первому откольному слою. Скорость отрыва второго слоя меньше, а общее число откольных слоев можно определить из выражения:

$$N = \frac{P_{\max}}{[\sigma_{\text{раст}}]},$$

где $[\sigma_{\text{раст}}]$ – предел прочности породы на растяжение.

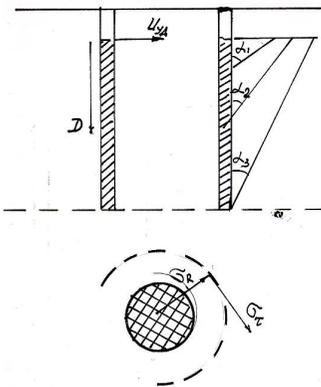
На Западе циркулирует также теория разрушения горных пород радиальными трещинами. Данная теория представлена Иогансеном, Лангефорсом и др. До ее краткого изложения

остановимся на особенностях взрывных работ, встречающихся в реальных условиях:

- неоднородность и неизотропность пород даже в пределах одной скважины;
- различные условия отбойки по методам;
- наличие природных систем трещин.

Имея в виду эти, далеко неполные особенности, многие положения теории разрушения пород радиальными трещинами спорны.

При разрушении однородных пород давление P во фронте детонационной волны при скорости детонации 2–7 км/с колеблется от $5 \cdot 10^2$ до $5 \cdot 10^4$ МПа и обычно составляет $2 \cdot 10^4$ МПа. Давление же продуктов взрыва на стенки скважины равны примерно половине этой величины, т.е. $10 \cdot 10^3$ МПа, а в случае наличия зазора, это давление еще ниже.



Давление за пределами стенок скважины распространяется в виде упругой волны сконическим фронтом (рис. 3.14).

Начальное и среднее давление во фронте детонационной волны, как известно, составляют:

$$P_{\text{НАХ}} = \frac{1}{4} \rho_{\text{ВВ}} D^2,$$

$$\bar{P} = \frac{1}{8} \rho_{\text{ВВ}} D^2.$$

При этом $U_{\text{уд}}/D = \text{tg} \alpha$, причем, с удалением от стенок скважины давление падает, а вместе с ним падает и скорость $U_{\text{уд}}$, следовательно, с расширением фронта при $D = \text{const}$ угол будет уменьшаться.

В сечении же будем иметь вид, когда радиальная составляющая давления выше, чем тангенциальная, что обеспечивается потоком частиц за фронтом волны. Это и приводит к образованию радиальных трещин. Порода между стенками скважины и фронтом взрывной волны сжата и подвергается упругим и

пластическим деформациям в зависимости от E, μ и $[\sigma]$ данной породы.

В начале детонации заряда число радиальных трещин очень велико представляется в виде сплошной сетки мельчайших трещин, что создает впечатление пластичности породы. И только некоторые из них начинают расти как явно радиальные. Роль остаточного давления продуктов детонации, проникающих в трещины аналогично клина, они способствуют возникновению растягивающих материал напряжений у конца трещин. У длинных трещин напряжения более высокие чем у коротких. Здесь уместно заметить, что от свободной поверхности движется волна разгрузки, и она также взаимодействует с напряжениями сжатия. До момента достижения трещин свободной поверхности скорость смещения невысока, а после достижения – скорости сдвигения резко возрастают.

Неоднородности массивов пород обусловлены, прежде всего, трещиноватостью. При их разрушении продукты детонации с высоким начальным давлением будут проникать в трещины и их расширять подобно клину. Утечка газов снижает давление в скважине, ухудшая процесс разрушения. Вблизи скважины этап сжатия одновременно сопровождается появлением касательных напряжений, которые могут оказаться даже выше сжимающих, а так как горная порода хуже сопротивляется растяжению, это приводит к образованию радиальных трещин.

Наличие свободной поверхности обеспечивает отражение ударной волны с образованием откола. Откол может происходить на плоскостях встречающихся трещин. Откольные явления происходят в период первых миллисекунд до массового разрушения массива и его сдвигения.

Таким образом, образование радиальных трещин и откольные разрушения есть первые две стадии процесса разрушения, поскольку известно, что в ударную волну переходит до 15% общей энергии ВВ.

Распространение ударной волны во все стороны от скважины обуславливает то, что 60% ее энергии рассеивается и только 1/3 ее может быть использована на разрушение или до 4% от общей энергии ВВ. Это значит, что ударная волна не может выполнить полное разрушение, а лишь подготавливает условия для этого. По мнению Иогансена третий этап разрушения связан со смещением –

он более медленный и происходит под действием продуктов детонации.

3.4. Основные закономерности процесса разрушения горных пород взрывом

В.Н. Мосинец утверждает, что параметры генерального разрушения твердых сред определяются в основном законами волнового движения, т.е. параметрами волн сжатия и растяжения, а также условиями рассеивания энергии в неупруго-деформируемых средах с увеличением расстояния от источника возмущения до точки исследования.

Взрыв ВВ в твердой среде вызывает ударную волну сжатия вблизи заряда за счет скачка давления газообразных продуктов, порода переходит в текучее состояние (измельчается), так как давление во фронте волны во много раз превышает временное сопротивление сжатию ($\sigma_{сж}$). С расстоянием поток энергии ослабевает и волны сжатия способны образовать трещины в местах, где скопились дефекты различных размеров, а давление во фронте волны только немного превосходит ($\sigma_{сж}$), однако трещины могут продолжить развиваться за счет концентрации напряжений на их концах, теперь уже в виде растягивающих напряжений ($\sigma_{рас}$), которые существенно ниже ($\sigma_{сж}$).

Наконец, в наиболее удаленных от центра взрыва точках, где давление существенно меньше, чем ($\sigma_{сж}$) наблюдаются упругие колебания среды без заметных нарушений, что называется зоной рассеивания энергии.

При наличии свободной поверхности волна сжатия, достигая ее, отражается от среды с иной акустической жесткостью по законам акустики, превращается в волну растяжения. Энергетические

соотношения между двумя волнами могут быть описаны на основе учета разности в акустической жесткости двух сред:

$$\lambda = \rho \cdot C,$$

где ρ – плотность среды; C – скорость звука в среде.

Чем больше различаются между собой эти две среды, тем меньше энергии проходит во вторую среду, т.е. большая ее часть сохраняется в отраженной волне.

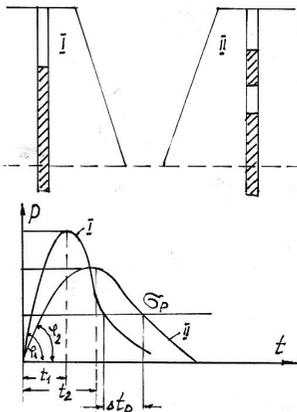
Если отношение акустических жесткостей сред обозначить m , то количество отраженной энергии и прошедшей во вторую среду будут соответственно равны:

$$m = \frac{\rho_1 \cdot C_1}{\rho_2 \cdot C_2}, \quad W_{от} = W_0 \left(\frac{m-1}{m+1} \right)^2;$$

$$W_{п} = W_0 \left[\frac{4m}{(m+1)^2} \right].$$

где W_0 – энергия падающей волны.

Эти соотношения показывают, что определение количественных закономерностей процесса разрушения горных пород взрывом может быть произведено на основе изучения движения волн напряжений и известных законов сохранения материи (массы, количества движения, энергии).



Ударная волна и волна напряжений имеют одно и то же происхождение. Однако ударная волна присуща для идеальных газов (жидкостей), где сила тяжести, вязкость и модуль упругости постоянны. В горных породах этого не наблюдается и, следовательно, условия прохождения волн не стабильны. Значит, структурный характер волн иной, но

качественная картина тих волн единая. Для ударной волны характерна скорость распространения выше скорости звука в данной среде или ее скорость выше, чем скорость деформации среды.

Законы волнового движения.

Рис. 3.15. Связь Огромное давление, приложенное к конструкции заряда с его стенкам зарядной камеры, передается к детонационными другим точкам среды в виде волнового параметрами. движения, скорость которого выше скорости звука в этой среде. Распространение волна вызывает местные подвижки- смещения среды с изменением ее внутреннего напряженного состояния. В зависимости от крутизны фронта (угол φ) и закона затухания, различают две формы разрыва, т.е. изменение давления во фронте волны (рис. 3.15):

а) волна сжатия с крутым передним фронтом и экспоненциальным затуханием заднего фронта – оба показателя по форме похожи на ударную волну;

б) волна сжатия, передний фронт которой связан с определенным временем нарастания и изменяется примерно так же как фронт затухания, – она представляет волну нагрузки.

Обе волны – это результат скачка изменения состояния среды, которое определяется законами сохранения массы, количества движения и энергии.

Закон сохранения массы. На элементарном объеме среды $dv = dx dy dz$, в результате изменения плотности среды ρ_0 в процессе сжатия до состояния ρ , в точке x, y, z за время dt изменение массы представляется как:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} \cdot dt \cdot dx dy dz = const,$$

такое возможно в случае изотропии свойств среды.

где $V = f(x, y, z),$
 $x = f(t), y = \varphi(t), z = \xi(t)$

В действительности горная порода анизотропна, т.е. по осям x, y, z изменение объема неравномерное, а также неравномерно оно изменяется и во времени. Тогда:

$$\frac{\partial V}{\partial t} = \frac{\partial V}{\partial x} \cdot \frac{dx}{dt} + \frac{\partial V}{\partial y} \cdot \frac{dy}{dt} + \frac{\partial V}{\partial z} \cdot \frac{dz}{dt}.$$

Подставляя последнее уравнение в исходное, получим:

$$dt \cdot \rho \left(\frac{\partial V}{\partial x} u_x + \frac{\partial V}{\partial y} u_y + \frac{\partial V}{\partial z} u_z \right) = const,$$

где u_x, u_y, u_z – скорости деформации элементарного объема dV по осям x, y, z .

Закон сохранения количества движения. В соответствии со вторым законом Ньютона имеем выражение импульса через силу F и время t воздействия ее на элементарный объем dV :

$$F \cdot t = M \cdot u,$$

где M – масса среды, вовлеченная в движение; u – скорость движения среды.

Здесь сила F – есть разность напряжений $\sigma - \sigma_0$, в виде скачка напряжений, который растягивается во времени t , при начальном $\sigma_0 \rightarrow 0$, тогда импульс равен:

$$Ft = d\sigma = \frac{\partial V}{\partial t} dt + \frac{\partial \sigma}{\partial r} dr,$$

где r – текущая координата расстояния.

В свою очередь то же импульс, выраженный через массу u и скорость, равен:

$$Mu = d\rho \left(\frac{\partial V}{\partial x} u_x + \frac{\partial V}{\partial y} u_y + \frac{\partial V}{\partial z} u_z \right) \frac{dr}{dt}.$$

Отсюда закон сохранения импульса выразится как:

$$\frac{\partial \sigma}{\partial t} dt + \frac{\partial \sigma}{\partial r} dr = d\rho \left(\frac{\partial V}{\partial x} u_x + \frac{\partial V}{\partial y} u_y + \frac{\partial V}{\partial z} u_z \right) \frac{dr}{dt}.$$

В соответствии с последним соотношением в результате прохождения волны на расстоянии r от заряда общее количество движения, приобретенное средой, не должно превышать величины, определенной законом сохранения импульса.

Закон сохранения энергии. Энергия W_0 , внесенная в среду волной напряжений, расходуется на изменение внутренней энергии системы при сохранении баланса:

$$W_0 = \sum W_c.$$

Потенциальная энергия взрывчатого разложения ВВ

определяется теплотой химического разложения:

$$W_0 = Q_v \cdot q \cdot A,$$

где Q_v – теплота разложения ВВ, ккал/кг;

q – масса заряда;

A – механический эквивалент тепла, 427 кгм/ккал.

Абсолютное значение энергии во фронте волна напряжений определяется условиями распределения энергии на расстоянии r за время dt .

В балансе энергии $\sum W_c$ представляет:

- необратимые потери в виде теплового рассеивания и упругие колебания среды;
- упругие и пластические деформации горных пород от волны напряжений;
- энергия образования новых поверхностей при возникновении и росте микротрещин и нарушение сил внутреннего сцепления породы;
- кинетическую энергию перемещающихся масс;

- энергию образования микротрещин, смыкающихся после снятия волны напряжений.

Отсюда баланс энергии будет выглядеть как:

$$W_0 = \sum [W_1 + W_2 + W_3 + W_4 + W_5].$$

В настоящее время выделяют два основных направления в трактовке механизма разрушения горных пород взрывом.

Первое направление представляет процесс разрушения под действием системы сил, при которой достигаются усилия напряжений превышающих максимум сил сцепления, причем само напряженное состояние среды может быть разнообразным – от усилий сжатия, до растяжения и сдвига, и проявление этих усилий может быть одно- и многоосно, кратковременно или длительно. Отсюда достижение максимума сил сцепления может произойти раньше или позже теоретического максимума.

Система тотальной неопределенности исходных условий и параметров не позволяют построить законченную картину процесса разрушения.

По второму направлению, процесс разрушения горных пород является не результатом достижения напряжения, превышающего максимум, а результатом накопления внутри среды определенного запаса упругой энергии, при которой дальнейшее существование двух или более частей тела является более целесообразным, чем одной, что можно описать формулой:

$$dW_{yc} = dU + dW_p + dQ,$$

где dW_{yc} – изменение упругой энергии среды, расходуемое на образование новых поверхностей, а также кинетической энергии движения частиц среды и энергии теплового рассеивания;

dU – поверхностная энергия образования новых поверхностей (энергия дробления);

dW_p – кинетическая энергия движущихся масс;

dQ – энергия теплового рассеивания.

Теория максимальных напряжений (первое направление).

Хрупкое разрушение горных пород наступает при напряжениях в среде, которые превышают силы сцепления. Кратковременный и резко изменяющийся во времени и пространстве характер напряжений свидетельствует, что в зоне, примыкающей к заряду, имеется зона сжатия, т.е. $\sigma_{max} > 0$ и $\sigma_{min} > 0$. Достижение волной напряжений свободной поверхности приводит к образованию условия $\sigma_{max} > 0$ и $\sigma_{min} < 0$ (рис. 3.16а).

Рассмотрим состояние элементарного объема вблизи заряда. На расстоянии $5-7 R_0$ он будет испытывать всестороннее сжатие, и в этом случае его прочность в $10-12$ раз будет выше обычной прочности, но давление во фронте волны выше этой прочности и материал подвергается пластическим деформациям, т.е. течет. За пределами R_0 разрушение возможно только при совместном воздействии σ_R и σ_t , поскольку σ_t направлено под прямым углом к σ_R то в среде появляется система трещин радиально направленных от центра заряда в сторону свободной поверхности. Объем разрушенной массы за счет падающей волна ограничен, так как при всестороннем сжатии прочность выше в $10-12$ раз, чем при одноосном.

Дальнейшее движение волна сжатия и достижение границы раздела сред приводит к новым разрушениям, поскольку $\sigma_R = 0$ и в основном действуют растягивающие напряжения σ_t , т.е. появляются трещины перпендикулярные свободной поверхности, и происходит прорастание радиальных трещин к поверхности (рис. 3.16).

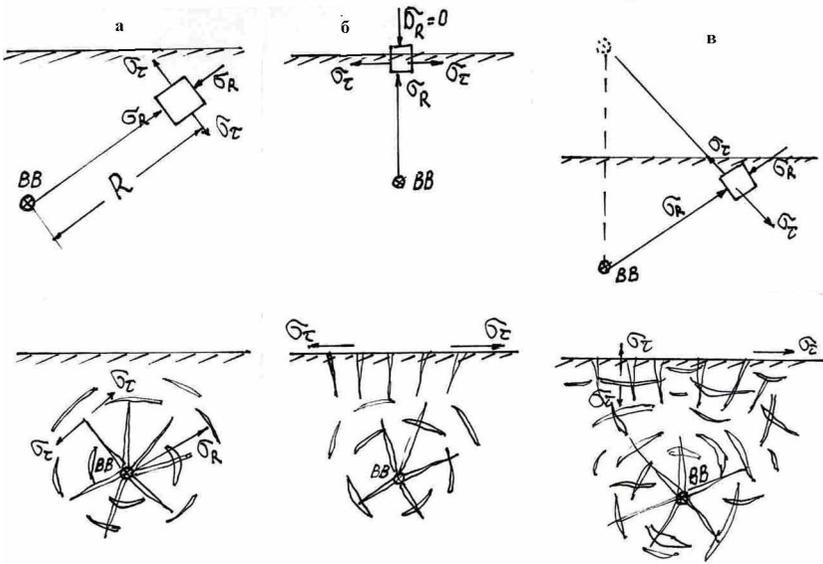


Рис. 3.16. Формирование различных стадий напряженно-деформированного состояния массива пород при взрыве заряда.

Образование второй системы трещин совпадает с отражением прямой волны сжатия и происходит ее преобразование в отраженную волну растяжения по законам оптики. Когда объем испытывает двусное растяжение, это приводит к появлению трещин в виде откола, но по мере движения отраженной волны в сторону массива, напряжение падает за счет образования откольных воронок (рис. 3.16в).

После скачка давлений в зарядной камере происходит падение давления в газовом пузыре. Это приводит к образованию волны растяжения, и элементарный объем, не разрушившийся при прохождении прямой волны сжатия, повторно нагружаясь обратными по знаку напряжениями, подвергается интенсивному разрушению, т.е. происходит откол в сторону зарядной камеры. Это те концентрические трещины, которые образуются вокруг заряда.

Итак, главными выводами по первому направлению трактовки разрушения горных пород при взрыве будут:

1. Разрушение горных пород происходит в основном путем отрыва.

2. Повышение скорости деформации, при которой повышаются тангенциальные напряжения и снижаются сжимающие, позволяет увеличить долю хрупкого разрушения за счет снижения пластических.

3. Повышение жесткости нагружения способами создания дополнительных обнаженных поверхностей, снимающих объемное напряженное состояние и переводящих среду в плоское напряженное состояние, т.е. $\sigma_R = 0$ путем увеличения скорости деформации, повышает вероятность хрупкого разрушения при меньших затратах энергии.

Жесткость нагружения можно характеризовать отношением:

$$m = \frac{\tau_{\max}}{\sigma_{\max}}.$$

Чем меньше m , тем жестче способ нагружения и тем более вероятно хрупкое разрушение путем отрыва, поскольку сопротивление пород растяжению в 10–50 раз, а срезу в 8–12 раз ниже сопротивления сжатию в соответствии с известными соотношениями:

$$\sigma_{\text{сж}} > \sigma_{\text{срез}} > \sigma_{\text{сдв}} > \sigma_{\text{раст}}.$$

Энергетическая теория прочности (второе направление). В основе теории лежит предположение, что процесс разрушения тела объемом ΔV на n частей объемом ΔV_n , которые в сумме дают ΔV , является результатом накопления внутри ΔV упругой энергии, при которой существование n частей становится более целесообразным, чем одного ΔV .

Так как разрушение горных пород взрывом происходит с образованием новых поверхностей, тогда накопление энергии на единице площади отражает концентрацию ее или плотность на единице разрушения.

Общее уравнение энергетической теории разрушения может быть представлено в виде:

$$\frac{W}{V} - \frac{W_0}{V_0} \geq F,$$

где W и W_0 – энергия среды после и до разрушения;
 V и V_0 – объемы среды после и до разрушения;
 F – прирост энергии вследствие нагружения.
 Разрушающее напряжение выражается как:

$$\sigma = -\left(\frac{\partial W}{\partial V}\right)_V.$$

Здесь знак $-$ означает, что в направлении движения волны напряжение падает, тогда при интегрировании появится знак $+$, а интегрирование дает:

$$\sigma_0 = -a_0 \cdot k \left[\left(\frac{V_0}{V}\right)^m - \left(\frac{V_0}{V}\right)^n \right],$$

где k – модуль всестороннего сжатия.

Экспериментально установлено, что хрупкое разрушение наступает уже при $V_0/V > 0,992-0,995$, т.е. объем после взрыва должен увеличиться всего на $0,008-0,005$.

Модуль всестороннего сжатия связан с физическими константами пород:

$$k = \frac{\gamma}{g} \left(C_p^2 - \frac{4}{3} C_s^2 \right),$$

где C_p и C_s – скорость продольной и поперечной волны соответственно; γ – плотность среды; g – ускорение силы тяжести.

Существует некоторая критическая энергия разрушения, которая может быть определена на основе теории дробления, когда число частиц n соответствует степени дробления:

$$n = \frac{D_0}{d_1 \cdots m},$$

а удельная работа дробления равна:

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

Энергия дробления изменяется как показатель степени числа частиц n и пропорциональна $\lg n$:

$$W_{ад} = \frac{\sigma^2}{2E} V \sum_1^m \lg \frac{D_0}{d_1 \cdots m},$$

где D_0 – максимальный линейный размер среды до взрыва;
 d_1, d_m – средний линейный размер частиц определенного класса крупности, установленный гранулометрическим анализом;
 m – количество классов крупности;
 E – модуль Юнга;
 σ – сопротивление разрушению среды.

Рассмотрим изменение объема среды как частную производную в виде:

$$V = \frac{\partial V}{\partial x} u_x + \frac{\partial V}{\partial y} u_y + \frac{\partial V}{\partial z} u_z,$$

где u_x, u_y, u_z – скорости деформирования объема V_0 до V .

Поскольку скорость нагружения по одной оси связана с

акустической жесткостью $\lambda = C_p \rho$ соотношением:

$$u = g \frac{\sigma}{\lambda},$$

то объем деформации составит:

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

где E и μ – модуль упругости и коэффициент Пуассона.

Эти показатели можно определить из теории упругости по соотношениям:

$$\mu = \frac{C_p^2 - 2C_s^2}{2(C_p^2 - C_s^2)};$$

$$E = \frac{2C_s^2 \rho}{g} \left[1 - \frac{(C_p^2 - 2C_s^2)}{2(C_p^2 - C_s^2)} \right]$$

В этом случае объем разрушений составит:

$$V = V_0 \left[1 + \frac{g(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{C_p^2 \rho} \right],$$

здесь $\rho C_p^2 = G$ – динамическая жесткость среды.

Преодоление сил упругой и пластической деформации до образования трещин еще недостаточно для производства выемки и погрузки разрушенной горной массы и ее транспортирования, что является безусловными процессами разработки месторождений.

Вероятно, энергия разрушения должна быть дополнена энергией на некоторое сдвигение массива горных пород.

Отсюда возникает необходимость учета траектории движения масс по законам внешней баллистики, и тогда общие затраты энергии на перемещение составят:

$$W_p = \frac{mv^2}{2} + F_{\text{соп}}N,$$

где W_p – кинетическая энергия перемещающихся масс;

m – масса разрушенной породы;

v – средняя скорость движения частиц по баллистической кривой;

$F_{\text{соп}}$ – сопротивление воздуха движению массы;

N – длина баллистической кривой.

Если учесть, что m можно получить интегрированием до некоторого объема V_2 от объема V_1 , а для определения силы сопротивления воздуха требуются довольно сложные выражения, то установление W_p становится громоздкой задачей.

В.Н. Мосинец предлагает более простой путь, когда для определения кинетической энергии перемещения в качестве скорости следует принять критическую скорость разрушения среды C_0 , которая в начале всегда выше средней скорости движения:

$$W_p = \frac{mC_0^2}{2}.$$

Если иметь в виду, что масса m , перемещающаяся в воздухе равна:

$$m = \frac{V\gamma \ln k}{g},$$

где $k=V_2/V_1$ – коэффициент разрыхления породы, то затраты энергии на перемещение составят:

$$W_p = \frac{V\gamma \ln k}{2g}.$$

Кроме энергии, идущей на разрушение (дробление) $W_{др}$ и на перемещение разрушенных частиц W_p , значительная часть энергии взрыва расходуется на диссипативные потери (нагревание, рассеивание и др.), однако их доля незначительна и составляет 5–12% в зависимости от показателей G и λ . Другая, более заметная часть энергии, содержится в сейсмической волне, достигая 35–55% от потенциальной энергии ВВ, установление возможных путей использования которой является очень важной задачей.

3.5. Основные положения моделирования разрушающего действия взрыва

3.5.1. Основы теории подобия и размерностей

Моделирование, как метод познания, применяется в том случае, когда какие-либо явления или процессы не могут быть описаны уравнениями физики или математики вследствие их сложности. При моделировании процесс воспроизводится на модели, сходной с натурой, при этом она меньше последней.

Моделирование бывает физическим, когда объектом его являются материальные модели, а также математическим, объектом которого является математическая зависимость или идеальная модель.

При физическом моделировании модели могут быть изготовлены из материала природы или совершенно другой физической природы, такие материалы называют эквивалентными.

Целью моделирования является обнаружение закономерностей поведения модели в ходе процессов и возможность переноса их на природу, при этом сам перенос осуществляется с помощью переходных коэффициентов, определение которых является результатом простых вычислений.

В развитии моделирования можно выделить три этапа. Первый – это Ньютонская формулировка первой теоремы о механическом подобии, чем последовало установление критериев подобия различных механических систем, например, критерий Эйлера для прочных конструкций. Аналогично этому, критерий Бартонна – для описания подобия механических движений, Кирпичева – подобия упругих явлений, а в гидродинамике – критерии Рейнольдса, Фруда,

Коши и т.д. Второй этап – это формулировка π -теоремы, т.е. основной теоремы о возможности выражения физических законов в виде зависимостей между критериями подобия, которые являются безразмерными величинами. Третий этап – формулирование третьей теоремы М.В. Кирпичевым и А.А. Гухманом о возможности распространения результатов единичного опыта на группы явлений: **«подобными явлениями будут те, которые имеют подобные условия однозначности и одинаковые определяющие критерии».**

В настоящее время нет ни одной области науки и техники, где бы ни применялось моделирование, что объясняется дешевизной метода в сравнении с другими.

Масштаб модели во многом определяет стоимость исследований, и эти масштабы могут быть разными. Например, туннель сечением в 100 м^2 в масштабе 1:50, составит 2 м^2 , а крейсер длиной 250 м – 5 м. Применительно к горному делу при проектировании каменно-набросной плотины Камбаратиской ГЭС предусматривались исследовательские работы с модельным взрывом в 740 т ВВ.

Критерии подобия могут быть получены при анализе размерностей физических величин. Единицы измерения образуют систему единиц, куда входят независимые и зависимые параметры. К независимым в системе СИ относятся:

масса (кг) [M],
длина (м) [L],
время (сек) [T],
сила тока (а),
температура (K^0),
сила света (св).

Все остальные могут быть выражены через эти параметры, и они являются зависимыми (производными).

Для примера рассмотрим уравнение второго закона Ньютона:

$$F = m \cdot a$$

$$[F] = [m] \cdot [a],$$

т.е. если известны размерности двух величин, то можно определить размерность третьей. Развернем это утверждение:

$$[F] = [к \text{ г}];$$

$$[a] = \left[\frac{M}{c^2} \right]; [m] = \frac{[F]}{[a]} = \left[\frac{к \text{ гс}^2}{м} \right].$$

Значит, при «n» физических величин и известных первых «К» размерностях размерности остальных величин «n-k» – будут производными.

Отсюда формулировка Пи-теоремы: *«Любое уравнение, связывающее между собой N физических величин, среди которых K величины обладают независимыми размерностями, может быть преобразовано к уравнению, связывающему N-K безразмерных комплексов и симплексов, составленных из этих величин».*

$$\frac{d_1}{d_2} = \lambda_d; \frac{l_1}{l_2} = \lambda_l; \frac{m_1}{m_2} = \lambda_m.$$

Симплексы – это отношение двух одноименных величин, т.е. с одинаковыми размерностями:

Комплексы служат критериями подобия и они обычно являются степенными комплексами.

Понятие о критериях подобия можно получить, продолжая анализировать уравнение второго закона Ньютона.

Предположим, что имеем две подобные между собой системы:

$$F = ma; F = m \cdot \frac{v}{t} \quad (3.40)$$

Выразим все переменные второй системы через переменные первой:

$$F_1 = m_1 \cdot \frac{v_1}{t_1} \quad (3.41), (3.42)$$

$$F_2 = m_2 \cdot \frac{v_2}{t_2}$$

Подставим их во вторую систему:

$$\begin{aligned}
 F_2 &= \lambda_{F_1} \cdot F_1 \\
 m_2 &= \lambda_M m_1 \\
 v_2 &= \lambda_V v_1 \\
 t_2 &= \lambda_t t_1
 \end{aligned}
 \tag{3.43}$$

Тождественность (3.41) и (3.44) будет, если:

$$\begin{aligned}
 \lambda_F \cdot p_1 &= \lambda_M \cdot m_1 \cdot \frac{\lambda_V \cdot v_1}{\lambda_t \cdot t_1} \\
 [\lambda_F] F_1 &= \left[\frac{\lambda_M \cdot \lambda_V}{\lambda_t} \right] \cdot \frac{m_1 \cdot v_1}{t_1}
 \end{aligned}
 \tag{3.44}$$

Из (3.45) вытекает, что:

$$[\lambda_A] = \left[\frac{\lambda_M \lambda_V}{\lambda_t} \right] \rightarrow \frac{\lambda_M \lambda_V}{\lambda_F \lambda_t} = 1.
 \tag{3.45}$$

В теории подобия критерий обозначается следующим образом:

$$\frac{Ft}{vm} = \textit{idem}.$$

Он является безразмерным, а все $\lambda_M, \lambda_t, \lambda_F, \lambda_V$ являются масштабными коэффициентами или симплексами:

$$\frac{F_1 \cdot t_1}{v_1 \cdot m_1} = \frac{F_2 t_2}{v_2 \cdot m_2}.
 \tag{3.46}$$

Теория размерностей определяет число критериев-комплексов и критериев-симплексов следующим образом.

Если явление или процесс описывается уравнением, куда входит N всех величин, а число величин с неодинаковыми размерностями n , и число величин с независимыми размерностями K , то число критериев комплексов равно:

$$Z_n = n - K.$$

Число критериев-симплексов равно:

$$Z_s = N - n.$$

Общее число критериев равно:

$$Z = N - K$$

Основным смыслом моделирования является возможность трансляции результатов опытов с моделями на природу. Такая возможность обеспечивается доказательством того, что природа и модель подобны, т.е. подчиняются одним и тем же физическим законам или описываются одинаковыми математическими зависимостями.

Два явления или процесса подобны, если по заданным характеристикам одного можно определить характеристики другого при помощи переходного коэффициента (масштаба).

Подобие различают:

- геометрическое – идентичность формы объектов природы и модели. Геометрический масштаб – это соотношение двух любых линейных размеров модели и природы;
- кинематические – идентичность скоростей, времени протекания процесса на модели и в природе;
- динамическое подобие – идентичность силовых полей, ускорений, масс.

Механические перемещения базируются на кинематическом подобии. Это означает, что положение объекта в природе и модели, определяемое координатами точек в функции времени будет подобным и отношение координат аналогичных точек для сходственных моментов времени являются константой:

$$\frac{X_{iH} \cdot (t_H)}{X_{iM} \cdot (t_M)} = \frac{Y_{iH}(t_H)}{Y_M \cdot (t_M)} = \frac{Z_{iH} \cdot (t_H)}{Z_{iM} \cdot (t_M)} = \lambda_i.$$

Величина скорости определяется соотношениями:

$$\frac{v_{XH}}{v_{XM}} = \frac{\frac{dx_{iH}}{dt_H}}{\frac{dx_{iM}}{dt_M}} = \frac{dx_{iH}}{dx_{iM}} \cdot \frac{dt_M}{dt_H} = \lambda_l \cdot \frac{1}{\lambda_t} = \lambda_v.$$

Аналогично и для ускорений:

$$\frac{a_{iH} \cdot (t_H)}{a_{iM} (t_M)} = \frac{\frac{dv_{iH}}{dt_H}}{\frac{dv_{iM}}{dt_M}} = \frac{\lambda_v}{\lambda_t} = \frac{\lambda_l}{\lambda_t^2} = \lambda_a.$$

При исследовании силового и энергетических полей, кроме кинематического подобия, должны быть подобны материальные системы, тогда обеспечивается динамическое подобие:

$$\frac{m_{iH}}{m_{iM}} = \lambda_m; \frac{F_{iH}}{F_{iM}} = \frac{m_{iH} \cdot a_{iH}}{m_{iM} \cdot a_{iM}} = \lambda_m \cdot \lambda_a = \frac{\lambda_m \cdot \lambda_l}{\lambda_t^2} = \lambda_F.$$

Подобие выполняемых работ определено соотношением:

$$\lambda_A = \frac{\lambda_m \cdot \lambda_l^2}{\lambda_t^2}.$$

Действие взрыва в твердом теле сопровождается следующими явлениями:

- а) детонацией заряда;
- б) истечением продуктов взрыва;
- в) механическим воздействием продуктов детонации на среду;
- г) распространением волн напряжений в среде;
- д) разрушением среды;
- е) сдвижением разрушенного материала и разлетом осколков.

При рассмотрении явления детонации системой является заряд ВВ, изменяющий свое состояние. В ходе химической реакции меняются величины:

- температура (T^0K);

- плотность (ρ);
 - давление (P);
 - объем прореагированного вещества ВВ (V);
 - скорость смещения частиц в ударной волне (U);
 - скорость звука в продуктах детонации (C).
- В то же время сама система (заряд) имеет свои элементы:

- диаметр заряда (d);
- длина заряда (l);
- плотность заряжения (Δ);
- скорость детонации (W);
- удельная энергия ВВ (E).

Параметрами истечения продуктов детонации являются:

- скорость истечения ($u_{пл}$);
- плотность истекающих продуктов ($\rho_{пл}$);
- давление ($P_{пл}$);
- температура ($T_{пл}$).

Параметрами системы являются:

- диаметр заряда (d_3);
- первоначальная плотность заряда (ρ_3);
- температура продуктов детонации ($T_{пл}$);
- давление продуктов детонации ($P_{пл}$);
- объем продуктов детонации ($V_{пл}$);
- коэффициенты сопротивления движению продуктов детонации.

Процесс взаимодействия продуктов взрыва и среды описывается соответствующими параметрами двух процессов, перечисленных выше, а также и углом встречи ударной волны со стенкой среды (зарядной камеры).

Явление распространения волны напряжений сопровождается изменением напряжений в различных точках среды. Системой в данном случае является среда, а ее характеризует состояние, описываемое параметрами:

- величина напряжений и деформаций в точке (σ, ϵ);
- положение фронта волны напряжений (x_i);
- напряжение на фронте волны (σ_b);
- плотность среды (ρ_c);
- температура (T_c).

Параметрами системы являются:

- скорость распространения волны напряжений (C_v);
- коэффициент диссипативных потерь (k_n);
- первоначальная плотность среды (ρ_c);
- модуль упругости (E);
- коэффициент Пуассона (μ);
- пористость (n);
- динамическая сжимаемость (G).

Разрушение хрупкого материала есть нарушение сплошности среды. Процесс характеризуется следующими параметрами:

- изменение поля напряжений (σ_n);
- размер трещин ($l_{тр}$);
- скорость развития трещин ($v_{тр}$);

К параметрам системы относят:

- прочность материала (σ_c);
- модуль упругости (E);
- скорость разрушения ($v_{тр}$);
- энергоемкость разрушения (e);
- распределение микротрещин по размерам ($n\%$).

Сдвигание породы и разлет кусков – это процесс перемещения и его параметры следующие:

- скорость (v_n);
- ускорение (a_n);
- направление (x, y).

Параметрами системы будут:

- масса кусков (M_k);
- коэффициент сопротивления движению ($k_{соп}$).

Анализ параметров всех процессов свидетельствует, что их можно сгруппировать. Для примера рассмотрим распространение одномерной упругой волны, т.е. параметры процесса и системы:

- скорость волны C ;
- скорость смещения среды v ;
- величина смещения u ;
- расстояние до точки наблюдений r ;
- время пробега волны t ;
- модуль упругости E ;
- напряжение σ ;
- модуль Пуассона μ ;
- плотность среды ρ .

Согласно Пи-теореме имеем общее число параметров $N=9$, а число единиц $K=3$, тогда число критериев подобия составит:

$$t = N - K = 6..$$

Среди них имеем:

1. $\Pi_1=\mu$, так как коэффициент Пуассона в модели равен коэффициенту в натуре.

2. $\Pi_2=E/\sigma$; 3. $\Pi_3=r/u$; 4. $\Pi_4=u/vt$; 5. $\Pi_5=\sigma/\rho C^2$; $\Pi_6=E/\rho C^2$.

Имея в виду, что: $\tau_H/\tau_M=\lambda_t$; $\rho_H/\rho_M=\lambda_\rho$; $t_H/t_M=\lambda_t$ – соответственно масштабы линейный, плотности и времени, все остальные масштабы определяются как:

$$\frac{E_H}{E_M} = \frac{\sigma_H}{\sigma_M} \rightarrow \frac{\rho_H \cdot C^2_H}{\rho_H \cdot v^2_H} = \frac{\rho_M \cdot C^2_M}{\rho_M \cdot v^2_M} \rightarrow \lambda_v = \frac{v_H}{v_M} = \frac{C_H}{C_M}.$$

$$\frac{\sigma_H}{\rho_H \cdot v^2_H} = \frac{\sigma_M}{\rho_M \cdot v^2_M} \rightarrow \lambda_\sigma = \frac{\sigma_H}{\sigma_M} = \frac{\rho_H \cdot v^2_H}{\rho_M \cdot v^2_M} = \lambda_\rho \cdot \lambda_v^2$$

$$\lambda_v = \frac{\lambda_l}{\lambda_t}; \lambda_\sigma = \lambda_\rho \cdot \frac{\lambda_l^2}{\lambda_t^2}$$

Рассмотрим на примере установление критериев подобия при короткозамедленном взрывании. Здесь необходимо определить период замедлений между рядами скважин в модели, если известны параметры натуре, т.е.:

T – интервал в натуре, с;

ρ – плотность среды, кг/м³;

a – расстояние между скважинами, м;

C_p – скорость продольной волны, м/с;

σ – напряжение на фронте волны, кг/м²;

g – ускорение силы тяжести, м/с².

Независимыми размерностями являются $T(c)$, $a=L(m)$, $m(M)$ кг, все остальные – зависимые.

Время T от этих параметров находится в зависимости:

$$T = f(C_p, \rho, g, \sigma, a).$$

Данная функция может быть и степенным одночленом типа:

$$T \cong C_p^n \cdot \rho^m \cdot g^r \cdot \sigma^S \cdot a^t.$$

Представим размерности параметров одночлена:

$$[c] \cong \left[\frac{M}{c} \right]^n \left[\frac{K \Gamma^2 C}{M^4} \right]^m \left[\frac{M}{C^2} \right]^r \left[\frac{K \Gamma}{M^2} \right]^S [L]^t.$$

Размерности обеих частей уравнения должны быть одинаковыми, а это возможно, если степени при одинаковых размерностях будут равны, тогда получим систему уравнений:

$$\begin{cases} n = -2(S + t) \\ m = -S \\ r = t \end{cases}$$

Решим системы у относительно n, m, r; тогда получим:

$$T = C_p^{-2(S+t)} \cdot \rho^{-S} \cdot g^t \cdot \sigma^S \cdot a^t.$$

Отсюда находим три критерия подобия:

- критерий гомохромности; $Ho = \frac{TC_p}{L} = idem;$
- критерий Фруда; $Fr = \frac{g \cdot L}{C_p^2} = idem;$
- критерий Эйлера. $Eu = \frac{\sigma}{\rho \cdot C_p^2} = idem.$

Теперь определим условия выполнения подобия. По критерию гомохромности получим:

$$\frac{T_H \cdot C_{PH}}{L_H} = \frac{T_M \cdot C_{PM}}{L_M}.$$

Поскольку нас интересует период замедления, то он в модели должен составлять:

$$T_M = T_H \cdot \frac{C_{PH}}{C_{PM}} \cdot \frac{L_M}{L_H};$$

$$T_M = T_H \cdot \frac{1}{\lambda_l} \cdot \lambda_{Cp}.$$

Соблюдение условий кинематического подобия, т.е. моделирование перемещений по критерию Фруда обязывает выполнить следующие условия:

$$\frac{g_H \cdot L_H}{C^2_{PH}} = \frac{g_M \cdot L_M}{C^2_{PM}} \rightarrow \frac{L_H}{L_M} = \frac{g_M}{g_H} \cdot \frac{C^2_{PH}}{C^2_{PM}} \rightarrow \lambda_l = \frac{1}{\lambda_g} \cdot \lambda^2_{Cp}.$$

Если $g_H = g_M$, то :

$$\lambda_l = \frac{C^2_{PH}}{C^2_{PM}} \rightarrow C^2_{PM} = \lambda_l \cdot C^2_{PH} \rightarrow C_{PM} = C_{PH} \sqrt{\frac{1}{\lambda_l}}$$

Из последнего следует, что время протекания процесса перемещения при равенстве ускорения силы тяжести в модели и в натуре, будет равно:

$$T_M = T_H \frac{\sqrt{\lambda_l}}{\lambda_l}.$$

В случае, когда моделирование проводится в центрифуге или на механическом линейном ускорителе при $g_M = g_H \cdot \lambda_n$, время протекания процесса в натуре и модели равны $T_M = T_H$.

Как следует из изложенного выше, выполнить все эти условия очень трудно при заданном геометрическом масштабе, особенно

условия $g_M = g_H \cdot \lambda_n$,

по которому необходимо увеличить ускорение силы тяжести на модели в λ раз. Не меньшие трудности возникают и по критерию Эйлера, который требует равенства скоростей упругих волн в

материале модели и природы, т.е. по существу это должен быть один и тот же материал. Но даже в таком случае массив и образец (модель) далеко не одно и то же вследствие масштабного эффекта.

3.5.2. Основы физического моделирования разрушения и дробления горных пород

Упругая модель среды. Под разрушением здесь понимается нарушение сплошности материала, конечным итогом которого является дробление материала, характеризуемое разделением на фракции соответствующего гранулометрического состава.

При моделировании обычно пользуются понятием подобия явлений и процессов. Чтобы процесс упругих волновых движений был подобен, нужно принять следующие допущения:

1. Вплоть до разрушения среда ведет себя как упругая.
2. Процесс разрушения происходит мгновенно, интенсивность его определяется лишь величиной напряжений.

Все явления и процессы, происходящие в действительности в реальном времени и при реальных параметрах, относим к натуре, а все те же явления и процессы, но при иных параметрах и за другие промежутки времени – к модели.

При наличии предела прочности материала $[\sigma]$, то масштаб напряжений равен:

$$\lambda_{\sigma} = \frac{[\sigma_H]}{[\sigma_M]},$$

Здесь λ_{σ} – масштаб напряжений; σ_H и σ_M – соответственно пределы прочности материала природы и модели.

При соблюдении этого условия на модели число кусков раздробленного материала будет такое же, как и в натуре.

Основные затруднения при реализации этого условия возникают в связи с необходимостью выдерживать соотношения между константами материала модели и природы, т.е.

$$\lambda_{\sigma} = \lambda_{\rho} \cdot \lambda_{C_H}^2 = \frac{\rho_H \cdot C_{PH}^2}{\rho_M \cdot C_{PM}^2},$$

где λ_{σ} , λ_{ρ} , λ_{C_H} – масштабы напряжений, плотностей и скоростей продольных волн соответственно;

$\rho_H, \rho_M, C_{PH}, C_{PM}$ – плотности материала природы и модели, скорости продольных волн в материале природы и модели соответственно.

Это условие выполняется при пропорциональности модулей упругости материалов природы и модели E_H и E_M для некоторых крепких горных пород это условие выполняется, т.е. можно воспользоваться материалом природы при создании модели. Однако при этом еще не учтен масштабный эффект. На самом деле процесс разрушения длится конечное время и происходит перераспределение напряжений при трещинообразовании.

При моделировании процесса разрушения, в действительности нужно преодолеть два требования: моделирование задач теории упругости; моделирование задач теории разрушения.

Для первого следует достичь подобия зоны разрушения, т.е. определить ее размеры, или минимальное расстояние от заряда, где материал сохраняет свою сплошность. Для этого достаточно выполнение условия:

$$\lambda_{\sigma} = [\sigma_H] / [\sigma_M].$$

Для второй задачи требуется получить ответ о сохранении или не сохранении структуры материала при заданном нагружении.

Подобие размеров зоны разрушения основано на подобии нагружения упругими волновыми явлениями, т.е. это означает подобие в величинах начальных смещений, или иначе, пропорциональность модулей упругости:

$$\frac{u_H}{u_M} = \frac{r_H}{r_M} \cdot \frac{[\sigma_H]}{[\sigma_M]} \cdot \frac{E_H}{E_M},$$

где u_H и u_M – смещения частиц в природе и модели;

r_H и r_M – зоны разрушения в природе и на модели;

E_n и E_m – модули упругости материала натуры и модели.
Для решения такой задачи имеется критерий подобия Коши:

$$Ca = \frac{\rho \cdot C^2 P}{E} = idem.$$

Задачи, связанные с упругими движениями, т.е. скоростью смещений, решаются при соблюдении критерия подобия Эйлера:

$$Eu = \frac{\sigma}{\rho \cdot v^2}.$$

Или иначе:

$$Ca = \varepsilon \cdot \frac{1}{Eu} = idem.$$

В таком случае необходимо моделировать деформации и напряжения, однако это еще не означает подобия длительности импульса напряжений, ибо он сказывается на интенсивности дробления.

Величина напряжений и длительность импульса зависят от характеристик ВВ, конструкции заряда и самой среды, где происходит взрыв. К характеристикам ВВ и среды относятся: скорость детонации, плотность заряжения и акустическая жесткость. Таким образом, для выполнения условий подобия имеется много ограничений, среди них:

- управление длительностью импульса, чаще всего через скорость детонации. При этом возникают новые проблемы, например, с диаметром заряда, верней с критическим диаметром детонации и с количеством продуктов детонации;

- управление напряжениями через импеданс ВВ и импеданс среды, тогда возникают проблемы с реализацией в модели плотности среды и скорости продольной волны в ней.

Для зарядов одинаковой формы и химического состава их объем и масса пропорциональны l^3 , так как:

$$Q = k \cdot l^3,$$

где l – линейный размер; k – удельный вес ВВ.

При сферическом заряде из геометрического подобия следует, что одинаковые напряжения обнаруживаются на поверхности радиусом r , а он пропорционален радиусу заряда r_0 , т.е.

$$r_0 = \sqrt[3]{\frac{Q}{k}}.$$

Но так как $r = k_1 r_0$, то:

$$k_1 = \frac{r}{\sqrt[3]{\frac{Q}{k}}}.$$

Понятно, что поскольку фигурирует масса заряда, она имеет прямое отношение к количеству выделенной энергии.

Энергетическое подобие является частным случаем термодинамического подобия. Критерий такого подобия включает:

S_3 – энтропия системы;

E – энергия системы;

F – свободная энергия системы;

ρ – плотность и удельный объем ($V=1/\rho$);

t – текущая координата времени;

T – абсолютная температура.

Термодинамический критерий подобия Наседкина представлен в виде:

$$\frac{TdS_3 - \left(\frac{\partial E}{\partial V}\right)_T \cdot \frac{d\left(\frac{1}{\rho}\right)}{dF} = idem.$$

Если плотность среды неизменная, то:

$$\frac{d}{dt} \left(\frac{1}{\rho} \right) = 0,$$

тогда весь критерий можно записать как:

$$\frac{TdS_{\ominus}}{dF} = idem.$$

$$TdS_{\ominus} = dF.$$

Свободная энергия в поле силы тяжести зависит от высоты подъема породы при взрыве:

$$dF = d(\rho g H l^3).$$

но так как:

$$m = \rho \cdot l^3,$$

то:

$$dF = d(gmH),$$

Условие подобия выражается соотношением:

$$TdS_{\ominus} = E_{\ominus}.$$

Отсюда критерий подобия соответствует условию:

$$\frac{dE_H}{d(g_H \rho_H l^4_H)} = \frac{dE_M}{d(g_M \rho_M l^4_M)},$$

$$\frac{E_\Theta}{g \rho l^4} = idem$$

Энергия ВВ в модели выражается через линейный масштаб:

$$E_M = E_H \cdot \frac{1}{\lambda^4_l},$$

Энергия заряда в модели меньше в 4-ой степени от геометрического масштаба самой модели, а масса меньше в 3-ей степени:

$$Q_M = \frac{Q_H}{\lambda^3_l}.$$

Возможность моделирования по энергетическому критерию или по критериям Эйлера, Коши и Фруда предусматривает соблюдение масштабов:

- плотности,
- гравитационного поля,
- напряжений и модулей упругости и др.

Только в этом случае можно соблюсти геометрическое, кинематическое и динамическое подобие систем. Соблюдение всех названных условий практически невозможно, особенно это касается процессов разрушения горных пород и массивов, когда нельзя избежать влияния масштабного эффекта. Одним из способов решения задач замены природного (натурного) материала в модели является моделирование на так называемых эквивалентных материалах. Их свойства находятся в определенных соотношениях со свойствами материала природы.

Из уравнения механического подобия Ньютона можно получить такие условия подобия:

$$\frac{G_M}{d_M \cdot l_M} = \frac{G_H}{d_H \cdot l_H} = idem,$$

$$G_M = \frac{F_M}{l_M^2}; G_H = \frac{F_H}{l_H^2},$$

где G_M, G_H – любая механическая характеристика модели и природы (модуль упругости, предел прочности и т.п.);

F_M, F_H – силы, действующие в модели и в природе;

l_M, l_H – линейный размер модели и природы;

d_M, d_H – удельный вес материалов модели и природы.

По этим условиям можно получить деформации горных пород в сходственных точках природы и модели. Такие условия являются частным случаем критериев подобия для упругой среды, когда действующие силы определяются весом породы:

$$\frac{\sigma_H}{\sigma_M} = \frac{l_H}{l_M} \cdot \frac{d_H}{d_M} = \frac{H_H}{H_M} \cdot \frac{\gamma_H}{\gamma_M},$$

где H_H, H_M – любые линейные размеры;

γ_H, γ_M – размерность плотности, удельного веса, объемного веса.

Так как размерность напряжений $\sigma = F/l^2$, то:

$$\frac{F_H}{F_M} = \frac{d_H l_H^3}{d_M l_M^3}.$$

Если G_H и G_M – это любые механические характеристики, то:

$$\frac{[\sigma]_H}{[\sigma]_M} = \frac{[l_H d_H]}{[l_M d_M]} = \frac{E_H}{E_M},$$

При $\gamma = \rho g$, получим:

$$\frac{\sigma_H}{\sigma_M} = \frac{\rho_H g_H l_H}{\rho_M g_M l_M}.$$

Каждое из этих отношений является соответственно масштабами напряжений, плотности, сил тяжести и линейным масштабом, что можно выразить как:

$$\begin{aligned}\lambda_{\sigma} &= \lambda_{\rho} \cdot \lambda_g \cdot \lambda_l, \\ \lambda_g &= \frac{\lambda_l}{\lambda_t^2}; \lambda_{\sigma} = \lambda_{\rho} \cdot \frac{\lambda_l \cdot \lambda_l}{\lambda_t^2} = \lambda_{\rho} \cdot \lambda_v^2; \\ \lambda_{\sigma} &= \lambda_d \cdot \lambda_l = \lambda_{\rho} \cdot \lambda_v^2.\end{aligned}$$

Профессору В.Р. Именитову принадлежит идея применения эквивалентных материалов для моделирования динамических задач. Метод основан на предположении, что подобные куски горной породы должны подобным образом размещаться в обрушаемом массиве при соблюдении условий подобия действующих сил. Основным условием получения подобного расположения является дробление материала модели и природы на геометрически подобные куски. Распределение кусков породы в развале подчиняется силам тяжести.

Выполнить все условия подобия в таком случае невозможно, например, – прочностное подобие. Поэтому создается модель среды из геометрически подобных кусков прочного материала, скрепленных слабым цементом. Под действием взрыва такой материал разрушается по местам соединения кусков, т.е. искусственно создается столько же центров трещиноватости, что и в натуре.

Подобие взрывного нагружения устанавливается из подобия развалов в натуре и модели, а именно его параметров:

- ширины и высоты развала;
- формы и коэффициента разрыхления.

Подобие этих параметров зависит от скорости смещения частей массива, т.е.

$$\lambda_v = \frac{\lambda_l}{\lambda_t}.$$

При этом величина зарядов ВВ на модели определяется из условия подобия векторной картины:

$$\lambda_{\varrho} = \frac{\lambda_l}{\lambda_k},$$

где λ_k – масштаб влияния работоспособности ВВ, объемного веса и прочности среды.

Масштаб диаметра заряда определится как:

$$\lambda_D = \frac{\lambda_l^{\frac{5}{4}}}{\sqrt{\lambda_k \cdot \lambda_d}},$$

где λ_d – масштаб объемного веса.

Метод эквивалентных материалов успешно применяется при моделировании воронки выброса, разлета породы и в других случаях.

Реализация метода затруднена, если соблюдать условие:

$$\frac{\sigma_H}{\sigma_M} = \frac{[\sigma]_H}{[\sigma]_M} = \frac{E_H}{E_M}.$$

Но если использовать другое условие в виде:

$$\frac{E_H}{E_M} = \frac{\rho_H}{\rho_M} \cdot \frac{C_H^2}{C_M^2},$$

где C_H , C_M – скорости волны напряжений в материале натуре и модели, то трудности устраняются.

Метод эквивалентных материалов может быть использован при исследовании различных методов управления действием взрыва при дроблении горных пород, при этом гранулометрический состав раздробленной массы задается.

Основными методами управления энергией взрыва являются:

- изменение конструкции заряда,
- регулирование сетки скважин,
- подбор типа ВВ,
- выбор диаметра заряда,
- подбор плотности заряжения и др.

Дробление пород зависит от этих условий. Менять все условия в натуре достаточно сложно и трудоемко.

3.6. Экспериментальные исследования механизма разрушения пород взрывом

3.6.1. Моделирование механизма разрушения твердых тел

Напряженно-деформированное состояние, связанное с образованием соответствующих зон, характеризуется также различными остаточными деформациями различной интенсивности, например, зонами разрушения, заколами, сдвигами. Эти явления находятся в прямой зависимости от энергии взрыва и обратно пропорциональны свойствам среды.

И.Ф. Оксанич и П.С. Мионов рассматривают процесс разрушения как систему частиц движущихся с различными скоростями в одном направлении до и после разрушения, а наибольшая разница в скоростях находится вблизи поверхности. Здесь скорость смещения удваивается. В результате влияния градиента скоростей возникают критические деформации и нарушение сплошности массива.

Для проверки этих утверждений нами выполнено моделирование на плоских моделях из оргстекла. Оригинальная методика проведения экспериментов позволила доказать наличие градиента скоростей и их векторную картину.

Методика экспериментов включала взрывы зарядов ТЭНа в патрончиках диаметром 2 мм при плотности заряжания $0,6 \text{ г/см}^3$ на плоской модели уступа с определенным углом откоса. Предусматривалось проведение шести серий опытов в следующих вариантах:

- при прямом и обратном иницировании зарядов;
- при наличии торцевой стенки скважины (запертыми продуктами взрыва);
- при отсутствии торцевой стенки, когда продукты взрыва могли свободно отходить от модели уступа;
- при имитации нетрещиноватой среды (кусочки оргстекла приклеены к откосу в различных его точках клеем, способным передавать сдвигающие напряжения)
- при имитации трещиноватого массива (кусочки оргстекла на плоскости откоса не приклеивались)

Опыты, проведенные на оргстекле для выявления влияния откольных явлений на кинематические параметры перемещающихся частей уступа, показали следующее.

В том случае, когда кусочки лежали свободно, имитируя модель трещиноватой среды, во всех случаях взрывания, а именно, независимо от соотношения скорости детонации и скорости продольной волны напряжений и направления детонации, кусочки движутся по нормали к поверхности откоса, угол которой с горизонталью определяется самим углом откоса Ψ .

$$\varphi = 90^\circ - \Psi.$$

Величина средней начальной скорости полета элементов уступа по его высоте изменяется только в зависимости от относительного расстояния, (рис. 3.17), что для зарядов ТЭНа выражается соотношением:

$$v = a \cdot e^{-br},$$

где v – скорость полета, м/с; r – относительное расстояние в диаметрах заряда.

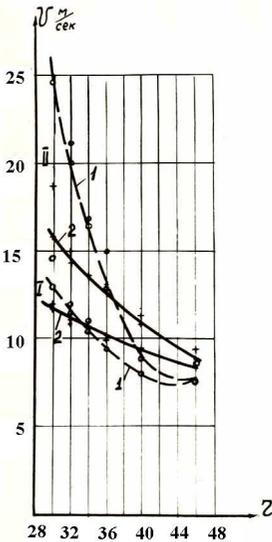


Рис. 3.17. Изменение скорости полета элементов уступа в зависимости от направления инициирования взрыва и относительного расстояния до обнаженной поверхности откоса.

Эксперименты подтвердили, что в случае наличия предразрушения в виде трещин, которые пропускают через себя только нормальную составляющую напряжений, направление движения частиц среды определено положением поверхности раздела, а величина скорости зависит только от условий затухания интенсивности напряжений с расстоянием.

В случае закрытого заряда направление векторов скорости остается без изменений, величина ее, как правило, возрастает в два раза, что объясняется действием прорывающихся продуктов взрыва, закон изменения величины скорости имеет тот же вид. Результаты опытов с приклеенными кусочками, имитирующими монолитный массив, показали удовлетворительную сходимость при более высоком уровне величин скоростей. Увеличение скоростей можно объяснить наложением вертикальной составляющей, обусловленной

действием прямых и отраженных волн с вертикальной компонентой скорости, определяемой действием скалывающих напряжений. Последнее не противоречит закону сохранения количества движения, что должно привести к росту скорости.

Анализ результатов серийных экспериментов показал, что при постоянном угле откоса Ψ угол вылета пилот-куска зависит от соотношений, а также упругих постоянных среды, в частности от коэффициента Пуассона:

$$Z = D/C_p, \sin \alpha = Y/C_p,$$

где α – угол падения волны напряжений; Y – текущая ордината, определяемая положением верхнего торца заряда.

Если считать, что соотношения постоянны во все время процесса, то применительно к откосу уступа, угол падения волны не является постоянным и зависит от положения наблюдаемой точки. Этот принцип определяет факт вылета кусочков под различными углами.

При одном направлении инициирования и закрытом, а также открытом зарядах, углы вылета одинаковы, отклонения от среднего не более 5%. В табл. 3.2 приведены углы вылета пилот-куска и углов падения волн напряжений (рис. 3.18а, б).

Таблица 3.2
Кинематические параметры элементов уступа при взрыве

Прямое инициирование						Обратное инициирование					
заряд открыт			заряд закрыт			заряд открыт			заряд закрыт		
угол пада ния	угол выле та	коэф. Пуас сона	угол пада ния	угол выле та	коэф. Пуас сона	угол пада ния	угол выле та	коэф. Пуас сона	угол пада ния	угол выле та	коэф. Пуас сона
35	27	0,400	35	20	0,393	35	29	0,383	35	29	0,383
18	16	0,398	18	14	0,407	18	16	0,398	18	14	0,407
5	2	0,398	5	2	0,398	10	9	0,372	10	9	0,372
20	16	0,425	20	7	0,385	10	9	0,372	10	9	0,372
42	32	0,432	42	29	0,420	10	8	0,402	10	9	0,372
42	32	0,423	42	34	0,382	14	12	0,382	14	12	0,382

Из данных табл. 3.2 следует, что верхняя треть уступа в обоих случаях движется под одинаковыми углами, т.е. направление инициирования не изменяет результата в направлении полета при $Z > 1$ и $\sin \alpha = \text{const}$. Остальные $2/3$ уступа в зависимости от направления инициирования, имеют совершенно различные углы, а для обратного инициирования эти направления достаточно близки. Направление полета полностью определяется местом инициирования. Эксперименты с закрепленными кусочками при одинаковых относительных расстояниях $r = R/d$ с приходом волна под углом, изменяющимся в широких пределах показали, что скорости полета зависят от угла падения волны, это выражается уравнением:

$$V_{\alpha} = v_n \cos \alpha,$$

где v_n – скорость при падении волна под прямым углом к поверхности.

Тогда влияние угла падения на величину скорости определяется соотношением:

$$V_{\alpha} = ar^{-b} \cos \alpha,$$

где r – относительное расстояние, R/d .

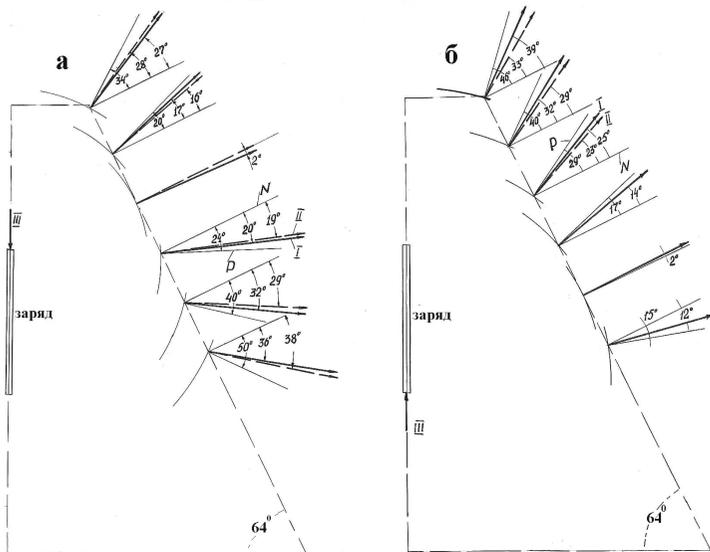


Рис. 3.18. Векторная картина скоростей смещения элементов уступа.

При обратном инициировании в нижних 2/3 уступа градиент снижения скорости меньше, что обусловлено малыми углами падения волн напряжений и это непосредственно сказывается на худшем разрушении среды. В случае закрепленных кусочков изменение скорости может быть описано выражением:

$$V = ae^{-br} .$$

Для закрепленных кусочков абсолютная величина скорости как в случае открытого, так и закрытого заряда выше, чем для незакрепленных на 85%, что объясняется влиянием вертикальной составляющей волны напряжений. Для заданного угла откоса, при достаточно широком диапазоне углов падения волны (0–40°), величина скорости колеблется всего в пределах 23% в сравнении с величиной нормальной составляющей, в то время как для относительных расстояний, изменяющихся в пределах до 5 г, изменение скорости наблюдается до $\pm 50\%$.

Покадровый анализ сверхскоростной киносъемки с помощью СФР показал удовлетворительное совпадение значений скоростей по установленным зависимостям. В табл. 3.3 приведены величины скоростей полета частиц, при этом начальные скорости в первые 37 мкс мало отличаются от средних скоростей, установленных при дешифрировании кинокадров от камеры СКС-1 м.

Используя известные соотношения теории упругости, связывающие массовые скорости движения массива, напряжения во фронте волны, установлены предельные сопротивления отрыву в эксперименте в сравнении с табличными данными. Они оказались полностью совпавшими (учитывая разрешительную способность киноаппаратуры). В частности, вычисленное временное сопротивление отрыву оказалось равным 56,7 МПа, в то время как в табл. 3.4 указано около 55 МПа.

Разрушающее напряжение отрыву соответствовало скорости полета около 44,5 м/с, а массовая скорость – 23 м/с, которую можно принять за критическую скорость разрушения.

Представляет интерес распределение величин сдвиговых напряжений по плоскости откоса (в кг/см²), рассчитанных по известной формуле теории упругости (табл. 3.4).

Анализ поля скоростей на поверхности откоса и сопоставление их с зонами разрушения по местам локализации затемненных областей, свидетельствующих об их разрушении, полностью подтверждает высказанное предположение, что в разрушении особую роль играет не только абсолютная величина критической скорости, но и ее направление. Так, если в середине откоса имеем высшие скорости полета (по модулю), но небольшие углы фронта волна сдвига с нормалью к свободной поверхности, то в нижних частях при невысоких скоростях наблюдаются большие значения этих углов. Таким образом, на основании изложенного выше материала, можно сделать следующие выводы.

Таблица 3.3

Скорость полета частиц при дешифровке кадров кинокамеры

Относительное расстояние	Прямое инициирование				Обратное инициирование			
	кусочки лежат свободно		кусочки закреплены		кусочки лежат свободно		кусочки закреплены	
	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт

		Средние начальные скорости (СФР), м/с							
28	11,4	22,0	16,5	30,6	10,2	19,5	19,5	32,0	
24	15,0	31,0	19,6	32,0	13,5	25,0	25,0	33,5	
20	18,9	35,0	24,0	44,5	17,5	28,0	28,0	37,0	
17	13,2	27,6	18,0	33,0	11,4	22,4	22,4	32,2	
14	9,5	18,4	15,6	29,0	8,7	17,3	17,3	29,0	
11	7,5	14,0	15,0	28,0	8,5	14,0	14,0	26,5	

		Средние скорости полета (СКС-1м), м/с							
28	6,2	12,0	10,0	15,0	5,4	10,5	10,0	13,0	
24	8,0	17,0	12,0	21,2	7,2	13,5	11,0	15,0	
20	10,2	19,0	14,6	26,2	9,4	15,0	12,9	18,0	
17	7,0	15,0	11,0	17,3	6,1	12,0	10,5	13,6	
14	5,3	10,0	9,5	10,0	4,7	9,3	9,5	11,2	
11	4,5	8,7	9,0	9,3	4,4	7,5	8,5	9,8	

1. Для пород, обладающих средней и высокой акустической жесткостью ($10 \cdot 10^5 - 25 \cdot 10^5$ г/см³см/с), направление полета частей уступа определяется суммарным воздействием прямых, отраженных и волн сдвига. Продукты взрыва не оказывают влияния на векторную картину скоростей из-за запаздывания с воздействием.

Величина скорости зависит от угла падения волн напряжений и относительного расстояния от оси заряда до свободной поверхности, причем влияние последнего фактора проявляется в большей степени, чем углов падения волн.

2. Параметрические свойства ВВ и физико-механические показатели среды влияют на величину скорости, а также на направление смещения элементов уступа. Так как кровля нижележащего горизонта разрушена зарядом в перебуре скважин вышележащего, то под действием взрыва зарядов ВВ в нижележащем горизонте траектории движения кровли полностью подчиняются закономерностям, установленным выше для трещиноватой среды, что позволяет по величине смещений точки поверхности восстановить траектории всех частей вглубь массива.

3. Для пород с низкой акустической жесткостью ($0,5 \cdot 10^5 - 10 \cdot 10^5$ г/см³, см/с), разбитых густой сетью трещин, направления полета соответствуют направлению лучей прорыва продуктов детонации к свободной поверхности. Величина скорости определяется количеством движения, заключенного в продуктах взрыва и распределения его вдоль оси и стенок скважины.

Таблица 3.4

Распределение напряжений сдвига на плоскости откоса уступа

Относите льно рассто яние, г	Прямое инициирование				Обратное инициирование			
	кусочки лежат свободно		кусочки приклеены		кусочки лежат свободно		кусочки приклеены	
	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт	заряд открыт	заряд закрыт
28	170,6	280,1	210,3	388,6	129,9	248,3	213,9	407,5
24	191,0	394,8	244,2	407,5	171,9	318,3	229,3	426,6
20	253,6	445,7	305,6	566,6	222,8	356,5	254,7	471,2
17	168,0	351,4	229,2	420,2	145,1	285,2	222,8	410,0
14	121,0	234,3	198,7	39,3	110,7	220,3	201,2	369,2
11	95,5	178,2	191,0	356,5	108,2	178,2	179,5	337,4
	166,6	314,0	229,8	418,1	133,0	267,8	216,9	403,9

Среднее значение 282,1.

Среднее значение 255,4.

Остаточные деформации визуально наблюдаются в виде заколов в тыл массива, распространяющихся трещин различного направления и т.п. Так уходка понизу и поверху от последнего ряда скважин, зависящая от величины зарядов, сопротивления по подошве, числа рядов скважин и свойств пород, колеблется понизу от 0,5 до 1 м, а поверху – 5–8 м, правда это произойдет при взрыве на свободной поверхности откоса уступа.

Наибольшие нарушения в тыл от взрыва наблюдаются вблизи кровли, где степень раскрытия трещин и их частота уменьшаются с удалением от последнего ряда скважин, и в глубину трещины образуются параллельно взрываемому блоку. На расстоянии 30 м деформации составили 6–7 мм на расстоянии 20 м – уже 15 мм.

Сопоставляя рис. 3.19 с рис. 3.6 по зондированию взорванного и прилегающего к взрыву объемов массива с помощью прозвучивания (по C_p), можно констатировать их полную идентичность. За пределами области дробления в зоне остаточных деформаций прослеживаются несколько систем трещин. Первая – типа заколов, обнаруживается на расстоянии 9 м от линии отрыва

максимальной шириной 0,5 м, на густо разбита трещинами радиального направления. Вторая – глубиной менее 0,2 м на расстоянии 9–15 м от линии отрыва и радиальных трещин здесь мало, третья система – длиной до 3 м и шириной менее 3 мм, где радиальные трещины вообще отсутствуют.

Вместе с тем имеются сведения, что при взрывании вертикальных скважин трещины проявляются на расстояниях 30 м, а иногда и 60 м от последнего ряда скважин при их ширине 0,1–0,6 м и длиной 10–15 м, но с удалением их ширина уменьшается, как и их длина. При использовании вертикальных скважин диаметром 200–250 мм нарушения прослеживаются на расстоянии до 70–75 м.

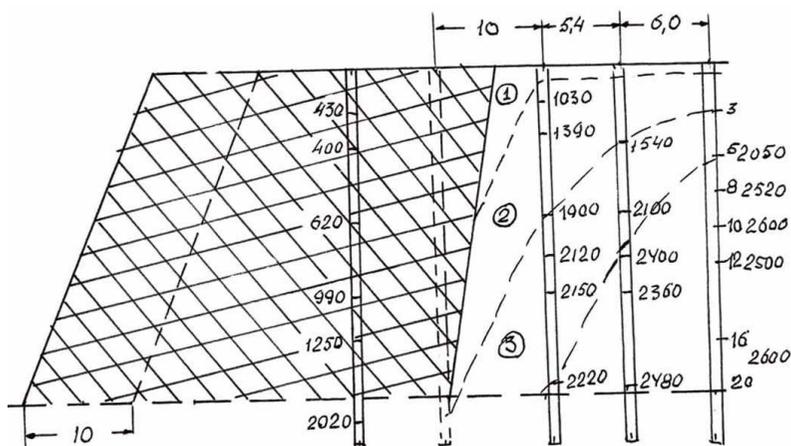


Рис. 3.19. Изменение прочности смежного с взрываемым массива по критерию C_p .

Постепенное исчезновение радиальных трещин свидетельствует о снижении интенсивности тангенциальных растягивающих напряжений. Чем слабее породы, тем дальше от линии отрыва отстоят все системы трещин, а последняя может оказаться на расстоянии до 60 м.

Обращает на себя внимание тот факт, что остаточные деформации в виде трещин находятся в прямой зависимости от диаметра зарядов. Так, зона дробления полностью соответствует W , зона больших заколов с трещинами шириной более 3 мм – $1,5W$, зона мелких трещин до 3 мм – $3,5-4W$, а зона микротрещин до 8– $10W$. Если иметь в виду, что $W=f(d)$, то совершенно понятна прямая зависимость от диаметра заряда, характера и интенсивности зон трещинообразования в тыл массива, в целом характеризующая степень разупрочнения его в результате взрывов на соседних участках.

3.6.2. Взрывное нагружение и напряженно-деформированное состояние массива горных пород

Массив горных пород в карьере обрабатывается в результате многочисленных взрывов, таким образом он подвергается систематическим периодическим нагружениям до производства основного взрыва по отделению и дроблению определенного объема недр. Каждый очередной участок до его взрывания уже предварительно напряжен. Результатом подобной технологии подготовки и выемки крепких пород является постоянно изменяющееся напряженно-деформированное состояние массива, оперативные способы оценки которого до сих пор не разработаны.

Предварительное нагружение должно привести к снижению прочности, так согласно предел прочности, например, мрамора оказался меньше, чем при статическим нагружении и составил всего 100–700 кгс/см² вместо 700–800 кгс/см², что видимо объясняется концентрацией напряжений у макро- и микродефектов и дислокаций, и для разрушения такого образца требуется существенно меньше энергии.

При предварительном нагружении горных пород создаются условия для повышения КПД взрыва, причем это уже наблюдается при различном соотношении скорости детонации D_n удлинённого заряда и скорости волны напряжений C_p . Если, например, $D_n < C_p$, то ударная волна обгоняет фронт детонации, т.е. вокруг непродетонировавшего заряда ВВ порода находится в напряженно-деформированном состоянии и передача энергии волны последующих порций детонации ВВ происходит в напряженную среду с усилением ударной волны. Эксперименты показывают, что при $D_n > C_p$ со стороны инициатора куски более крупные, а сама зона дробления более узкая (клин вверх), с противоположной стороны куски более мелкие и зона более широкая.

Поскольку на карьерах взрывная подготовка горной массы производится при многорядном расположении скважин, то действие такого взрыва даже при КЗВ можно рассматривать как взрыв в полупространстве с одной обнаженной поверхностью, особенно для последнего ряда зарядов. Тогда можно выделить зону сжатия вблизи заряда и за ней зону пластических деформаций, обе они находятся в пределах 3–5 радиусов заряда R_0 .

Зона от 3 до 20 R_0 – является зоной первичного трещинообразования, где порода разрушается под воздействием

тангенциальной составляющей растягивающих напряжений с величиной больше предела прочности на растяжение.

Зона в пределах $15-20 R_0$ не вызывает трещинообразования пока волна напряжений не достигнет обнаженной поверхности, а поскольку ее нет, то растягивающие напряжения меньше предела прочности и после воздействия волны естественные трещины смыкаются, и массив можно рассматривать как сплошную среду, но с дефектами. Если же обнаженная поверхность находится на расстоянии до $100 R_0$, то волна может вызвать разрушения в момент отражения от обнаженной поверхности, так как она в точке отражения является волной растяжения и у поверхности предел прочности растяжению меньше предела прочности на растяжение в безграничной среде, т.е. образуется откольная воронка при большом расстоянии до обнаженной поверхности, а при расстояниях ($40-60 R_0$) – образуется взрывная воронка.

За линией взрывных скважин образуются трещины и заколы. Разрушение в тыл массива за линией последнего ряда на поверхности достигает $200 R_0$, на уровне подошвы уступа, до $40 R_0$ – при высоких уступах и до $60 R_0$ – при низких, а в сторону перебура – на $10-15 R_0$ ниже его. Это объясняется большими смещениями и они тем больше, чем больше масса и число одновременно взрываемых зарядов.

Эксперименты показали, что объем трещин или трещинная пустотность после воздействия взрыва за линией последнего ряда скважин увеличивается, достигая $2-10\%$. На расстоянии более $90 R_0$ при массовой отбойке энергии достаточно для образования трещин и заколов. Обычно они видны на поверхности уступа, их длина $25-30$ м на глубину они уходят на $2/3$ уступа, что иллюстрируется рис. 3.20. Экспериментами, проведенными А.Н. Ханукаевым, определены скорости смещения в глубине массива путем установки вибрографов в скважинах на глубине $4,5$ м.

На границе трещинообразования замеры значения скоростей в глубине оказались меньше, чем на поверхности. На расстоянии $25-30$ м скорости в глубине и на поверхности находятся в соотношении $V_{г\text{л}} = (0,5-0,6) V_{п\text{ов.}}$, а на расстоянии более 30 м – $V_{г\text{л}} = (0,3-0,4) V_{п\text{ов.}}$, о чем свидетельствует распределение поля скоростей, построенного по результатам экспериментальных взрывов.

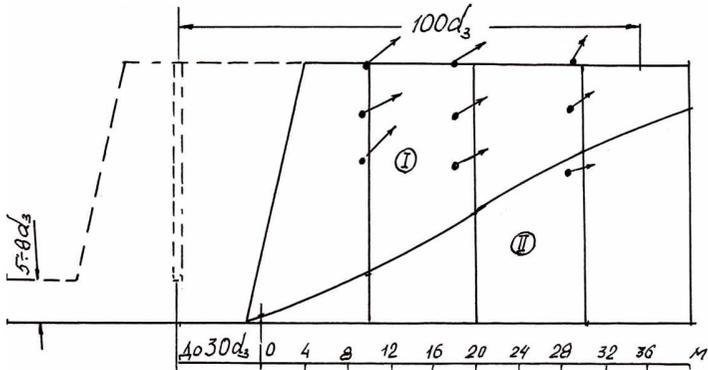


Рис 3.20. Схема распространения трещин в прилегающем массиве к взрываемому.

Нами также выполнен трудоемкий эксперимент по взрыванию объемной модели, сложенной из эквивалентного материала различной окраски (рис. 3.21). В модели располагалось 25 скважин в пяти рядах по 5 штук в ряду. Весь процесс взрыва и смещения массива фиксировался камерой СКС-1м сквозь прозрачную стенку оргстекла. Скважины у прозрачной стенки располагались в 5 см, масштаб моделирования составлял 1/75. В методику включены взрывы на обнаженную боковую поверхность и на буфер.

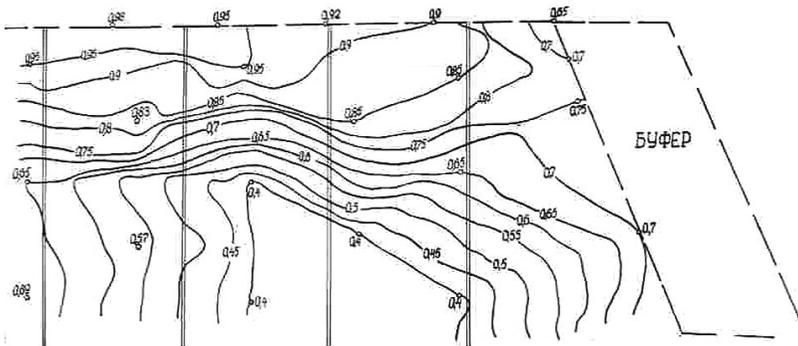


Рис. 3.21. Распределение поля скоростей внутри модели и на поверхности при взрывании на буфер.

Анализ кино-фотодокументов и определение по ним скоростей смещений масс показал, что они закономерно уменьшаются от обнаженных поверхностей вглубь массива, хотя характер поля скоростей при взрывании на буфер и на обнаженную поверхность различный (рис. 3.22).

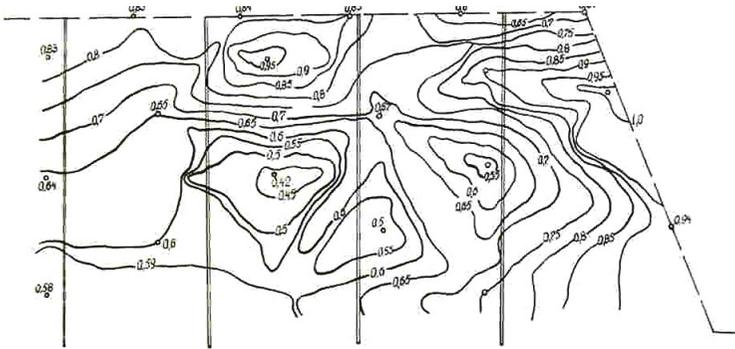


Рис. 3.22. Поле скоростей при взрывании на свободную поверхность откоса.

Уменьшение величин скоростей вглубь объясняется изменением условий воздействия волны напряжений на массив. С увеличением глубины они приближаются к условиям безграничной среды, когда скорости вдвое меньше, чем на обнаженных поверхностях.

В.Н. Мосинец рассматривает взрыв заряда в среде как очаг сейсмических колебаний и выделяет три зоны:

- зону пластического течения и интенсивного сжатия в $3-7 R_0$, что вполне соответствует первой зоне, отмеченной А.Н. Ханукаевым;
- зону упруго-пластических деформаций до $120-150 R_0$, что по существу охватывает все зоны, выделенные А.Н. Ханукаевым;
- зону упругих деформаций более $150 R_0$.

Совершенно очевидно, что абсолютные размеры зон будут зависеть от радиуса очага сейсмических колебаний. В пределах этого радиуса разделения импульса взрыва на волна различных типов еще

не происходит, т.е. волновую характеристику среды можно оценивать по скорости продольной волны C_p . Этот радиус определяют как:

$$R = 60\sqrt[3]{Q} \sqrt{\frac{10^7}{\rho C_p}},$$

где ρC_p – акустическая жесткость породы; Q – масса заряда.

Известно, что распространение упругих сейсмических волн характеризуется скоростью массового смещения среды U (см/с), периодом колебаний T (с), которым можно установить амплитуду смещения S (см), ускорение j (см/с²) и энергию сейсмического колебания W_s (кгм). Общепринятыми критериями интенсивности сейсмических колебаний являются скорость U и энергия W_s :

$$W_s = \int_0^T U^2 dt$$

Анализ волновой картины действия взрыва в горных породах показал, что в области воздействия ударной волны, соответствующей развитию пластических деформаций, затухание напряжений пропорционально $1/R^3$, в области упругопластических волн – $1/R^2$, а в области сейсмических – $1/R$. Интенсивное затухание в первых двух ближних зонах со значительным потреблением энергии предопределяет факт, что в сейсмическую волну переходит до 1% потенциальной энергии ВВ Q_v . Если учесть, что на разрушение расходуется всего 6% этой энергии, то 1% – это достаточный повод, чтобы искать пути использования его части.

Первая зона трещин, совпадающая с зоной активного разрушения определяется как

$$R_1 \leq 1,25\sqrt[3]{\frac{QQ_v}{\rho C_p}},$$

где Q – масса ВВ в заряде, при условии, что критическое значение энергии ВВ, т.е. удельный расход составит:

$$q = \frac{0,125\rho C_p}{Q_v},$$

Вторая зона, где генерируется волна сдвига и где происходит смыкание кольцевых и радиальных трещин, но находящаяся в области регулируемого дробления находится в пределах:

$$1,25_3\sqrt{\frac{QQ_v}{\rho C_p}} \leq R_2 \leq 2,65_3\sqrt{\frac{QQ_v}{\rho C_p}}$$

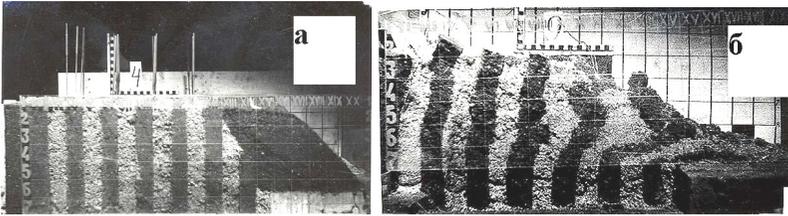


Рис. 3.23. Модель до и после взрыва при вертикальном залегании слоев: б – взрыв на свободную поверхность откоса, а – взрыв на буфер.

Третья зона связана с формированием упругих деформаций:

$$R_3 \geq 2,65_3\sqrt{\frac{QQ_v}{\rho C_p}}$$

Все три названные выше зоны являются источниками сейсмических колебаний. Четвертая зона – формирования поверхностных и сдвиговых волн – определяется глубиной заложения заряда и является четвертым источником сейсмических колебаний. Эти четыре зоны определяются соответствующими радиусами:

$$- \text{дробления } R_{др} = \sqrt{\frac{C_s}{C_h}} \sqrt[3]{Q},$$

– трещинообразования $R_{mp} = \sqrt{\frac{C_p}{C_s}} \sqrt[3]{Q}$,

– наибольших сдвиговых деформаций $R_{co} = \frac{\sqrt{C_s}}{10} \sqrt[3]{Q}$,

– отсутствия остаточных деформаций $R_{yn} = \frac{\sqrt{C_p}}{10} \sqrt{Q}$.

Напряженно-деформированное состояние, связанное с образованием соответствующих зон, характеризуется также различными остаточными деформациями различной интенсивности, например, зонами разрушения, заколами, сдвигами. Эти явления находятся в прямой зависимости от энергии взрыва и обратно пропорциональны свойствам среды.

3.6.3. Интенсивность напряженно-деформированного состояния и разрушаемость горных пород

Взрывные работы, производимые на карьере применительно к времени нагружения окружающих массив участков, можно рассматривать как одномоментно нагруженные, в том числе и в случае короткозамедленного взрывания, а также как периодически нагруженные от одного массового взрыва к другому.

В этой связи целесообразно проанализировать имеющийся экспериментальный материал, в том числе, полученный в лабораторных условиях, с позиций разупрочнения массива горных пород.

Горные породы, подвергнутые нагружению до стадии разрушения приобретают свойство усталости, степень которого находится в прямой зависимости от усилий предварительного нагружения и их частоты. Для подтверждения эффекта усталости, возникающего под действием периодических взрывных нагрузок, выполнены лабораторные эксперименты. Образцы прямоугольной формы и цилиндры из железистых кварцитов, бетона, и песчаников подвергались взрывному нагружению. После каждого нагружения измеряли S_p с помощью прибора ДУК-20. Установлено, что с увеличением числа взрывных нагрузок S_p уменьшается в 1,5–2 раза. Одновременно определяли и деформационные характеристики ϵ , по

которым рассчитывали E и μ (рис. 3.24). Было установлено, что продольные деформации с увеличением числа взрывов от 1 до 5 снижаются и в зависимости от уровня предварительного нагружения, т.е. $\sigma_{\max}/\sigma_{\min}=K_n$ растут и более интенсивно чем больше K_n , а поперечные деформации от тех же факторов растут еще больше. Так, при $K_n=0,55$ при 1 взрыве и 5 взрывах $\epsilon_{\text{прод}}$ растут в 1,3 раза, а $\epsilon_{\text{поп}}$ – в 2,5 раза. Замечена также общая тенденция роста μ с увеличением числа взрывов и повышением K_n , а прочность пород уменьшается на 45–50%.

Экспериментально установлено, что после двукратного взрывного нагружения в образцах появляются микротрещины, но они не ориентированы (направлены в различных направлениях), а при последующем нагружении они расширяются и наблюдаются новые ветвящиеся трещины, т.е. образуется два вида дефектов:

- система незамкнутых микротрещин,
- система замкнутых микротрещин.

При взрывном дроблении первая не препятствует дроблению, а вторая препятствует. Следовательно, существует оптимум усталостного нагружения. Как показали эксперименты по определению среднего диаметра куска d_c после разрушения предварительно нагруженные образцов, лучший эффект был достигнут при 2–3 циклах. Также установлено, что лучший эффект усталостного нагружения реализуется при интервалах с замедлением до 4 мс и напряженно-деформированное состояние должно отражаться на взрываемости горных пород, выраженной через удельный расход ВВ. Следует иметь в виду, что если в результате предыдущих взрывов в массиве накапливаются дефекты, то это должно быть поводом для снижения удельного расхода ВВ для последующих взрывов. Это предположение подтверждается сведениями, опубликованными в нескольких работах. С увеличением напряженно-деформированного состояния (НДС) массива для угольных месторождений q уменьшается на 17%, на рудниках Кривбасса с увеличением глубины горных работ и увеличением ширины очистного пространства q на отбойку падает, а при ведении добычных работ q с глубиной растет.

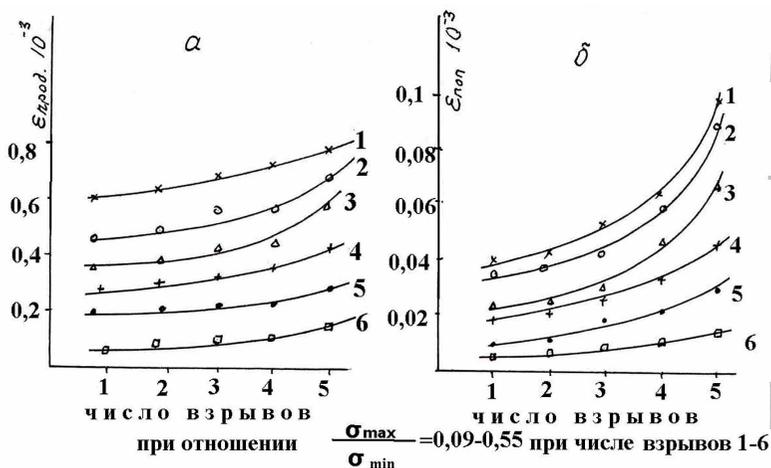


Рис. 3.24. Изменение максимальных продольных (а) и поперечных (б) деформаций в зависимости от числа предварительных взрывов в магматитовых кварцитах.

Для определения влияния уровня напряженности среды на характер разрушения и степень дробления проведены экспериментальные работы при различной степени нагружения образцов из оргстекла, песчано-цементных блоках и др. Статическая нагрузка создавалась гидравлическим прессом от 2000 до $5 \cdot 10^4$ Н. При площади грани $7,2 \text{ см}^2$ напряжения изменялись от 3 до 70 МПа при временном сопротивлении сжатию оргстекла 100 МПа, т.е. коэффициент напряженности изменялся соответственно от 0,03, 0,1, 0,2 и до 0,7. После взрывания зарядами ТЭНа 75, 100, 200 мг, т.е. при $q=3, 3,6$ и $5,1 \text{ мг/см}^3$ определялся грансостав. Установлено, что:

1. Интенсивность НДС среды ухудшает ее разрушаемость, поскольку трещины распространяются в направлении сжимающих напряжений.

2. В случае перенапряжения, т.е. при коэффициенте 0,6 и более наблюдается увеличение интенсивности разрушения.

Следовательно, существует некоторый оптимум напряженности, влияющий на результат дробления.

В свое время в институте АрмНИИПРОЦВЕТМЕТ на ударном копре было проверено изменение механических характеристик образцов медно-молибденовых руд при сбрасывании на них груза с различной высоты. Поскольку энергия удара изменялась так, чтобы в образцах не появлялось трещин, то они все нагружались с различной интенсивностью. Установлено, что после такого нагружения имеется прямая связь между прочностью и энергией удара.

Эксперименты по многократному взрывному нагружению образцов железистых кварцитов, выполненные в ИПКОНе АН РФ путем одного и трехкратного нагружения при неизменной общей энергии показали, что при этом увеличивается доля выхода мелких фракций, видимо, имеет место явление, соответствующее эффекту КЗВ. Заслуживают внимания и факты, изложенные в работе В.Н. Родионова, когда образца из канифоли подвергались нагружению с различными скоростями, в результате оказалось, что при высоких скоростях нагружения мелких фракций также было больше.

3.7. Технологические основы взрывных работ

3.7.1. Взрываемость горных пород

Взрывная подготовка горных пород к выемке в настоящее время пока остается единственно эффективным и оперативным способом, от которого зависит производительность горно-транспортного оборудования и мощность предприятия. Взрывные работы должны обеспечить:

- заданную степень дробления и проработку подошвы уступа;
- параметры развала взорванной горной массы;
- необходимое качество добываемого полезного ископаемого;
- заданные параметры откосов уступа и бортов карьера;
- минимальное сейсмическое воздействие и сохранность объектов;
- безопасность и эффективность работ.

Перечень этих основных требований, предъявляемых к взрывным работам, определяет методы и способы их исполнения, выбор важнейших параметров, в основе чего лежит понятие взрываемости горных пород и массивов.

Под взрываемостью здесь понимается способность системы «порода – типоразмер бурового станка – взрывчатое вещество» функционировать с результатом в виде достаточного качества подготовки горной массы к выемке при рациональных параметрах и оптимальных затратах энергии взрывчатого вещества.

Взрываемость, как технологическое свойство горных пород и массивов, зависит от их физико-механических свойств и структурных особенностей. В одних случаях большее влияние на взрываемость оказывают физико-механические характеристики, в других – структурные.

3.7.2 Оценка взрываемости по физико-механическим свойствам горных пород

Практика производства взрывных работ показывает, что масса одного заряда рассчитывается с участием двух величин: удельного расхода ВВ и взрываемого объема. В таком случае удельный расход является оценкой степени взрываемости данной породы, а вернее конкретного массива.

Если обратиться к большинству справочных изданий и руководств по взрывным работам, то можно обнаружить, что, как правило, удельный расход q является функционалом от крепости пород. Следовательно, взрываемость также функционально зависит от физико-механических свойств пород. Вместе с тем, физико-механические свойства представлены широкой гаммой показателей, при этом не все в одинаковой мере оказывают влияние на разрушение массива горных пород взрывом.

Г.П. Демидюк выполнил ранжирование факторов, влияющих на эффект взрыва, в следующем порядке:

1. Прочностные свойства породы, обусловленные силами сцепления, сопротивлением сжатию, растяжению, сдвигу.
2. Сжимаемость и пористость, которыми связаны потери энергии на пластические деформации.
3. Вязкость, повышающая затраты энергии разрушения.
4. Плотность, определяющая затраты энергии на преодоление сил инерции.
5. Зернистость, слоистость, сланцеватость, т.е. структурные показатели, указывающие на количество различных дефектов.

6. Трещиноватость, также структурная характеристика, характеризующая нарушенность массива и облегчающая его разрушение, но препятствующая передаче взрывного импульса от одной отдельности к другой.

В.В. Ржевский и Г.Я. Новик предлагают оценивать трудность взрывания показателем, в который входят почти все из указанных факторов:

$$P_{ВВ} = 0,1k_T(\sigma_{СЖ} + \tau_{СДВ} + \sigma_P) + 40\gamma,$$

где k_T – коэффициент, учитывающий расход энергии взрыва на перемещение взорванной массы;

$\sigma_{СЖ}$, $\tau_{СДВ}$, σ_P – сопротивление породы сжатию, сдвигу и растяжению, соответственно;

γ – объемная масса породы.

Исходя из принятой к анализу системы «порода – станок – ВВ», можно выделить параметры, ответственные за разрушение для каждого из элементов системы.

1. Распределение зарядов в массиве пород: диаметр скважин, сопротивление по подошве, расстояние между зарядами в ряду и между рядами, коэффициент сближения, высота взрываемого слоя (уступа), полная глубина скважины, длина заряда, столб забойки, вместимость ВВ в 1 м скважины.

2. Состояние взрываемой среды: коэффициент крепости, прочность на сжатие, сдвиг и растяжение, модуль всестороннего сжатия, динамическая жесткость, скорость деформации, коэффициент трещиноватости, модуль упругости, объемная масса породы, коэффициент разрыхления.

3. Параметры заряда ВВ: удельный расход ВВ, скорость детонации, теплота взрыва, количество и давление продуктов взрыва, импульс взрыва, плотность заряжания, масса заряда.

Рассмотрим физическую сущность объемной формулы Вобана и Де-Виля, связывающую массу $ВВ$ Q и взрываемый объем V с помощью удельного расхода $ВВ$ q :

$$Q=qV.$$

В данном случае Q представляет собой количество энергии, необходимое для разрушения данного объема до требуемого качества. Тогда удельный расход выполняет роль коэффициента пропорциональности между энергией и нагрузкой и отражающий прочностные и инерционные свойства пород массива. Вместе с тем известно, что в зависимости от требований к качеству и степени дробления взрывом, в свою очередь зависящих от возможностей погрузочно-выемочного оборудования или размеров приемных отверстий дробилок, удельный расход может изменяться в довольно широких пределах для одного и того же массива. Иногда к этим требованиям добавляется регламент по ширине развала. Эти важнейшие требования позволяют условно представить общий удельный расход в виде:

$$q=q_1+q_2\pm q_3,$$

где q_1 – удельный расход на дробление, необходимое для производительной работы погрузочно-выемочного оборудования;

q_2 – составляющая удельного расхода, учитывающая требования дробильно-сортировочного оборудования;

q_3 – составляющая удельного расхода, учитывающая размеры и состояние развала горной массы.

При постоянных диаметре скважин и высоте уступа удельный расход регулируется сеткой скважин, т.е. величиной нагрузки на заряд. Тогда удельный расход как показатель взрываемости и взрываемый объем в равной степени адекватны прочностным свойствам пород. Эту связь И.А. Тангаев сформулировал так: объем разрушаемой породы обратно пропорционален ее сопротивлению действию взрыва, при котором расчет параметров буровзрывных работ будет зависеть только от точности оценки прочностных свойств массива.

Ранее, при рассмотрении механизма разрушения пород и массивов действием взрыва, было установлена роль их структурных особенностей в этом процессе. Трещиноватость, как известно,

формирует величину акустической жесткости $A = \rho C_p$ и, следовательно, степень трещиноватости способствует или препятствует прохождению энергии волн напряжений, определяющей эффект разрушения. Известно, что при разрушении массива взрывом он на 65–70% распадается по имеющимся трещинам на отдельности и только в 25–30% случаев наблюдается свежий излом. Это свидетельствует о том, что по скорости звука в массиве можно оценивать трещиноватость и, значит, устанавливать его взрываемость.

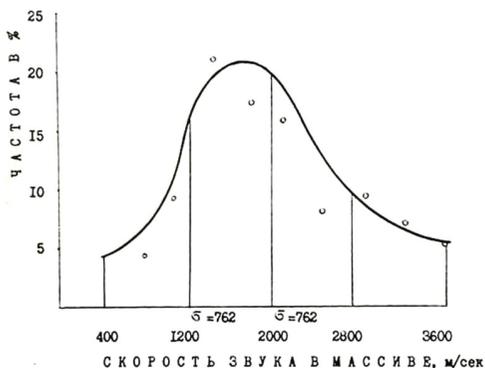
Если измерять количество трещин в массиве на единицу длины обнажения, то индекс трещиноватости получим:

$$i = n/L.$$

Но поскольку скорость звука в массиве обратно пропорциональна количеству трещин, то связь между ними выражается как:

$$i = 0,434C_p - 0,25.$$

В целом скорость звука в массиве является характеристикой не только его прочностных свойств, но и является более общим показателем состояния массива относительно механических воздействий на него. При таком подходе к роли скорости звука следует ожидать наличие корреляционной связи его с удельным расходом ВВ, напрямую связанным с взрываемостью. Для доказательства этого на Коунрадском карьере выполнено



прозвучивание девяти промышленных блоков с числом рядов скважин от 3 до 6 при общем фронте измерений более 1500 м. В результате получено распределение величин скорости звука, показанное на рис. 3.25. Ранее аналогичное распределение пород по

Рис. 3.25. Распределение скоростей продольных волн в массивах Коунрадского карьера.

величине C_p было обнаружено и на Кальмакырском карьере. Одновременно был выполнен анализ параметров буровзрывных работ по паспортам за период 20 лет.

По его результатам также выявлен характер распределения пород карьера по удельному расходу ВВ (рис. 3.26).

Сравнение распределений по двум параметрам свидетельствует об их полной идентичности. Подвергнув экспериментальные данные корреляционному анализу, установлена связь между анализируемыми показателями для пород Коунрадского и аналогичных ему карьеров:

$$q = 0,25C_p^{0,72} + 0,05.$$

На момент исследовательских работ в качестве ВВ использовали промышленные ВВ с удельной энергией 4,2 МДж/кг. Следует отметить, что данная формула пригодна для набора пород Коунрадского и схожих с ним месторождений, т.е. конкретный вид уравнения зависит от генезиса месторождения и горных пород.

Несмотря на то, что тенденция выявлена верно, она все же не может учесть существенных особенностей конкретных пород и их свойств.

Возможность использования сейсмоакустического метода для оценки взрываемости массивов горных пород все же ограничена вследствие низкой его оперативности, а также отсутствием на предприятиях соответствующей аппаратуры. Кроме того, использование метода возможно на полностью обуренном участке по определенной сетке скважин. Это значит, что

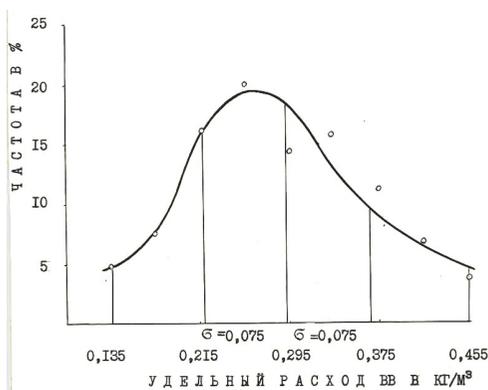


Рис. 3.26. Распределение пород Коунрадского карьера по удельному расходу ВВ.

обуренном участке по определенной сетке скважин. Это значит, что

в таком случае управление разрушением возможно только изменением массы заряда, т.е. удельного расхода ВВ для каждой скважины.

Многолетние исследования связи акустических свойств массивов пород с их взрываемостью, выраженной удельным расходом ВВ, показали, что теснота связи и результаты взрыва во многом зависят от генезиса пород. В частности, для магматических пород и части метаморфических установлено корреляционное выражение имеет довольно высокий коэффициент корреляции, достигая 0,82. Что же касается метаморфизованных осадочных пород – то здесь они ниже – 0,72, и особенно это видно на примере взрывания мраморов, кристаллических известняков, ороговикованных песчаников и других пород с заметно высокой вязкостью.

3.7.3. Энергетические основы оценки взрываемости горных пород

Недостатки установления взрываемости пород массива по прочности или по акустическим свойствам состоят в основном в следующем.

1. Низкая оперативность и необходимость использования методов и средств, не вписывающихся в технологические схемы разработки массива.

2. Необходимость систематического районирования (выделения площадей в карьерном поле) по взрываемости, т.е. установления для выделенных участков фиксированной сетки скважин и, следовательно, удельного расхода ВВ. Для месторождений в высокой переменяемости пород сложно добиться эффективного районирования.

3. Необходимость постоянной корректировки удельного расхода ВВ в зависимости от наличия вещественных полей (воды, растворов, газов, полостей) в массивах пород в пределах карьерного поля, которые оказывают существенное влияние на величину

скорости продольной волны и возможность передачи волн напряжений.

Главной идеей, побудившей исследовать энергетические связи между различными способами разрушения, явилось замечание М.М. Протодьяконова о том, что если одна порода крепче другой в отношении, например, бурения, то и при взрывании она также крепче в таком же отношении. Л.И. Барон, имея в виду это высказывание М.М. Протодьяконова, также указывал на наличие корреляционной связи между коэффициентом крепости и технологическими показателями, такими как бурение (буримость), удельный расход

ВВ (взрываемость) и т.п. Эта концепция в преломлении к буримости и взрываемости означает, что если для какой-либо породы будут высоки затраты энергии на бурение, для нее же будут адекватны энергозатраты и на взрывание.

Таким образом, необходимо установить корреляционные связи между энергоемкостью бурения и скоростью звука в массиве с одной стороны, и между удельным расходом ВВ и удельной энергоемкостью бурения – с другой.

Такие комплексные исследования по измерению энергоемкости бурения и скорости звука в промежутках между пробуренными скважинами, а в итоге и назначении соответствующего удельного расхода ВВ, были выполнены по Кальмакырскому, Коунрадскому, Саякскому, Кутессайскому, Сорскому, Инкурскому карьерам и на известковом карьере «Южная гряда» Кантского цементно-шиферного комбината.

Установление корреляционной связи между величинами скорости звука в массиве и удельной энергоемкостью бурения (см. часть 1) условие необходимое, но не достаточное для использования удельной энергоемкости в качестве критерия взрываемости пород. Таким достаточным условием, на наш взгляд, является доказательство связи между удельной энергоемкостью бурения и удельной энергоемкостью взрывного разрушения.

Сравнение удельных энергоемкостей бурения и взрывного разрушения на ряде месторождений в различных по крепости породах приведено в табл. 3.5, заимствованной из книги И.А. Тангаева, в которую внесены наши добавления.

Эффект взрывного разрушения в свою очередь оценивается по качеству дробления (средний размер куска, выход негабарита, а

также по удельным затратам времени на погрузку 1 м³ горной массы экскаваторами).

Используя данные табл. 3.5 и результаты наших исследований на Коунрадском и Саякском карьерах, связь между удельной энергоемкостью взрывания и бурения была определена в виде:

$$q_{BB} = 0,24e + 0,15, \quad (3.47)$$

где e – удельная энергоемкость бурения, кВтч/м.

Применительно к системе СИ, то же соотношение преобразуется к виду:

$$q_{BB} = 0,013e_1 + 0,63, \quad (3.48)$$

где e_1 – удельная энергоемкость взрывного разрушения, МДж/м³.

Эта формула не учитывает степень дробления, т.е. соотношение среднего размера отдельности в массиве и среднего кондиционного куска:

$$\psi = \frac{d_{\sigma}}{d_c}. \quad (3.49)$$

Таблица 3.5

Распределение горных пород по крепости и удельной энергоемкости бурения и взрывного разрушения

Порода, карьер	Коэффициент крепости	Категория крепости по е ЦБПНТ	Удельная энергоемкость бурения		Средний удельный расход, кг/м ³	Средний удельный расход энергии МДЖ/м ³
			кВтч/м	кВтч/м ³		
1	2	3	4	5	6	7
Каолинизированные вторичные кварциты (Коунрад)	4-7	VI	0,5-0,7	11-15	0,22	0,925
Каолинизированные гранодиориты	4-5	VII	0,6-0,9	13-20	0,25	1,050

(Кальмакыр)	7-10	VII	0,7-0,9	15-20	0,33	1,390
Вторичные кварциты по эффузивам (Коунрад)	6-10	VIII-IX	1,0-1,8	22-40	0,45	1,890
Мрамор кристаллический серый (Саяк-1)	9	VIII-IX	1,0-1,2	22-26	0,45	1,890
Песчаники (Саяк-1)	8-12	IX-X	1,0-1,3	22-28	0,40	1,680
Каолинизированные сиенит-диориты (Кальмакыр)	12-13	IX-X	1,2-1,4	26-30	0,40	1,680
Вторичные кварциты по лавам (Коунрад)	12	X-XI	1,0-1,3	22-28	0,35	1,470
Вторичные кварциты по гранодиоритам (Коунрад)	10-12	XI-XII	1,4-1,8	30-39	0,45	1,890
Скарны гранатовые (Саяк-1)	12-14	XI-XIV	1,6-1,8	35-39	0,45	1,890
Вторичные кварциты (Кальмакыр)	12-15	XII-XIII	1,5-2,5	32-55	0,55	2,310
Туфоалевролиты (Саяк-1)	14-15	XII-XIII	1,8-2,0	39-43	0,50	2,200
Вторичные кварциты по гранодиоритам монолитные (Коунрад)						

Продолжение таблицы 3.5.

1	12-16	XIII	1,8-2,1	39-46	0,50	2,100
Вторичные кварциты монолитные (Кальмакыр)	12-14	XIII	2,1-2,3	43-50	0,55	2,310
Сиениты крупноблочные (Кальмакыр)	15-17	XIV-XV	2,0-2,4	43-52	0,60	2,520
Гранодиорит порфиры (Коунрад)	17 17-18	XV-XVI XV-XVI	2,5-3,5 3,5-4,0	55-76 76-87	0,60 0,70	2,520 2,940
Гранодиориты (Саяк-1)						
Дайки диоритовых порфиритов (Саяк-1)	20	XV-XVI	3,0-4,0	65-87	0,75	3,150
Ороговикованные песчаники (Саяк-1)	12-20	XVI-XVII	4,0-5,5	87-120	0,80	3,360
Ороговикованные туфоалевролиты (Саяк-1)	6-8	VIII-IX XI-XII XII-XIII	1,0-1,1	22-24	0,40	1,680
Песчаники на известковом цементе (ЦГОК)	8-10	XI-XII	1,4-1,8	30-39	0,45	1,890
Хлоритовые сланцы (ЦГОК)	8-10	XIII-XV	1,8-2,3	39-50	0,55	2,310
Аспидные сланцы (ЦГОК)	10-14		1,6-2,0	35-44	0,50	2,100
Карбонатно-магнетитовые роговики (ЦГОК)	16-20		2,4-3,2	52-70	0,65	2,730
Мартиито-гематитовые роговики (ЦГОК)						

Заметим, что нами установлена связь между энергоемкостью бурения и индексом трещиноватости:

$$e = 0,25 \cdot e^{n_{3i}}.$$

Здесь “e” – основание натурального логарифма.

Вполне очевидно, что степень дробления связана в удельным расходом ВВ эмпирическим выражением:

$$d_c = \frac{0,12}{q - 0,16},$$

где q – удельный расход, кг/м³.

Кроме того, известно, что инерционность массива, т.е. сопротивление его смещению пропорционально объемной массе γ , тогда удельный расход взрывной энергии с учетом этих поправок выразится как:

$$q_{ВВ} = 0,013e + 0,63 \cdot \frac{\gamma}{2,6} \cdot \frac{d_{\sigma}}{d_c}, \quad (3.50)$$

где 2,6 – средняя объемная масса горных пород.

В формулу входит средний размер раздробленного взрывом куска, т.е. он характеризует среднюю вновь образованную поверхность, которую В.К. Березин и В.Ф. Ведтин рекомендуют определять по соотношению:

$$S = 6 \cdot \pi \cdot l_3 \cdot \frac{R^2}{d_c}, \quad (3.51)$$

где l_3 – длина заряда; R – расстояние от центра заряда.

Как известно, площадь вновь образованной поверхности пропорциональна энергии заряда, величина которой отражается на среднем размере куска согласно расчетам О.Е. Власова и А.А. Смирнова:

$$d_c = [\sigma] R^2 \sqrt{\frac{2 \cdot \gamma \cdot \pi}{d_3 \cdot E}}, \quad (3.52)$$

где $[\sigma]$ – прочность породы; R – расстояние между центрами скважин; γ – плотность породы; d_3 – диаметр заряда; E – энергия заряда.

Совместное решение двух соотношений относительно R^2 дает зависимость прочности породы и энергии взрыва:

$$S = 6 \cdot \pi \cdot l_3 \frac{1}{[\sigma]} \sqrt{\frac{r_3 \cdot E \cdot \pi}{2 \cdot \gamma}}. \quad (3.53)$$

Если обратиться к соотношениям (3.47), (3.48), (3.50) для установления взрываемости по величине удельного расхода ВВ, то например, при энергоемкости бурения в 1 кВт·ч/м или 3,6 МДж/м объемная энергия разрушения составит 77,7 МДж/м³, в то время как удельный расход ВВ должен быть равен 0,39 кг/м³ или приблизительно 1,65 МДж/м³. Поэтому прямое сопоставление затрат энергии на бурение и на взрывание не дает ответа на вопрос о зависимости энергозатрат по способам разрушения. Вероятно, это связано с необходимостью учета вновь образованной поверхности, полученной при выбурировании 1 м³ буровой мелочи и суммарной поверхностью, образующейся в 1 м³ взорванного массива.

Определим удельные затраты энергии на единицу образованной поверхности при условии, что диаметр скважин 250 мм, средний диаметр куска взорванной породы 0,25 м.

Воспользуемся формулой для расчета вновь образованной поверхности:

$$S = 6 \sum_1^n \frac{V_i}{d_i} - S_0.$$

или

$$S = 6 \sum_1^n \frac{P_i}{\rho_i \cdot d_i} - S_0,$$

где ρ_i , d_i – плотность и средний диаметр частиц при бурении и взрывании; P_i – масса частиц соответствующего класса крупности.

Взорванный объем в 1 м³ имеет массу 2 т при плотности 2,5 т/м³ расчетная поверхность составит 17,6 м². Выбуренная мелочь при среднем диаметре частиц 5 мм имеет массу 1,85 т, тогда вновь образованная поверхность составит 855 м².

Соотношение затрат энергии на бурение и взрывание должно быть равно соответствующим вновь образованным поверхностям, т.е.:

$$\frac{77,45}{1,65} = 47,0; \frac{855}{17,6} = 48,5.$$

Удельные затраты энергии на единицу поверхности при разрушении 1 м³ породы независимо от способа разрушения соответствуют:

$$\frac{1,65}{17,6} = 0,094 \text{ МДж/м}^2$$

$$\frac{17,75}{855} = 0,091 \text{ МДж/м}^2$$

Как видно, они практически равны, что, собственно и подтверждает выводы Ю.М. Мисника и К.А. Долгова о следующем: «...Удельная поверхностная энергоёмкость является физической константой горной породы, не зависящей от способа разрушения».

Производительность выемочного оборудования (экскаватора, фронтального погрузчика и др.) зависит не только от размеров среднего куска, но также и от коэффициента разрыхления взорванного развала, который в свою очередь определяется удельным расходом ВВ:

$$K_p = 1,57q^{0,19}$$

$$K_p = 1,57 \left(0,013e + 0,63 \frac{\gamma}{2,6} \cdot \frac{d_{\sigma}}{d_c} \right)^{0,19}$$

Наконец, чистое время погрузки 1 м³ горной массы также зависит от коэффициента разрыхления и размера среднего куска и изменяется согласно рис. 3.27.

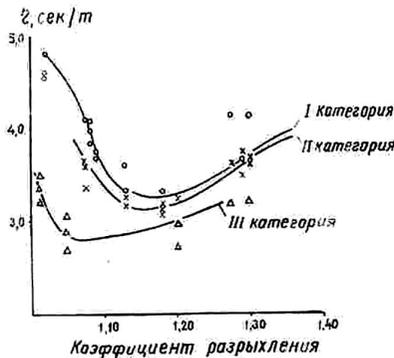


Рис. 3.27. Изменение чистого времени погрузки в зависимости от величины коэффициента разрыхления.

3.8. Технологические основы взрывных работ

Подробно технологические основы взрывных работ приводятся в книгах Б.Н. Кутузова «Разрушение горных пород взрывом», В.Н. Мосинца, А.Д. Пашкова, В.А. Латышева «Разрушение горных пород», П.Я. Таранова, А.Г. Гудзя «Разрушение горных пород взрывом», «Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности» и многих других. Здесь же освещаются самые важные вопросы технологии взрывных работ и общие зависимости между параметрами, от которых зависит эффективность разрушения.

Технологические основы взрывных работ включают в себя вопросы, связанные:

- с выбором типа ВВ;
- с установлением необходимого удельного расхода ВВ, в соответствии со взрываемостью пород и целями производства взрывных работ;
- с определением параметров буровзрывных работ и выбором рациональных коммутационных схем взрывания;
- с учетом особых и требований к результатам взрывных работ по качеству дробления и параметрам развала взорванной горной массы.

Выбор типа ВВ. Технологические свойства ВВ определяются бризантностью, работоспособностью, плотностью, водоустойчивостью, возможностью механизированного заряжания и энергетическими характеристиками. Область применения различных ВВ зависит от прочностных свойств пород массива и его структурных особенностей. При выборе типа ВВ учитывают как технологические, энергетические так и экономические факторы, включающие и стоимость бурения. Замена одного типа ВВ другим целесообразна при существовании неравенства:

$$\frac{C_{ВВ1} + C_{Б}}{Q_1} > \frac{C_{ВВ2} + C_{Б}}{Q_2},$$

где $C_{ВВ1}$, $C_{ВВ2}$ – стоимость 1 кг ВВ первого и второго типов;

Q_1 , Q_2 – теплота взрыва ВВ первого и второго типов;

$C_{Б}$ – удельная стоимость бурения для размещения 1 кг ВВ в скважине.

В практике взрывных работ используются не только промышленные ВВ, но и простейшие взрывчатые смеси, изготавливаемые на механизированных пунктах или непосредственно на месте применения. Они в основном предназначены для взрывания в легко- и средневзрываемых породах.

На карьерах применяют в основном электрический и бескапсюльный способы взрывания и очень редко – огневой. Средствами взрывания являются детонирующий шнур, СИНВ или система Нонель в различных комбинациях, при этом необходим промежуточный детонатор в виде шашек или патронов промышленных ВВ. Для обеспечения короткозамедленного или замедленного взрывания, как правило, используют соответствующие электродетонаторы и детонаторы из системы Нонель.

Для решения специальных и штатных задач при взрывании используют различные схемы монтажа взрывных сетей.

Параметры взрывных работ. К основным параметрам взрывной скважины относят: глубину, диаметр, угол наклона. От этих параметров, при прочих равных условиях, зависят размеры сетки скважин, вместимость ВВ в 1 м скважины, порядок взрывания и взорванный объем породы.

Глубина скважины, включающая и перебур, связана с высотой уступа:

$$L_C = \frac{(H_U + l_n)}{\sin \beta},$$

где H_U – высота уступа; l_n – величина перебура; β – угол наклона скважины к горизонту.

Величина перебура зависит от крепости пород и диаметра скважины d_c и обычно составляет:

$$l_n = (10 \div 15)d_c.$$

Длина заряда желательна максимальная, чтобы была меньше нерегулируемая зона дробления, а незаряжаемая часть оставлена под забойку, длина которой должна составлять:

$$l_3 = (15 \div 25)d_c.$$

Диаметр скважины должен обеспечивать размещение требуемого количества ВВ при установленной длине заряда $l = L_C - l_3$, при этом вместимость (кг/м) 1 м скважины составит:

$$P = 7,85d_c^2 \cdot \Delta,$$

где Δ – плотность заряжания, зависит от способа заряжания и самого ВВ.

По конструкции заряды могут быть сплошные или рассредоточенные забойкой или воздушным промежутком. Количество таких промежутков зависит от высоты уступа и может колебаться от 1 до 3, а их длина обычно равна 4–8 диаметрам скважины.

Расположение скважин на взрываемом участке в первую очередь зависит от их диаметра и плотности заряжания. Наиболее

ответственной величиной, от которой зависит проработка подошвы уступа, является сопротивление по подошве, которая определяется по эмпирической формуле:

$$W = 53K_B d_c \sqrt{\frac{\Delta \cdot K_{BB}}{\gamma \cdot m}},$$

где K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород в массиве и равный для легко- средне- и трудно взрываемых пород соответственно 1,2; 1,1; 1;

m – коэффициент сближения, как отношение расстояния между скважинами к величине сопротивления по подошве, который может колебаться в зависимости от степени взрываемости пород от 0,8 до 1,2.

В более общем виде величина сопротивления по подошве в функции диаметра скважин может составлять:

$W=(40-45)d_c$ – для легко взрываемых пород;

$W=(35-40)d_c$ – для пород средней взрываемости;

$W=(25-35)d_c$ – для трудно взрываемых пород.

Отсюда возможно определение расстояния между скважинами в ряду **а** и между рядами зарядов **в** при выбранном **m**.

Установленные основные параметры расположения зарядов в массиве и его взрываемость, позволяют определить массу зарядов по объемной формуле или ее модификациям:

$$Q = q_n V,$$

$$Q = p \cdot l_{зар} = p \cdot (L_c - l_3),$$

где q_n – проектный удельный расход ВВ;

p – вместимость ВВ в 1 м скважины;

$l_{зар}$ – длина заряда, которая не должна быть меньше, чем 0,8W.

L_c – длина скважины;

l_3 – длина забойки.

Важнейшими результатами взрывных работ являются: размер среднего куска, параметры развала взорванной горной массы и качество проработки подошвы уступа.

Размеры среднего куска обычно связаны с диаметром заряда и удельным расходом ВВ:

$$\bar{d} = d_c^{1,05}$$
$$\bar{d} = d_K \left(\frac{q_n}{q_\Phi} \right)^{2,5},$$

где q_Φ – фактический удельный расход ВВ; d_K – заданный (кондиционный) кусок.

Ширина развала горной массы приближенно может быть установлена по формулам:

– при однорядном взрывании

$$B_0 = K_B K_\beta H_U \sqrt{q_n},$$

где K_B – коэффициент, характеризующий взрываемость пород и соответственно равный для легко, средне- и трудовзрываемых пород 3 –3,5; 2,5–3; 2–2,5; $K_\beta = 1+0,5\sin 2(\pi/2-\beta)$ – коэффициент, учитывающий угол наклона скважин к горизонту.

– при многорядном короткозамедленном взрывании без буфера:

$$B_M = K_3 B_0 + b(n-1),$$

где K_3 – коэффициент дальности отброса взорванной породы,
зависящий от интервала замедления; b – расстояние между рядами
скважин; n – число рядов скважин.

Высота развала при однорядном взрывании составляет:

$$H_{раз} = \frac{2H_U WK_p}{B_0},$$

где K_p – коэффициент разрыхления взорванной породы.

В практике взрывных работ имеет место способ взрывания на неподобранный забой, т.е. на подпорную стенку (буфер), целью которого является управление шириной развала, а также качеством дробления при регулировании коэффициента разрыхления взорванной горной массы.

Ширина буфера по М.М. Друкованому определяется как:

$$W_{БФ} = K_{PB} \cdot W \left(\frac{\sqrt{2K_B q_n E Q_B}}{\sigma_{СЖ}} - 1 \right),$$

где K_{PB} – коэффициент разрыхления породы в буфере;

K_B – коэффициент, учитывающий взрываемость пород и равный 0,2 и 0,1 соответственно для легко- и средневзрываемых пород;

E – модуль упругости породы;

Q_B – теплота взрыва ВВ.

3.8.1. Контурное взрывание

Контурное взрывание представляет собой один из методов, обеспечивающих повышение устойчивости обнажений массивов горных пород путем снижения воздействия на них взрыва, а также получение ровных стенок горных выработок заданного профиля.

Метод применяется в горной промышленности, в гидротехническом и дорожном строительстве и везде там, где требуется относительно точное соблюдение выемочных контуров и сохранность сооружений.

Контурное взрывание предусматривает применение двух основных технологий:

- метод предварительного щелеобразования, это технология, не учитывающая наличие обнаженной (открытой) поверхности, при этом главным геометрическим параметром взрывания является расстояние между рядами скважин;
- метод контурной отбойки – технология взрывания системы зарядов с учетом влияния открытой поверхности, а главными параметрами являются расстояние между скважинами и уходка.

Оба этих метода предусматривают использование ВВ в

контурном ряду скважин. В западной литературе приводится также

метод контурного взрывания, когда в контурных рядах нет ВВ, т.е.

это по существу выделение охраняемой зоны с помощью часто

пробуренных скважин.

Применительно к общепринятым понятиям контурного взрывания его критерием считается минимальное отношение длины сохранившихся следов скважин на плоскости откоса к общей длине оконтуривающих скважин, и составляющее не менее 0,3.

Основными параметрами, формирующими условия контурного взрывания являются расстояние между зарядами, тип применяемого ВВ и плотность заряжения и конструкция заряда.

В целом, смысл предпринимаемых технологических решений состоит в том, чтобы исключить или снизить разрушающее действие

взрыва на охраняемый контур. Это достигается управлением названными выше параметрами с помощью специальных технологических приемов.

Принципиальное отличие методов предварительного щелеобразования и контурной отбойки заключается в том, что при методе контурной отбойки основным параметром является мощность амортизирующего слоя, разрушающегося под действием отраженных волн напряжений при взрыве предконтурных зарядов в сочетании со взрывом контурных зарядов. При методе предварительного щелеобразования амортизирующий слой разрушается исключительно отраженными волнами от взрыва предконтурных зарядов. В этом случае влияние открытой поверхности исключено.

Расчет некоторых параметров контурного взрывания.

Данный расчет представлен в книге В.В. Матвейчука и В.П. Чурсилова и применим при методе предварительного щелеобразования, при этом глубина контурных скважин должна быть равна глубине скважин рыхления, а в случае повышенных требований к сохранности откоса – глубже их на 10–12 Dz.

Наиболее ответственным параметром при контурном взрывании является расстояние между скважинами, которое можно определить, учитывая основные параметры как ВВ, так и характеристики породы:

$$a = k \cdot d \left(1 + 2^{\frac{1}{n}} \right) \left\{ \frac{2 \nu P_d \left(\frac{V_3}{V_c} \right)^X}{[\sigma_p (1 - \nu)(1 + c)]} \right\}^{\frac{1}{m}},$$

где $k = 0,95-1,2$ – коэффициент, учитывающий ориентацию естественной трещиноватости в массиве относительно плоскости оконтуривания;

d – диаметр скважин мм;

ν – коэффициент Пуассона;

P_d – детонационное давление в заряде ВВ Па;

V_3 – объем заряда ВВ в скважине, м³;

V_c – объем самой скважины, м³;

$X=1,17-1,25$ – показатель адиабаты;

σ_p – предел прочности при растяжении, Па;

c – безразмерный коэффициент;

m – степень затухания ударной волны в зоне разрушения;
 n – степень затухания в зоне образования трещины.
Последние два показателя можно определить из выражений:

$$m = \frac{2 + \nu}{1 - \nu};$$
$$n = \frac{2 - \nu}{1 - \nu}.$$

Детонационное давление связано со скоростью детонации и плотностью заряжения:

$$P_d = 10 \cdot \delta \cdot V_D \cdot \frac{1}{4g},$$

где δ – средняя плотность заряда ВВ в скважине, кг/м³;
 V_D – скорость детонации, м/с;
 $g = 9,81$ м/с².

Безразмерный параметр по существу представляет собой соотношение импедансов, который также определяется детонационными характеристиками и свойствами породы:

$$c = \frac{\delta \cdot V_D}{\gamma \cdot C_P},$$

где γ – плотность горной породы; C_p – скорость продольной волны в породе.

Пример расчета. Для породы с $\nu=0,26$, $\sigma_p=10$ МПа, и $\kappa=1,2$, $C_p=5650$ м/с, $\gamma = 3,6 \cdot 10^3$ г/см³ принят диаметр контурных скважин $d=75$ мм, плотность заряжения $V_3/V_c=0,8$, ВВ имеет скорость детонации $\nu d=4000$ м/с при плотности самого ВВ $\delta=1100$ кг/м³, с показателем адиабаты $\chi=1,2$. Определить расстояние между зарядами.

$$m = \frac{2 + 0,26}{(1 - 0,26)} = 2,35; n = \frac{2 - 0,26}{1 - 0,26} = 1,65$$

$$C = \frac{1100 \cdot 4000}{3,6 \cdot 10^3 \cdot 5650} = 0,22$$

$$P_d = \frac{10 \cdot 1100 \cdot 4000}{4 \cdot 9,81} = 4,5 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

$$a = 1,2 \cdot 0,075 \left(1 + 2^{\frac{1}{1,65}} \right) \left\{ \frac{2 \cdot 0,26 \cdot 4,5 \cdot 10^8 \cdot 0,8^{1,2}}{[101 \cdot 10^5] (1 - 0,26)(1 + 0,26)} \right\}^{\frac{1}{2,35}} = 2,15 \text{ м.}$$

Расчет параметров контурного взрывания можно выполнить на основании анализа волновых процессов.

Продольная волна движется в породе А плотностью $\rho_1=2,9$ т/м³ со скоростью $C_{p1}=4880$ м/с, обеспечивая напряжение $\sigma_1=70$ МПа. На пути волна встречает под углом 90° породу с плотностью $\rho_2=2,6$ т/м³ и $C_{p2}=3660$ м/с. Определить напряжение в отраженной и преломленной волнах.

1. Импедансы пород и их отношение равно:

$$n = \frac{\rho_1 \cdot C_{p1}}{\rho_2 \cdot C_{p2}} = \frac{2900 \cdot 4880}{2600 \cdot 3660} = 1,49$$

2. Напряжение в прошедшей волне составит:

$$\sigma_2 = 2\sigma_{1Б} \frac{1}{1+n} = \frac{2 \cdot 70}{1+1,49} \approx 56,3 \text{ МПа}.$$

3. Напряжение в отраженной волне составит:

$$\sigma_\tau = \sigma_1 \frac{1-n}{1+n} = \frac{70(1-1,49)}{1+1,49} = -13,7 \text{ МПа}.$$

Знак «-» означает напряжение растяжения.

Иногда возникает задача определения диаметра контурного заряда (скважины). Поэтапно она решается следующим образом.

1. По условиям обеспечения заданной разрыхляемости и надежной проработки подошвы уступа диаметр заряда вычисляется как:

$$d_C = 9H + 35,5K_p + 33,5F - 195,$$

где H – высота уступа, м; K_p – коэффициент разрыхления; F – группа породы по СНИП.

2. По условию равенства производительности бурового станка и экскаватора по горной массе вычисляется как:

$$d_C = 100\sqrt{E_3},$$

где E_3 – емкость ковша экскаватора.

3. Согласование скорости детонации с физико-механическими свойствами пород производится по соотношению:

$$D = \sqrt{\rho \cdot f \cdot A},$$

где ρ – плотность породы; f – коэффициент крепости; A – акустический коэффициент трещиноватости, равный:

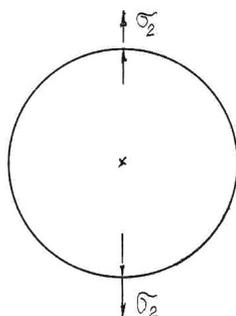
F(СНИП)	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI
A	0,10	0,15	0,20	0,25	0,30	0,40	0,50	0,60	0,80

4. Длина забойки связана с диаметром скважины и высотой развала H_p :

$$l_3 = 20d_c - 0,2H_p - 1,5.$$

5. Величина рационального интервала замедления по условию дробления определяется как:

$$t_3 = 40 + 2H - 2,5F - 10K_p.$$



При контурном взрывании расстояние между скважинами (зарядами) зависит также от уровня передачи давления от заряда к породе. Рассмотрим задачу по определению давления. Заряд A плотно

Рис. 3.28. Схема к расчету давления на стенки скважины.

прилегают к стенкам скважины диаметром 200 мм при плотности заряжения $\rho_0=1000 \text{ кг/м}^3$, плотность породы $\rho_n=3,5 \text{ т/м}^3$. Определить напряжение в породе, если скорость детонации ВВ $u_d=4000 \text{ м/с}$, а скорость продольной волны в породе $C_p=6000 \text{ м/с}$.

1. Напряжение в прошедшей волне:

$$\sigma_2 = \sigma_1 \frac{1}{1+n},$$

В данном случае σ_1 соответствует детонационному давлению P_d , тогда имеем:

$$\sigma_2 = \frac{2 \cdot P_d}{1 + \frac{u_D \cdot \rho_0}{C_p \cdot \rho_n}}.$$

2. Детонационное давление определяется по известной формуле и при приведенных выше данных детонационное давление окажется равным:

$$P_D = \frac{\rho_0 u_D^2}{4} = \frac{1000 \cdot 4000^2}{4} = 4 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

Тогда напряжение в породе составит:

$$\sigma_2 = \frac{2 \cdot 4 \cdot 10^3 \cdot 6000 \cdot 3500}{6000 \cdot 3500 + 4000 \cdot 1000} = 6,82 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

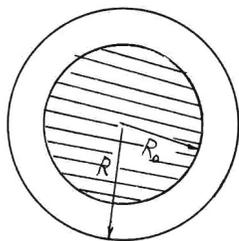


Рис. 3.29. Схема к расчету давления на стенки скважины при гирляндном заряде.

В том случае, если заряд представлен гирляндой, расчет примет иной вид. При диаметре заряда 50 мм и плотности $\rho_0=1100$ кг/м³, скорости детонации $u_d=4000$ м/с, температуре взрыва $T=2900^\circ\text{C}$, показателе адиабаты $\psi=1,3$ и диаметре скважины 75 мм в породе плотностью $\rho_n=2600$ кг/м³ и скорости звука в ней $C_p=6000$ м/с, определим давление в прошедшей волне.

1. Давление газов на поверхности заряда P_0 принимается условно детонационным:

$$P_V = P_D = \frac{\rho_0 \cdot u_d^2}{4} = \frac{1100 \cdot 4000^2}{4} = 4,4 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

2. При адиабатическом расширении газов, давление их на стенку скважины равно:

$$PV^\psi = \text{const},$$

$$P(\pi \cdot R^2)^\psi = P_0(\pi \cdot R_0^2)^\psi = P_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^{2\psi} = 4,4 \cdot 10^3 \left(\frac{50}{70} \right)^{2,6} = 1,5 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

3. Напряжение в породе составит:

$$\sigma_2 = \frac{2P}{1+n}; n = \frac{C_{p1}\rho_1}{C_{p2}\rho_2},$$

где $C_{p1}\rho_1$ – акустическая жесткость продуктов взрыва; $C_{p2}\rho_2$ – акустическая жесткость породы.

4. Скорость продольной волны в газах составит:

$$VT^{\frac{1}{\psi-1}} = V_0 T_0^{\frac{1}{\psi-1}}$$

Для адиабатического расширения верно соотношение:

$$VT^{\frac{1}{\psi-1}} = V_0 T_0^{\frac{1}{\psi-1}}$$

В нашем случае температура взрыва составит $T_{вз}=2900+273=3173^0\text{K}$:

$$T = T_0 \left(\frac{V_0}{V} \right)^{\psi-1} = T_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^{2(\psi-1)}$$
$$T = 3173 \left(\frac{50}{75} \right)^{2(1,3-1)} = 2488^0 \text{ K},$$
$$C_{p1} = 20\sqrt{2488} = 997,6 \text{ м/с}$$

5. Плотность газов составит:

$$\pi \cdot R^2_0 \rho_0 = \pi \cdot R^2 \rho_1;$$
$$\rho_1 = \rho_0 \left(\frac{R_0}{R} \right)^2 = 1100 \left(\frac{50}{75} \right)^2 = 489 \text{ кг/м}^3 \text{ сс};$$
$$n = \frac{997,6 \cdot 489}{6000 \cdot 2600} = 0,03.$$

6. Напряжение в массиве составит:

$$\sigma_2 = \frac{2P}{1+n} = \frac{2 \cdot 1,5 \cdot 10^3}{1+0,03} = 2,9 \cdot 10^3 \text{ МПа}$$

3.8.2. Основы управления энергией взрыва

Взрыв химического конденсированного или гранулированного ВВ является сложным быстропротекающим процессом, основными разрушающими агентами которого считаются волна напряжений и самостоятельное воздействие продуктов взрыва. Распределение долей разрушаемого объема, между волнами напряжений и продуктами взрыва многозначно и зависит от свойств ВВ и среды.

Поэтому управлять энергией взрыва также можно различными способами путем формирования условий перевода энергии ВВ в область действующих волн, и качественно-количественного состояния продуктов взрыва.

Наиболее плодотворными способами управления процессом взрыва являются:

а) изменение массы и типа ВВ, в том числе регулированием плотности заряда и мощности инициатора;

б) изменение диаметра заряда, его формы и параметров расположения зарядов в массиве;

в) использование различной конструкции зарядов;

г) применение однорядного и многорядного расположения зарядов и различных схем КЗВ;

д) изменение высоты уступа и, следовательно, высоты столба (длины) ВВ;

е) изменение направления детонации за счет различного расположения инициатора, в том числе и внутрискважинным замедлением;

ж) изменение величины забойки и ее качества;

з) использование парносближенных или кустов скважин;

и) изменение величины нагрузки на заряды путем взрывания на неподобранный забой.

Практически в производстве используются 4–5 способов управления, что в совокупности приносит ощутимые результаты, проявляющиеся в качестве дробления и проработки подошвы уступа, стенок выработки, ширине развала, в устойчивости бортов карьера и отдельных уступов, кровли выработок и т.п.

В свое время Г.П. Демидюк предложил формулу для оценки удельной потенциальной энергии взрыва:

$$E_n = \frac{k \cdot d^2 \cdot \rho \cdot Q}{W^2},$$

где k – коэффициент, изменяющийся в зависимости от геометрических факторов (длины заряда, глубины перебура и др.);

d – диаметр заряда;

ρ – плотность ВВ;

Q – удельная теплота взрыва;

W – сопротивление по подошве.

В этом соотношении представлены все факторы воздействия заряда на породу. Здесь геометрические параметры – это по существу соотношения между сосредоточенным и удлинённым зарядами, ранее было показано, что суммарный импульс у последнего примерно на 30% выше, чем у сосредоточенного. Понятно, что выход полезной энергии этих двух видов зарядов при одной и той же массе ВВ различно.

Диаметр заряда, начиная с критического диаметра, который для различных ВВ разный, практически не влияет на скорость детонации и, следовательно, его влияние сказывается на концентрации энергии. Что касается скорости детонации, то ряд ВВ, особенно гранулированных и более простейших (типа игданита, динамона, зерногранулитов) с низким содержанием тротила, чутко реагируют на уменьшение диаметра. Например, ниже 55 мм заметно

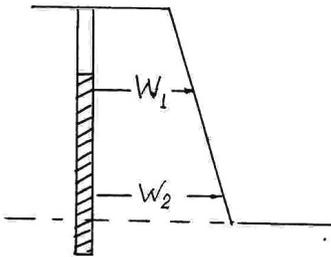
снижается скорость детонации. Принято считать, что более 100 мм при длине заряда 30–50 м скорость детонации стабильна для данного типа ВВ. Например, ТЭН, которым снаряжен ДШ, при диаметре 1,8 мм и плотности $0,9 \text{ г/см}^3$, имеет среднюю скорость детонации 7000–7200 м/с. При уменьшении диаметра до 0,5 мм, скорость снижается до 2800 м/с, при этом на первых 3 м она составляет 5800 м/с, затем падает и после 3–3,5 может затухнуть.

Плотность заряжения – еще более существенно влияет на энергетические возможности ВВ. Уменьшение плотности приводит к уменьшению всех детонационных характеристик ВВ. Связь между скоростью детонации и плотностью прямая. Например, для ТЭНа при плотности $0,6 \text{ г/см}^3$ скорость детонации снижается до 4000 м/с, при плотности $0,5$ – уже 3000–3200 м/с при диаметре 1,2–1,8 мм.

Что дает управление плотностью заряжения в технологическом смысле? Конфигурация откосов уступа и положение заряда свидетельствуют о необходимости преодоления различных величин сопротивления W . Желательно иметь W равной по длине заряда. В действительности она увеличивается к нижней

бровке уступа

(рис. 3.30). Тогда для выполнения этого условия необходимо:



- увеличить к низу диаметр заряда, что выполнить технически сложно;
- увеличить плотность в направлении нижней бровки, что вполне реально при использовании зарядчиков с программированным управлением плотностью

заряжения.

Другим способом управления параметрами взрыва является

Рис. 3.30. Рост

изменение уровня давления продуктов взрыва

сопротивления по подошве

и временем его воздействия на породу с

уступа.

помощью воздушных промежутков. Наиболее

точно характеризует эти возможности рис. 3.31. Здесь, прежде всего,

отмечается возрастание длительности импульса,

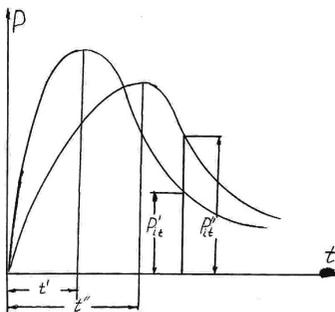
но при этом несколько падает давление при

наличии воздушного промежутка. Естественно и

разрушение должно протекать иначе, как

правило, интенсифицируется дробление и

становится более равномерным. Заряды с воздушными



промежутками обеспечивают встречные потоки продуктов взрыва, что приводит к более длительному их воздействию на стенки скважины.

Одним из наиболее существенных способов управления энергией взрыва является использование КЗВ, обеспечивающее перераспределение главных усилий, что возможно при использовании различных схем коммутации взрывных сетей и периодов замедления.

Рис. 3.31. Управление энергией взрыва за счет изменения давления в зарядной скважине.

Повышение эффективности взрыва при КЗВ очевидно можно объяснить многократным интерферированием волн напряжений, и соударениями кусков породы. Однако это возможно лишь при правильном выборе интервала замедлений, что было показано ранее. При последовательном взрывании скважинных зарядов или рядов скважин, в результате взаимодействия волн напряжений параметры суммируются:

- максимальные напряжения и импульс возрастают в 1,5 раза;
- энергия возрастает в 2 раза.

Отсюда следует, что при КЗВ с увеличением параметров волн напряжений, разрушаемый объем увеличивается в тех же пропорциях. Период времени эффективного протекания процессов при взрыве двух зарядов или рядов определяется как:

$$\frac{a}{C_p} \leq t_B \leq \frac{a + \lambda}{C_p},$$

где a – расстояние между зарядами; λ – длина волны напряжений; C_p – скорость продольной волны в невозмущенном массиве.

Поскольку C_p и λ определить сложно, то имеются и другие формулы для установления периода замедлений.

Степень дробления горных пород зависит от их прочности, а степень дробления массива – от его трещиноватости, которые в совокупности с сеткой скважин или шпуров, определяемой диаметров заряда и типом ВВ, обуславливают размеры среднего куска.

Критериями степени дробления являются полученный после взрыва гранулометрический состав, выход мелкой фракции и процент выхода негабарита. Совокупность характеристик разрушенной взрывом горной массы и факторов, от которых они зависят, говорят о многогранности и сложности задачи управления степенью дробления.

Мощность и работоспособность ВВ и степень дробления находятся в прямой зависимости при фиксированных прочих параметрах при взрыве в относительно монолитном массиве. Свойство трещиноватости и ее генезис совершенно иначе представляет тип ВВ в вопросе степени дробления. Многочисленные лабораторные и производственные эксперименты свидетельствуют, что при взрыве трещиноватый массив распадается по имеющимся трещинам (70%) и только в 30% случаев наблюдается образование свежего скола, и то это в ближней зоне к заряду $(5-12)d_3$.

Поэтому лучше всего степень дробления увязывать с диаметром заряда, а его с сеткой скважин, длиной заряда и забойки. Существуют ограничения по правилам безопасности в выборе минимальной длины забойки, которая должна быть не менее $(15-20)d_3$.

Еще в 1964 году проф. Ф.А. Баум и С.С. Григорян, рассматривая эффективность забойки, установили, что это возможно при отношении массы забойки к массе заряда равном 2.

Для каждого типа ВВ, крепости пород массива, его трещиноватости имеют место свои оптимальные соотношения между основными параметрами:

$$\frac{H_3}{d_3} = (25 \div 40); \frac{W}{d_3} = (30 \div 50); \frac{a}{d_3} = (25 \div 50); \frac{H_{,A3}}{d_3} = (15 \div 20).$$

Нарушение этих соотношений приводит к ухудшению степени дробления. Чаще всего нарушается соотношение длины заряда к его диаметру, что предопределяет необходимость рассредоточения заряда, разделения его на 2–3 части.

Ширина развала – параметр, характеризующий не только качество дробления пород, но и возможности выемочной техники в аспекте развития технически установленной производительности, а

также, – что не менее важно, – способность с помощью этой техники производить селективное отделение полезного ископаемого от пустой породы или некондиционной горной массы.

Управление шириной развала необходимо также при определении местоположения подъездных путей, линий электропередач и других коммуникаций, их сохранности при производстве взрывных работ.

Ширина развала, как результат взрыва, зависит от количества ВВ и высоты взрываемого уступа, и в определенной степени – от условий взрывания (угла откоса, крепости пород, наличия свободной боковой поверхности или буфера и т.п.).

На сегодня ширина развала колеблется от 2 до 5 высот уступа. Однако имеются возможности управлять ею и в некоторых случаях сводить ее по 1–2 высоты уступа.

Ширину развала при взрывании на свободную поверхность откоса можно определить из выражения:

$$B_p = 1,6H_U \cdot K_p \cdot \eta,$$

где H_U – высота уступа;

K_p – средний коэффициент разрыхления горной массы в развале;

η – коэффициент, учитывающий трудность взрывания и соответственно равный для крепких пород 1, для пород средней крепости – 0,9, для слабых – 0,8.

Наличие буфера из ранее взорванной породы с коэффициентом разрыхления 1,15–1,20 мощностью, равной W сокращает ширину развала в два раза.

Образование развала определенной ширины одновременно означает, что все элементы массива смещаются в направлении свободных поверхностей, и они носят закономерный характер. Нашими исследованиями установлено, что смещения частей массива по линии первого ряда скважин в сторону откоса равны:

$$\Delta l = \frac{H_U}{\cos \alpha} (K_p' - 1)$$
$$\Delta l' = H_U (K_p' - 1).$$

Последнее соотношение при взрывании на буфер. Следует учесть, что мощность буфера строго регламентируется крепость взрывааемых пород и для крепких пород она не должна превышать W , а для слабых – не ограничена.

В формулах K_p – коэффициент разрыхления по первому ряду скважин. Поскольку, как установлено, K_p изменяется по рядам скважин, последовательно уменьшаясь от первого к последнему ряду, то и смещения элементов уступа также уменьшаются:

$$K_{PI} = \frac{\bar{K}_p}{0,96N_p^{0,0675}}.$$

где K_p – средняя величина коэффициента разрыхления по развалу;
 N_p – номер ряда скважин от откоса уступа.

Смещение верхней части уступа больше нижней, тогда изменение коэффициента разрыхления по высоте уступа описывается соотношением:

$$K_p = 1,6h_p^{-0,15},$$

где h_p – высота развала.

Энергия ВВ также определяет изменение K_p , для современных ВВ и условий расположения скважин на уступе, можно установить связь между удельным расходом (взрываемостью пород) и коэффициентом разрыхления:

$$K_p = 1,57q^{0,19}.$$

Коэффициент разрыхления в целом характеризует физическое состояние массива, которое оказывает влияние на многие последующие за взрыванием процессы горного производства. Физическое состояние взорванного массива можно прогнозировать по следующему алгоритму:

$$K_p = f(q) \rightarrow K_{pl} = f(\bar{K}_p) \rightarrow \Delta l_i = f(\bar{K}_p; H_{l_i}; \alpha).$$

Понятно, что в совокупности эти параметры будут обуславливать устойчивость взорванного массива от обрушения во время экскавации и, следовательно, объемы примешиваемых пустых пород или потерянного полезного ископаемого.

Управление физическим состоянием взорванного массива под землей имеет еще большее значение. Оно зависит от величины компенсационного пространства и оказывает влияние на форму и параметры эллипсоида выпуска отбитой руды из блока, что обуславливает наличие или отсутствие притока пустых пород при выпуске. При низких значениях K_p и ограниченных размерах

выпускного отверстия коротких восстающих, могут образовываться заторы вследствие повышенного выхода негабарита.

При строительстве крупных ГТС, сооружении плотин взрывным способом, от физического состояния тела плотины зависит ее водопропускная способность, т.е. коэффициент фильтрации через тело плотины и его допустимые пределы.

Прогнозированию также подлежат сейсмическое воздействие взрыва или действие ударной воздушной волны и возможность управления этими явлениями.

3.9. Техничко-экономические показатели комплекса буровзрывных работ

Основными технико-экономическими показателями процессов бурения и взрывания являются:

- производительность буровых машин;
- затраты на бурение 1 м скважины и на обустройство 1 м³ взорванной горной массы;
- выход взорванной горной массы с 1 м скважины;
- удельный расход ВВ и СВ;
- производительность труда и использование горно-транспортного оборудования во времени.

Экономическая эффективность буровзрывного комплекса определяется в основном диаметром скважины, от которого зависят параметры расположения зарядов на уступе или добычном забое, а также от типа ВВ и организации всех работ.

Для больших по площади карьерных полей характерна достаточно высокая изменчивость обрабатываемых пород по прочности и другим структурным показателям, отражающиеся на буримости и взрываемости.

Удельные затраты на бурение 1 м скважины вычисляются по формуле:

$$C_{\sigma} = \frac{\sum C'_{\sigma}}{V_{\sigma}} \equiv \frac{C_e}{\theta}, \$ / m^3,$$

где $\sum C'_{\sigma}$ и C_e – соответственно сумма эксплуатационных расходов по буровому участку за определенный период, и затраты на бурение 1 м скважины, \$;

V_{σ} – обуренный объем породы за то же время, m^3 ;

θ – выход горной массы на 1 м скважины, m^3 .

Поскольку выход горной массы с 1 м скважины в основном есть функция диаметра долота, то при использовании легких станков пневмоударного бурения в затратах на бурение скважин растет доля зарплаты, а при работе тяжелых шарошечных машин возрастает доля амортизационных отчислений, достигая 30–40% от общей себестоимости одного погонного метра скважины. Затраты на материалы полностью зависят от стойкости бурового инструмента. Для станков механического разрушения эти расходы составляют 10–15%, а, например, для термического – 40%.

Удельные затраты на взрывные работы определяются из выражения:

$$C_{\text{вз}} = \frac{\sum C'_{\text{вз}}}{V_b} = q_{\text{вв}} \cdot C_{\text{вв}} + C''_b, \$ / m^3,$$

где $\sum C'_{\text{вз}}$ – сумма эксплуатационных затрат по взрывному участку за определенное время, \$;

V_b – взорванный объем, m^3 ;

$q_{\text{вв}}$ – средневзвешенный по объемам пород фактический удельный расход ВВ, $кг/м^3$;

$C_{\text{вв}}$ – средневзвешенная по взорванным объемам стоимость 1 кг ВВ, \$;

C''_b – затраты на СВ, зарядание, забойку, взрывание (в % от стоимости ВВ), $$/m^3$, обычно принимается 10–15%.

Средние технико-экономические показатели буровзрывных работ могут изменяться во времени, например, с понижением горных работ, с ростом обводненности массивов пород и т.п.

3.9.1. Технико-экономическая оптимизация комплекса буровзрывных работ

Рациональное использование энергии взрыва основано на оптимизации параметров буровых и взрывных работ в едином комплексе для соответствующих условий отбойки горной массы. Сама оптимизация – довольно сложный экономико-математический процесс, для которого необходимо выбрать критерий оптимизации, например, им может служить минимум затрат на отбойку 1 м³ горной массы с наиболее рациональными результатами.

Для условий открытых горных работ и строительства одним из показателей относительно качественной подготовки горной массы к выемке с учетом последующего дробления на фабрике может служить выход фракции +500мм в пределах 3–5%.

Конечная стоимость разработки 1 м³ горной массы включает следующие составляющие:

$$C_0 = C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7, \text{ \$/m}^3,$$

где C_1 – стоимость бурения на 1 м³, \$;

C_2 – стоимость ВВ и СВ, \$/м³;

C_3 – расходы на доставку, зарядание и взрывание, \$/м³;

C_4 – стоимость вторичного дробления негабарита, \$/м³;

C_5 – стоимость экскаваторной погрузки, \$/м³;

C_6 – стоимость транспортировки, \$/м³;

C_7 – стоимость крупного дробления полезного ископаемого на обогатительной фабрике, \$/м³.

Эти составляющие соответственно равны:

$$C_1 = \frac{C_b}{P_v}; C_2 = c \cdot C_{\text{вв}}; C_3 = \frac{C_g Q + C_{\text{мд}}}{V}; C_4 = \frac{N \cdot C_H}{100}; C_5 = \frac{C_{\text{э}}}{P_9};$$

$$C_6 = \frac{C_a}{P_a}; C_7 = \frac{C_{\text{др}}}{P_{\text{др}}},$$

где C_6 – стоимость машино-смены бурового станка;
 P_v – сменная производительность станка, м³;
 c – удельный расход ВВ, кг/м³;
 $C_{вв}$ – стоимость 1 кг ВВ в заряде, \$;
 C_d – стоимость доставки 1 кг ВВ, \$;
 Q – масса скважинного заряда, кг;
 $C_{мд}$ – стоимость монтажно-демонтажных работ, связанных с производством взрыва (электросеть, оборудование, дороги и т.п.), \$;
 V – объем горной массы, взорванной 1 скважиной, м³;
 N – выход негабарита, %;
 C_n – стоимость разделки 1 м³ негабарита, \$;
 C_3 – стоимость 1 машино-смены экскаватора, \$;
 P_3 – сменная производительность экскаватора, м³;
 C_a – стоимость машино-смены автосамосвала, \$;
 P_a – сменная производительность автосамосвала, м³;
 $C_{др}$ – стоимость машино-смены дробилки \$;
 $P_{др}$ – сменная производительность дробилки крупного дробления м³.

Все затраты приведены к 1 м³.

1. Расходы на обустройство массива составляют:

$$C_1 = \frac{C_6(H + R) \cdot c}{7,85P_v(H + R - l_3)d^2\gamma},$$

где H, R – высота уступа и глубина перебура, м;

d – диаметр скважины, мм;

l_3 – длина забойки, м;

γ – плотность заряжания, т/м³.

2. Затраты на ВВ и СВ:

$$C_2 = 1,08 \cdot c \cdot C_{вв},$$

где 8% – средние затраты на СВ от стоимости ВВ.

3. Затраты на производство взрыва:

$$C_3 = 1,15 \frac{(C_D \cdot P_{\text{взр}} + C_{\text{взр}}) \cdot c}{P_{\text{взр}}},$$

где $P_{\text{взр}}$ – сменная производительность взрывника, кг;

$C_{\text{взр}}$ – сменная тарифная ставка взрывника, \$.

4. За критерий оценки качества взрыва, кроме проработки подошвы уступа, принимается диаметр среднего куска $D_{\text{ср}}$, при котором выход фракции +500 мм в % составит:

$$n = 0,000487D_{\text{ср}}^2 - 0,1026D_{\text{ср}} + 6,838, \%$$

Выход негабарита в зависимости от выхода фракции +500 мм составит:

$$N = 0,0034n^2 + 0,121n + 0,00116, \%$$

Определение величин n и N рекомендовано в работах Ю.С.Мец и др. на основании опытных данных Криворожских ГОКов.

Возможные погрешности в проработке подошвы уступа и другие оплошности, ликвидация которых составляет дополнительные 12% расходов, отнесенных на дробление негабарита, составляют:

$$C_4 = 0,0112N \cdot C_H.$$

С учетом эмпирических зависимостей по n и N , C_4 преобразуем к виду:

$$C_4 = 0,0112C_H \left[0,0034(0,000487D_{\text{ср}}^2 - 0,1026D_{\text{ср}} + 6,838)^2 + 0,121(0,000487D_{\text{ср}}^2 - 0,1026D_{\text{ср}} + 6,838) + 0,00116 \right].$$

5. Производительность экскаватора и автосамосвала ($\text{м}^3/\text{час}$) также зависит от качества взрывной подготовки горной массы и, в частности, от среднедиаметра куска:

$$P_{\text{Эд}} = 0,0026D_{\text{CP}}^2 - 1,766D_{\text{CP}} + 471,3;$$

$$P_a = 0,000065D_{\text{CP}}^2 - 0,053D_{\text{CP}} + 496.$$

Тогда стоимость экскавации и транспортировки 1 м^3 горной массы выразятся:

$$C_5 = \frac{C_{\text{Э}}}{(0,0026D_{\text{CP}}^2 - 1,766D_{\text{CP}} + 471,3)T_{\text{Э}}\eta_{\text{Э}}}$$

$$C_6 = \frac{C_a}{(0,000065D_{\text{CP}}^2 - 0,053D_{\text{CP}} + 49,6)T_a\eta_a}.$$

6. Стоимость механического дробления горной массы дробилками связана с удельным расходом ВВ:

$$C_7 = \frac{C_{\text{др}}}{535 \cdot T_{\text{др}} \cdot \eta_{\text{др}} \cdot \sqrt[3]{q}},$$

где q – удельный расход ВВ, $\text{кг}/\text{м}^3$;

$T_{др}$ – продолжительность смены дробилки, ч;

$\eta_{др}$ – коэффициент использования дробилки во времени.

Удельные затраты энергии взрыва заряда ВВ (ккал/м³) определяются как:

$$e = \frac{9875\sqrt{D_{ср} - 181} - 92000}{D_{ср} - 267,8}.$$

Тогда удельный расход ВВ равен:

$$q = \frac{e}{E},$$

где E – удельная энергия ВВ, ккал/кг.

Используя e и E , получим значение удельного расхода ВВ (кг/м³):

$$q = \frac{9875\sqrt{D_{ср} - 181} - 92000}{(D_{ср} - 267,8)E}$$

7. Полная стоимость разработки 1 м³ горной массы выражается:

а) для полезного ископаемого в целом:

$$\begin{aligned}
C_{0p} = & \frac{C_{\pm}(H+P)(9875\sqrt{D_{-p}-181}-92000)}{7,85P_v(H+R-l_3)(D_{cp}-267,8)Ed^2\gamma} + \\
& + \frac{1,08(9875\sqrt{D_{cp}-181}-92000)C_{вв}}{(D_{ch}-267,8)E} + \\
& + \frac{1,15(C_d \cdot P_{взр} + C_{\%Кр})(9875\sqrt{D_{cp}-181}-92000)}{P_{взр}(D_{cp}-267,8)E} + \\
& + 0,0112 \left[\begin{aligned} & 0,0034(0,000487D_{cp}^2 - 0,1026D_{cp} + 6,838)^2 + \\ & + 0,121(0,000487D_{cp}^2 - 0,102D_{cp} + 6,838) + 0,00161 \end{aligned} \right] C_H + \\
& + \frac{C_{\text{э}}}{(0,0026D_{cp}^2 - 1,766D_{cp} + 471,3)T_{\text{э}}\eta_{\text{э}}} + \\
& + \frac{C_a}{(0,0065D_{cp}^2 - 0,053D_{cp} + 49,6)T_a\eta_a} + \\
& + \frac{C_{др}}{535 \cdot T_{др}\eta_{др} \cdot \sqrt[3]{\frac{9875\sqrt{D_{cp}-181}-92000}{(D_{cp}-267,8)E}}};
\end{aligned}$$

б) для вскрышных пород, без учета дробления, в выражении отсутствует последний член уравнения.

Поскольку результаты взрывной подготовки зависят от удельной потенциальной энергии ВВ (т.е. от вида ВВ), и от параметров буровзрывных работ, а они в свою очередь являются функцией физико-механических свойств и состояния массива горных пород, то этого комплекса условий следует определить экстремальное значение C_0 . Это можно также сделать графическим построением зависимостей стоимостей C_1 – C_7 в функции D_{cp} (рис. 3.32).

Установленная величина C_0 позволяет определить параметры буровзрывных работ: величину сопротивления по подошве, расстояние между скважинами и др.:

$$W = \sqrt{\frac{7,85(H + R - l_3)(D_{cp} 267,8)d^2 E \gamma}{(9875 \sqrt{D_{cp} - 181 - 92000})H}}$$

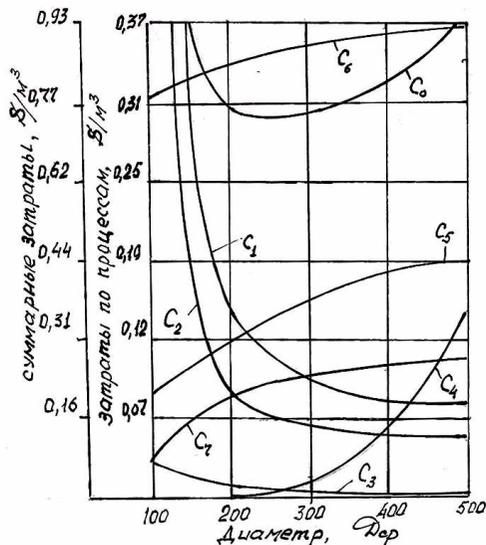


Рис. 3.32. Техничко-экономическая оптимизация буровзрывного комплекса.
Выход горной массы, взорванный одной скважиной составит:

$$v = \frac{V}{H + R},$$

где V – объем горной массы, взорванный одной скважиной, m^3 .

3.9.2. Роль энергетических затрат в задаче оптимизации технологических процессов добычи и переработки полезных ископаемых

В период энергетического кризиса 80-х годов XX в. академик Г.И. Мачук определил, что «...энергия превращается в лимитирующий фактор развития производства, представляя собой главнейшую узловую проблему научно-технического прогресса».

Состояние дел в энергетике, объемах потребления энергии в начале XXI в. полностью подтвердило тезис акад. Г.И. Марчука. Если энергия играет определенную роль в производстве, то, естественно, она способна выступать в качестве критерия оптимизации при решении задач эффективного планирования и управления.

Известно, что эффективность принятых решений обусловлена стоимостными критериями – удельными затратами на 1 т полученного продукта (руды, концентрата, металла):

$$C = \frac{\sum_{k=1}^k Z_k}{\sum_{i=1}^m Q_i} \rightarrow \min$$

Удельные приведенные затраты на 1 т продукта составляют:

$$Z_n = c + E_H \cdot K \rightarrow \min$$

Прибыль определятся как:

$$\Pi = \sum_{i=1}^m Q_i \cdot c_i - \sum_{l=1}^m \sum_{k=1}^k Z_{ki} \rightarrow \max$$

и наконец, норма прибыли выражается как:

$$H_n = \frac{\Pi}{C} \rightarrow \max,$$

где в выражениях:

Z_k – общие затраты на добычу полезного ископаемого по К-му процессу, \$;

Q_i – объем добытого полезного ископаемого из i-го блока, т;

Z_{ki} – общая стоимость горно-транспортных работ из i-го блока, \$;

c – себестоимость добычи и переработки 1 т продукта, \$/т;

E_n – нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, %;

K – удельные капитальные затраты на 1 т продукции, \$/т;

c_i – цена продукции, добытой из i-го блока, \$/т;

Π – прибыль, \$.

Для любого технологического процесса в стоимость машино-смены оборудования входят относительно постоянные расходы (амортизация, обслуживание, материалы, инструмент и т.п.) и явно переменные, связанные, например, с физико-механическими свойствами полезного ископаемого. Тогда стоимость машино-смены можно представить в виде:

$$C_{MC} = \sum C_n + C_э,$$

где $\sum C_n$ – сумма постоянных расходов, \$; $C_э$ – стоимость энергии, \$.

В свою очередь стоимость энергии будет равна:

$$C_э = c_э \cdot e \cdot Q,$$

где c_3 – стоимость единицы энергии;
 e – удельная энергоёмкость процесса,
 Q – производительность агрегата в смену.
 Себестоимость единицы продукции выражается как:

$$c_1 = \frac{\sum C_n}{Q} + c_{\text{Э}} \cdot e.$$

Если известна удельная энергоёмкость продукции, то общие расходы энергии равны:

$$E = e \cdot Q; Q = \frac{E}{e}.$$

Себестоимость единицы продукции тогда выражается как:

$$c_1 = e \left(\frac{\sum C_n}{E} + c_{\text{Э}} \right).$$

По этому принципу затраты по процессам соответственно выражаются на:

а) бурение взрывных скважин –

$$c_6 = \frac{C_{\text{МС}}}{Q_6} + \frac{C_{\text{Д}}}{L_{\text{Д}}},$$

где $C_{\text{МС}}$ и $C_{\text{Д}}$ – стоимость машино-смены станка и долота, \$;
 б) экскавацию горной массы –

$$c_{\text{Эж}} = \frac{C_{\text{МСЭ}} \cdot e_{\text{Э}}}{E},$$

где $C_{\text{МСЭ}}$ – стоимость машино-смены экскаватора, \$;
 $e_{\text{Э}}$ – удельная энергоёмкость экскавации, кВт·ч/м³;
 E – общие затраты энергии, кВт·ч.
 в) дробление и измельчение –

$$c_{др} = \frac{C_{др} \cdot e_{уд}}{E},$$

где $C_{др}$ – стоимость машино-смены дробилки, \$;

$e_{уд}$ – удельные энергозатраты на дробление, кВт·ч/т;

E – общие расходы энергии при дроблении, кВт·ч.

В целом комплексе процессов добычи и переработки с

позиций энергетических затрат критерий оптимизации должен быть

представлен по мнению И.А. Тангаева следующим образом:

$$\sum e = \left(e_б + e_в + e_э + e_т + e_{др} + e_u \right) \rightarrow \min$$

Но так как стоимость различных видов энергии разная, то:

$$\sum ec = \left[(e_б + e_э + e_{др} + e_u) c_1 + q_э c_2 + c_3 t \right] \rightarrow \min,$$

где $e_б, e_в, e_э, e_т, e_{др}, e_u$ – удельная энергоёмкость соответственно процессов бурения, взрывания, экскавации, транспорта, дробления и измельчения, МДж/м³;

c_1, c_2, c_3 – стоимость 1 МДж электроэнергии, взрывной тепловой энергии, \$;

$q_э$ – удельный расход ВВ, МДж/м³;

t – удельный расход дизтоплива, МДж/м³.

Зная стоимость машино-смены оборудования соответствующих процессов, можно установить долю затрат на энергию в сравнении с остальными статьями расходов.

ЧАСТЬ 4. СТРУКТУРНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ПРОЧНОСТИ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И УПРАВЛЕНИЕ ЕГО РАЗРУШЕНИЕМ

4.1. Формирование поля напряжений и энергозатрат при разрушении горных пород взрывом

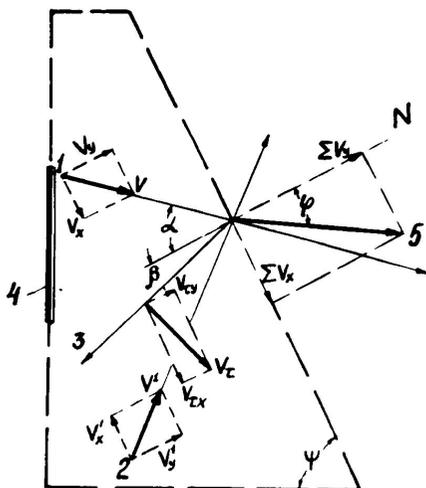


Рис. 4.1. Расчетная схема при взрывном нагружении модели уступа: 1 – падающая волна, 2 – отраженная продольная волна, 3 – волна напряжений сдвига, 4 – заряд ВВ, 5 – направление движения поверхности.

исключить влияние торцов и боковых поверхностей на процесс

Представление о механизме разрушения горных пород взрывным нагружением дополняется новыми экспериментальными результатами. В данном случае опыты были поставлены на органическом стекле толщиной 5 мм со следующими физико-механическими свойствами: плотность $\rho=1,19$ г/см³, скорость продольной волны $C_p=2,14$ км/с, модуль Юнга $E=550$ МПа, коэффициент Пуассона $\mu=0,358$, предел прочности на растяжение $[\sigma_p]=55$ МПа, предел прочности на сжатие $[\sigma_{сж}]=85$ МПа.

Пластине из оргстекла придавали форму уступа (рис. 4.1) высотой 20 см с углом откоса 64° . Размеры модели выбраны таким образом, чтобы

развития волновой картины, при этом геометрический масштаб с учетом подобия волновых движений оказался равным 1:138. Заряд ВВ представлял собой бумажный патрон с ТЭНом массой 0,2 г плотностью от 0,8 до 1,26 г/см³ и скоростью детонации $D = 6700\text{--}7200$ м/с. Высота столба заряда составляла 6,5 см и диаметр 1,8 мм.

Имея ввиду развитие волновой картины и полей напряжений под воздействием взрывных нагрузок (рис. 4.1), на плоскость откоса в разных его местах по высоте уступа помещали кусочки оргстекла из той же пластины размерами 5*5*15 мм массой 0,446 г, находящихся на различных относительных расстояниях от оси заряда. На поверхности откоса кусочки располагались свободно, имитируя трещину, или приклеивались в тех же точках специальным клеем, способным передавать скалывающие напряжения, а для контакта использовалась обычная вода.

Процесс взрыва фиксировали двумя скоростными кинокамерами синхронно работающими в режиме лупы времени с частотой кадров в секунду соответственно СФР – 187000 и СКС-1м – 3100. Сверхскоростная камера СФР-1 служила для фиксирования начальных скоростей, а камера СКС – текущей скорости.

По фотоотпечаткам с обеих камер рассчитывали скорости полетов кусочков, окрашенных в черный цвет, которые хорошо различимы на белом фоне построением кинограмм.

Управление углами падения волн напряжений и, следовательно, углами отраженных волн и направлениями движения свободной поверхности, в эксперименте реализовывалось при прямом и обратном иницировании удлинённых зарядов, а также изменением плотности заряда ТЭНа, от которой зависит скорость детонации в соответствии с зависимостью:

$$\operatorname{tg}\alpha = C_p/D.$$

Угол траектории полета связан с углом откоса ψ соотношением:

$$\varphi = 90^\circ - \psi.$$

Для упругого тела соотношение между φ и α связано с коэффициентом Пуассона, который в данном эксперименте являлся критерием согласия:

$$\mu = \frac{\sin^2 \alpha - 2 \sin^2 \frac{\varphi}{2}}{2 \left[\sin^2 \alpha - \sin^2 \frac{\varphi}{2} \right]}, \quad (4.1)$$

где α – угол падения фронта волны напряжений на поверхность откоса;

φ – угол между направлением полета и нормалью к поверхности откоса.

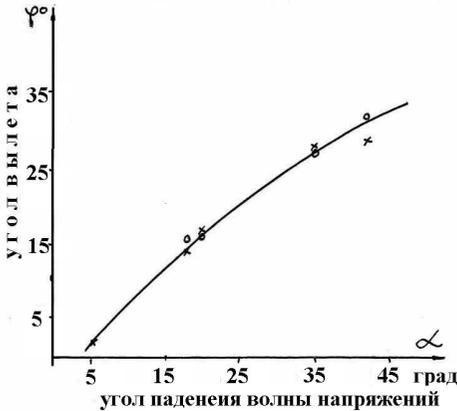


Рис. 4.2. Изменение направления полета в зависимости от угла падения волн напряжений.

Критерий согласия позволял судить о правильности результатов в случае с приклеенными кусочками, сущность согласия состояла в следующем. В случае свободно лежащих кусочков на плоскости откоса они должны двигаться по направлению перпендикулярному к плоскости, а при приклеенных – по некоторому направлению, обусловленному волной сдвига, и тогда при упругом поведении

величина коэффициента Пуассона должна составить $\mu = 0,327-0,387$. Но в связи с тем, что кусочки приклеены клеем, снижающим упругие свойства, реальная величина коэффициента должна приближаться к 0,400. Результаты экспериментов представлены в табл. 3.2, часть 3 и на рис. 4.2.

В среднем по эксперименту коэффициент Пуассона оказался равным 0,410. Возможные погрешности в определении начальных направлений полета или скорости детонации обусловили появление расчетных μ несколько больших предельных значений, однако в среднем величина их не превышала 0,360–0,410, что подтверждает

выдвинутые гипотезы о механизме взрывного воздействия на модель массива.

Как следует из табл. 3.2, верхняя треть уступа как при прямом, так и при обратном инициировании движется под одинаковыми углами, что связано с возникновением полусферы верхнего торца (аналогично и нижнего) заряда. Остальные 2/3 уступа в зависимости от направления инициирования движутся под различными углами.

Для условий эксперимента угол вылета пилот-куска определялся зависимостью:

$$\sin \frac{\varphi}{2} = \sqrt{\frac{C_p^2}{C_p^2 + D^2}} \sqrt{\frac{1 - 2\mu}{2(1 - \mu)}} \quad (4.2)$$

Соотношение показывает, что направление движения свободной поверхности изменяется в зависимости от свойств среды и детонационных характеристик ВВ. Чем выше скорость детонации D , тем меньше угол φ и тем ближе вектор скорости к нормали N , а сама скорость больше по величине. Аналогичное влияние оказывает коэффициент Пуассона на направление полета и величину скорости.

Величина средней начальной скорости полета изменяется в зависимости от относительного расстояния $r=R/d$ (d – диаметр заряда) по закону:

$$v = ar^{-b} \quad (4.3)$$

и конкретно для открытого и закрытого заряда данного эксперимента (табл. 3.2, часть 3):

$$v_1 = 6,92 * 10^3 r^{-1,94} \text{ и } v_2 = 3,16 * 10^4 r^{-2,17} .$$

В случае закрытого заряда, за счет поддержания давления продуктов взрыва (ПВ) в зарядной камере более длительное время, скорости возрастают по величине почти в два раза и, соответственно поддерживается более высокий уровень энергии волн напряжений.

Эксперименты показали также, что различие в углах падения волны напряжений отражается на величине скорости полета (рис. 4.3):

$$v = ar^{-b} \cos \alpha \quad (4.4)$$

Вместе с тем, установлено, что степень изменения скорости, обусловленная ростом относительного расстояния, выше, чем под влиянием угла падения волны сжатия. Поскольку угол падения зависит от скорости детонации с одной стороны и упругих свойств среды, – с другой, то:

$$\cos \alpha = \sqrt{1 - \frac{C_p^2}{C_p^2 + D^2}} \quad (4.5)$$

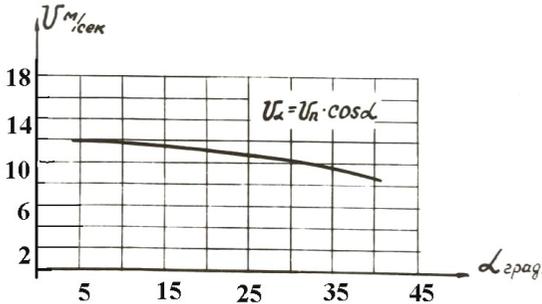


Рис. 4.3. Изменение скорости полета в зависимости от угла падения волн напряжений.

Тогда и скорости полета соответственно можно выразить, используя детонационные характеристики ВВ и упругие свойства среды:

$$v = ar_0^{-b} D \sqrt{\frac{1}{C_p^2 + D^2}} \quad \text{и}$$

$$v = ar_0^{-b} \sqrt{1 - \frac{2(1 - \mu) \sin^2 \frac{\varphi}{2}}{1 - 2\mu}} \quad (4.6)$$

Качественный анализ уравнений (4.6) показывает, что при увеличении скорости детонации, увеличиваются и скорости полета, при прочих равных условиях.

Повышение скорости деформации путем увеличения скорости нагружения (D) означает локализацию зоны пластических деформаций и перевод оставшегося объема среды в группу хрупкого разрушения, особенно это касается отраженной волны, что, несомненно, приводит к увеличению скорости полета. Этим анализом установлено, что уменьшение коэффициента Пуассона, как правило, приводит к меньшему углу отклонения вектора скорости от нормали, т.е. к росту скорости. С другой стороны, уменьшение μ свидетельствует об уменьшении доли вязкого разрушения и, следовательно, меньшим энергозатратам, свойственным хрупкому разрушению.

Повышение скорости нагружения среды позволяет снизить прочностные ее свойства и вместе с этим и энергетические затраты, а также приводит к переходу от вязкого разрушения путем среза к менее энергоемкому процессу разрушения посредством отрыва, что следует из соотношения между максимальными касательными и растягивающими напряжениями в соответствии с объединенной теорией Давыденкова–Фридмана.

Скоростная картина определяет уровень напряжений под действием взрывной волны, который можно установить по известному из теории упругости соотношению:

$$\sigma = \frac{\rho}{g} C_p u, \quad (4.7)$$

где u – массовая скорость смещения частиц за фронтом волны, обычно она равна половине скорости полета v , т.е. $u=v/2$.

С учетом этих соотношений, напряжения в зависимости от упругих характеристик среды и детонационных параметров ВВ, включая и энергетические, выразятся как (рис. 4.4):

$$\sigma = \frac{ar_0^{-b}}{2g} C_p D \sqrt{\frac{1}{C_p^2 + D^2}} \text{ и в соответствии с этим, имеем}$$

$$\sigma = \frac{ar_0^{-b}}{2g} \rho C_p \sqrt{1 - \frac{2(1-\mu)\sin^2 \frac{\varphi}{2}}{1-2\mu}} \quad (4.8)$$

Имея в виду то, что скорость детонации зависит от теплоты взрыва, т.е. от потенциальной энергии ВВ (Q_v), получим (4.9):

$$D = \sqrt{2Q_v(n^2 - 1)}, \quad (4.9)$$

где n – показатель политропы, для ВВ плотностью $\rho_{вв} > 1$, принимается равным 3.

Напряжения определяются как:

$$\sigma = \frac{ar_0^{-b}}{2g} \rho C_p \sqrt{2Q_v(n^2 - 1)} \sqrt{\frac{1}{C_p^2 + [2Q_v(n^2 - 1)]}}. \quad (4.10)$$

Эти уравнения показывают пути управления уровнем напряжений, которые растут в падающей и соответственно в отраженной волне при увеличении скорости нагружения массива.

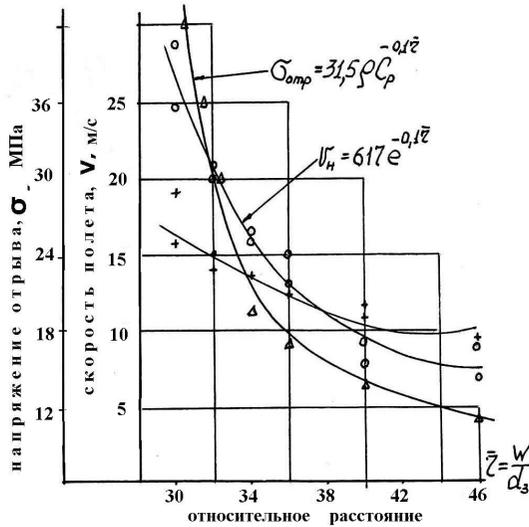


Рис. 4.4. Изменение интенсивности напряжений и скоростей смещения в зависимости от относительного расстояния.

Обратим внимание на составляющую часть всех приведенных соотношений - акустическую жесткость среды ρC_p . Из (4.7) следует, что:

$$\frac{\rho C_p}{g} = \frac{\sigma}{u} \left[\frac{\text{кг}}{\text{см}^2} \frac{\text{с}}{\text{м}} \right] \quad \text{или} \quad \rho C_p = \frac{\sigma}{u} \left[\frac{\text{МПа}}{\frac{\text{м}}{\text{с}}} \right] \quad (4.11)$$

Акустическая жесткость численно соответствует напряжению, созданному ударом по породе со скоростью 1 м/с. Зная табличные данные нашей модели, так называемое удельное давление составит 2,52 МПа/м/с. Следует предположить, что это является некоторой константой среды. Очевидно, что можно определить критическую скорость разрушения, соответствующую временному сопротивлению отрыву и сжатию для оргстекла, которые соответственно равны: $[\sigma_{\text{отр}}]=55-60$ МПа и $[\sigma_{\text{сж}}]=80-90$ МПа. В этом случае имеем:

$$\rho C_p = \frac{[\sigma]}{u_{кр}} \text{ и } u_{бр} \geq \frac{[\sigma_p]}{\rho C_p} \quad (4.12)$$

Вычисленная критическая массовая скорость смещения за фронтом волны составит соответственно $U_{кр(от)} = 22\text{--}24$ м/с и $U_{кр(сж)} = 32\text{--}36$ м/с.



Фактически максимальная

величина скорости полета

составила 44,5 м/с, т.е. вполне

соответствует критической

скорости разрушения при отрыве,

средняя же скорость смещения

поверхности откоса составила 32,6

м/с. Именно поэтому модель не разрушилась, а покрылась

трещинами с далеко неодинаковой плотностью (рис. 7.5).

Определим величину энергии отраженной волны в данном эксперименте, которая согласно законам акустики составляет:

Рис. 7.5. Состояние разрушенной модели.

$$W_{от} = W_0 \left(\frac{\rho_1 C_{p1} - \rho_2 C_{p2}}{\rho_1 C_{p1} + \rho_2 C_{p2}} \right)^2, \quad (4.13)$$

где ρ_1 , ρ_2 и C_{p1} , C_{p2} – плотности и скорости продольных волн во взрываемой среде и на плоскости откоса уступа.

Поскольку $\rho_2 \rightarrow 0$, то $W_{от} \cong W_0$, т.е. интенсивность отражения волны почти равна интенсивности падающей волны в каждой точке пространства. Вместе с тем, энергия падающей волны затухает по закону $\frac{1}{r^3}$ или $\frac{1}{r^2}$ Энергия отраженной волны реализуется в виде

смещения плоскости откоса и ее доля в виде энергии движения куска оргстекла составляет:

$$W_k = \frac{mv^2}{2},$$

где V – скорость движения условной плоскости откоса уступа, м/с; $m=0,446$; γ – масса куска.

При площади кусочка оргстекла $\Delta S=0,075 \text{ см}^2$, энергия, приходящаяся на единицу площади составит $0,31 \text{ МДж/м}^2$, а на всю плоскость откоса 11 см^2 – $0,341 \text{ КДж}$. Потенциальная энергия заряда ВВ из ТЭНа в $0,2 \text{ г}$ при плотности $\rho_{\text{вв}}=1,26 \text{ г/см}^3$ соответствует $1,1 \text{ КДж}$. Учитывая, что закон затухания интенсивности напряжений аналогичен изменению массовой скорости смещения за фронтом волны, величина энергии отраженной волны растяжения на плоскости раздела сред окажется равной:

$$W_{\text{отп}} = \left(\frac{\rho_1 C_{p1} - \rho_2 C_{p2}}{\rho_1 C_{p1} + \rho_2 C_{p2}} \right)^2 \int_0^{\tau} \frac{\sigma_t^2 g}{C_{p1} \rho_1} dt, \quad (4.14)$$

где τ – время пробега волны от свободной поверхности к зарядной камере, которое для условий эксперимента равно 52 мс .

Оценка величины энергии отраженной волны показывает, что она составляет около $0,65 \text{ КДж}$ или 6% от потенциальной энергии ВВ.

Представляет интерес и оценка энергии разрушения модели. Известно, что разрушающим напряжением является такое, которое включает в себя составляющие сопротивлению растяжению и сдвигу, в полном соответствии с волновой картиной. Имея в виду, что

$\tau_{\text{сдв}} > \tau_{\text{раст}}$, удельная работа разрушения связана с критической скоростью разрушения:

$$e_s = \frac{\rho u_{\text{кр}}^2}{2}. \quad (4.15)$$

Эта же удельная работа зависит от разрушающего напряжения $\sigma_{\text{раз}}$, упругих E и пластических показателей $K_{\text{пл}}$:

$$e_s = \frac{\sigma_p^2}{2E} K_{\text{пл}} \text{ и } K_{\text{пл}} = \frac{2\dot{\Gamma}}{\dot{\Gamma}_{\text{деф}}} - 1, \quad (4.16)$$

где $K_{пл}$ – коэффициент пластичности; $E_{деф}$ – модуль полной деформации, обычно $E_{деф} < E$.

Имеется более простая оценка $K_{пл}$ через:

$$K_{пл} = \frac{E}{E_{деф}}, \text{ тогда}$$

$$e_s = \frac{\sigma_p^2}{2E} K'_{пл} = \frac{\sigma_p^2}{2E_{деф}} \quad (4.17)$$

Приравнивая (4.15) и (4.17), получим:

$$\frac{\sigma_p^2}{2E_{деф}} = \frac{\rho u_r^2}{2} \quad (4.18)$$

Модуль полной деформации определяется из (4.18):

$$E_{деф} = \frac{[\sigma_p]^2}{\rho u_{кр}^2} \quad (4.19)$$

По нашим оценкам при известном $u_{кр} \cong 22$ м/с, $E_{деф} = 96,5$ МПа, в этом случае коэффициент пластичности составит $K'_{пл} = 5,7$.

Удельная работа разрушения окажется равной:

$$e_s = \frac{(\rho C_p u_{кр}^2)}{2E_{деф} g} = 15,34 \text{ МДж/м}^3.$$

Потенциальная энергия заряда составляет всего 1,1 КДж, при взрываемом объеме 100 см³, запаса этой энергии недостаточно для полного разрушения модели и разброса кусков, что отчетливо видно по результатам, когда модель неравномерно покрывается трещинами, а нижняя часть уступа оказывается ими слабо покрыта.

Результаты экспериментальных исследований данного этапа подтвердили, что механизм разрушения горных пород взрывом формируется за счет возникновения сложной векторной картины скоростей смещений элементов уступа, обуславливающей соответствующие сдвиговые и растягивающие напряжения и энергетически предпочтительные затраты.

Интенсивность разрушения модели может быть рассчитана, если предположить, что она имела дефекты размером l_0 , которые при взрывном нагружении сростаются в системы взаимно пересекающихся трещин и образуют отдельные участки размером L_0 .

По многочисленным (более 50) нашим экспериментам на пластинах из оргстекла, имитирующих откос уступа, можно установить параметры неоднородности модели, следуя методологии В.Н. Родионова.

Фотоотпечатки процесса детонации модельного скважинного заряда и разрушения всей модели позволили установить время разрушения, которое составило $320 \cdot 10^{-6}$ с. Зная длину заряда l_3 , равную 6,5 см и скорость детонации ТЭНа плотностью $1,26 \text{ г/см}^3$ – 7200 м/с, установим продолжительность положительной фазы волны сжатия, характеризующей скорость деформации, которая в свою очередь определяет период времени до разрушения:

$$t_n = l_3/4\omega \text{ и } T=4\omega.$$

Расчеты показали, что t_n составило $0,225 \cdot 10^{-5}$ с и период колебаний

$$T=0,9 \cdot 10^{-5} \text{ с, соответствующий частоте } f=0,11 \text{ МГц.}$$

Время до разрушения модели определяется величиной деформации и временем полупериода нарастания давления до максимума и разрядке, т.е. переходу к отрицательной фазе:

$$\theta = \frac{\rho C_p^2 u_{kp}}{4gEt_n}$$

В нашем эксперименте Q равно $2,45 \cdot 10^4$ с.

Минимальный размер неоднородности зависит, как известно, от добротности материала, являющемуся по В.В. Ржевскому обратной величиной логарифмического декремента затухания:

$$D = \frac{\lambda C}{f},$$

где λ – коэффициент поглощения, имеющий размерность 1/м, и для горных пород колеблющийся от 0,05 до 0,5; C – скорость волны, м/с; f – частота колебаний, МГц.

Коэффициент поглощения в работе П.С. Миронова определяется по эмпирической формуле:

$$\lambda = \frac{3,91 * 10^6}{(0,1\rho C_p)^{1,02}}.$$

При анализе имеющегося экспериментального материала других авторов установлено, что показатель поглощения для продольных λ_p и поперечных λ_s волн одной и той же породы отличается существенно, как правило, на 30–50%. Простейший ранговый корреляционный анализ свидетельствует, что не существует связи между показателем поглощения продольной волны и коэффициентом Пуассона, в то время как таковая связь установлена для показателя поглощения поперечной волны и коэффициентом Пуассона с коэффициентом корреляции 0,66. Вероятно, это объясняется преобладанием поперечных деформаций при нагружении в волне сдвига. По этой причине с большой вероятностью можно утверждать, что величина коэффициента поглощения численно близка к коэффициенту Пуассона для данного материала, т.е. в нашем случае $\lambda \approx 0,380$.

Поскольку добротность Q_m равна:

$$Q_s = \pi / B \quad \text{или} \quad Q_m = \frac{f\pi}{\lambda C_p},$$

для нашего случая она составляет $2,26 * 10^3$, что вполне соответствует, например, добротности канифоли, принятой равной 10^3 .

Минимальный размер неоднородности l_0 связан со скоростью релаксации v_p : $l_0 = v_p * Q$ и оказался равным $4,9 * 10^{-4}$ м. Скорость релаксации для стекла и других относительно бездефектных материалов принята $2 * 10^{-8}$ м/с.

Размер неоднородности l_0 можно установить по известным разрушающему напряжению $\sigma_{раз}$ и акустической жесткости среды, а также по известному соотношению скорости релаксации и скорости деформации:

$$l_0 = \frac{\sigma_{раз} v_p}{\rho C_p^2 v_{деф}}$$

В нашем случае $\sigma_{\text{раз}}$ составило 56 МПа, а $v_p = 2 \cdot 10^{-8}$ м/с и $v_{\text{деф}} = 4,68 \cdot 10^{-6}$ 1/с. Размер неоднородности окажется равным $4,48 \cdot 10^{-4}$ м, т.е. достаточно близко к установленному выше.

В таком случае расстояние между напряженными неоднородностями, зависящем от добротности, составило $L_0 = l_0 \sqrt[3]{\frac{\pi Q_M}{2}}$ и применительно к выполненным экспериментам оказалось равным $7,45 \cdot 10^{-3}$ м.

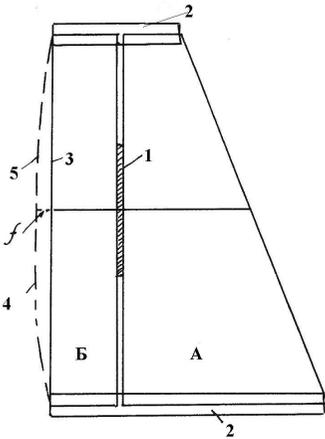


Рис. 4.6. Конструкция модели.

А – пластина откоса уступа, **Б** – тыльная пластина, **1** – заряд, **2** – жесткие крепления зажимами, **3** – линия тыльной пластины до взрыва, **4** – линия прогиба, **f** – величина прогиба.

F – площадь сечения пластины **Б** (рис. 4.6).

Для анализа и измерений были произвольно выбраны по два эксперимента с прямым и обратным инициированием. Результаты сведены в табл. 4.1, по данным которых построен график рис. 4.7.

Выполненные расчеты размеров неоднородностей и разрушенных отдельных частей позволяют сопоставить их со средним числом кусков $n_{\text{ср}}$ на поверхности откоса, рассеянного трещинами. По нашим подсчетам $n_{\text{ср}}$ колеблется в пределах 22–29 штук, при длине откоса 220 мм средняя отдельность составляет 8,5–10 мм, что довольно близко к найденной выше величине.

Конструкция модели в целом и образование зарядной камеры позволила установить процесс развития деформации изгиба во времени. Зная действительные размеры всех элементов модели, измерениями величины прогиба по линии, проходящей через середину заряда, вычисляли максимальную величину прогиба f , а также определяли ударную вязкость материала $a_y = A/F$, где A – работа удара,

Таблица 4.1

Величины абсолютных и относительных деформаций пластины Б

№ модели	Показатель	Время от начала взрыва, t., мс						
		27	48	70	91	112	132	150
5, прямое, ширина пластины 41 мм	Δl – измерен.	1,00	1,20	1,50	2,20	2,75	3,50	3,75
	Δl – факт.	2,49	2,98	3,73	5,47	6,83	7,82	8,38
	ϵ	0,060	0,072	0,091	0,133	0,166	0,190	0,205
11, прям. ширина пластины 37 мм	Δl – измерен.	0,20	0,50	0,90	1,50	2,00	2,75	3,00
	Δl – факт.	0,48	1,12	2,10	3,69	4,77	6,62	7,16
	ϵ	0,013	0,030	0,057	0,100	0,129	0,178	0,193
19, обратн. ширина пластины 56 мм	Δl – измерен.	0,20	0,4	0,80	0,80	1,00	1,40	1,70
	Δl – факт.	0,50	1,00	2,00	2,00	2,50	3,50	4,00
	ϵ	0,009	0,018	0,036	0,036	0,045	0,063	0,072
25, обратн. ширина пластины 35 мм	Δl – измерен.	0,20	0,40	0,60	1,40	1,50	2,40	2,80
	Δl – факт.	0,54	1,08	1,62	3,76	4,00	6,46	7,54
	ϵ	0,015	0,030	0,046	0,107	0,114	0,184	0,215

Анализ графиков показал следующее.

1. Прослеживается явный прогиб кривых, ограничивающих область упругих деформаций и переход в область упругопластических, причем, как правило, он отмечается в районе 90 мс от начала взрыва, что абсолютно соответствует перегибу на графике измерения фрактальной размерности во времени.

2. Все кривые имеют в начале процесса короткий участок «разгона» деформации до 50 мс от начала взрыва, затем участок довольно хорошо согласующийся с законом Гука (до 90 мс) и далее участок упруго-пластического течения и, начиная со 105 мс явное разрушение тыльной пластины.

3. Развитие деформационного процесса при прямом инициировании в области упругих деформаций выше, чем при обратном в среднем на 30%, в то время как в области упругопластических деформаций выше всего на 10%.

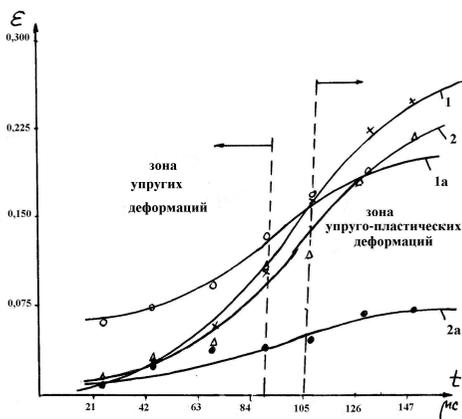


Рис. 4.7. Изменение параметров и характера деформаций во времени.

Результаты экспериментов позволили также определить величину ударной вязкости пластины из оргстекла, которая при площади сечения $1,75 \text{ см}^2$ и работе удара в $1,1 \text{ КДж}$, оказалась равной $0,63 \text{ КДж/см}^2$, что вполне укладывается в известные пределы.

4.2. Скачкообразное поведение напряженно-деформированного состояния твердых тел при взрывном нагружении

Результатом взрывного нагружения массива горных пород является развитие хаотичных структур в виде трещин во взорванном материале. При взрыве зарядов сферической или удлиненной формы только в ближней и средней зоне в пределах $10d$, наблюдается сеть трещин более или менее закономерно распределенная в объеме в виде радиальных и тангенциальных трещин, за пределами этой зоны все более проявляется хаотичный характер распределения трещин, что хорошо согласуется с концепцией фрактальности.

Термин «фрактал», т.е. дробный, отражает изломанный, фрагментарный характер объектов и явлений с дробными размерностями, являющимися количественной мерой негладкости фракталов.

Концепция фрактальности выделяет объекты и явления, в основе которых лежит гипотеза самоподобия или скейлинга. В качестве фрактальных структур можно рассматривать, например,

линии берегов, рельеф местности, турбулентные потоки, организации живых систем, странные аттракторы в фазовом пространстве динамических систем с хаотическим поведением, структуры месторождений, дисперсные системы и т.п. образования.

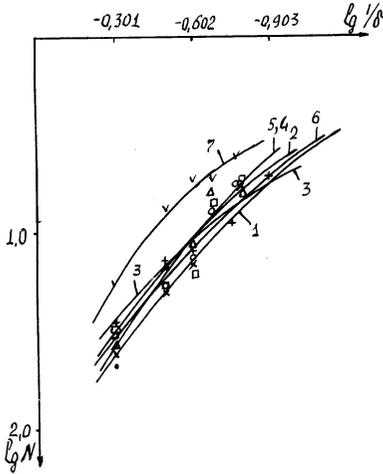


Рис. 4.8. Изменение характера фрактальной размерности в зависимости от периода разрушения. 1–6 – начало разрешения, 7 – на пределе упругих деформаций.

фрактальной размерности, предложенная М.Ю. Яблоковым, которая состоит в следующем.

На черно-белое изображение накладывается сетка с квадратной ячейкой размером δ . Определяется зависимость количества ячеек N , занятых черными или белыми пикселями, от размера ячейки. Сетчатая фрактальная размерность D_p определяется по наклону линии, полученной построением зависимости:

$$D_p = \frac{\ln N}{\ln\left(\frac{1}{\delta}\right)} \quad (4.20)$$

Основным свойством фракталов является нецелое значение их размерностей. Для характеристики фрактальных множеств имеется две группы определения типа размерности:

- характеристики меры, полученные из чисто геометрических соображений;
- характеристики, связанные с теорией информации.

Понятие фрактальной меры и фрактальной размерности множеств

базируется на определениях, введенных Хаусдорфом и Безековичем. В нашем эксперименте, когда модель не расчленилась на отдельности, а была покрыта сетью трещин, которые определяют размер отдельностей, использована методика определения

В соответствии с правилами Б. Мандельброта для нерегулярных фракталов фрактальная размерность больше размерности, вычисленной по методу сетки на 1:

$$D = D_p + 1.$$

С использованием метода сеток для нашего эксперимента определена сеточная фрактальная размерность D_p и затем действительная фрактальная размерность разрушенной (покрытой трещинами) пластины D . Для измерений и вычислений отобраны фотоотпечатки развития процесса трещинообразования следовавшими по времени через 8 мс. Результаты сведены в табл. 42. По данным табл. 4.2 построены кривые в координатах $\lg N$ и $\lg 1/\delta$ (рис. 4.8). Большинство кривых образует семейства, которые аппроксимируются уравнением вида:

$$\lg N = a \lg \left(\frac{1}{\delta} \right)^6, \quad (4.21)$$

например, для периода времени 136 мс от начала взрыва, кривая выражается:

$$\lg N = 1,64 * 10^2 \left(\lg \frac{1}{\delta} \right)^{1,71}. \quad (4.22)$$

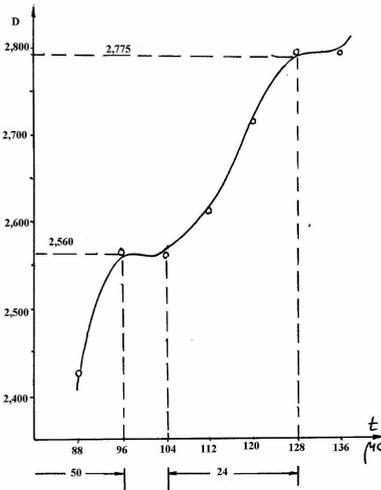


Рис. 4.9. Изменение фрактальной размерности по времени.

Расчеты позволили впервые выявить закономерность изменения фрактальной размерности по времени процесса (рис. 4.9). Она заметно растет в ходе расчленения пластины из оргстекла трещинами, однако, как и следовало ожидать, при объемном разрушении размерность стала расти, поскольку раскрывались дефекты более низкого порядка.

Изменение фрактальной размерности во времени свидетельствует о том, что в

процессе должна сформироваться определенная структура разрушения, требующая затрат времени, то есть времени экспозиции энергии и разрушающего напряжения.

Таблица 4.2
Расчет величины фрактальной размерности

Время на кадре, t, мс	Общее количество пикселей на измеряемой площади	Размер ячейки сетки, δ , мм	$1/\delta$	$\lg 1/\delta$	Число пикселей по трещинам, N	$\lg N$
1	2	3	4	5	6	7
136	15	6	0,167	-0,777	7	0,845
	20	5	0,200	-0,699	10	1,000
	31	4	0,250	-0,602	11	1,041
	54	3	0,333	-0,477	19	1,271
	125	2	0,500	-0,301	49	1,690
$D_p = 1,775, D = 2,774$						
128	15	6	0,167	-0,777	6	0,778
	20	5	0,200	-0,699	7	0,845
	31	4	0,250	-0,602	15	1,176
	54	3	0,333	-0,477	23	1,362
	125	2	0,500	-0,301	42	1,624
$D_p = 1,775, D = 2,775$						
120	15	6	0,167	-0,777	6	0,778
	20	5	0,200	-0,699	6	-,778
	31	4	0,250	-0,602	11	1,042
	54	3	0,333	-0,477	15	1,176
	125	2	0,500	-0,301	39	1,591
$D_p = 1,71, D = 2,71$						
112	15	6	0,167	-0,777	6	0,778
	20	5	0,200	-0,699	7	0,845
	31	4	0,250	-0,602	14	1,146
	54	3	0,333	-0,477	20	1,301
	125	2	0,500	-0,301	35	1,545

Продолжение таблицы 4.2.

1	2	3	4	5	6	7
$D_p=1,61, D=2,61$						
104	15	6	0,167	-0,777	6	0,778
	20	5	0,200	-0,699	7	0,845
	31	4	0,250	-0,602	16	1,204
	54	3	0,333	-0,477	18	1,255
	125	2	0,500	-0,301	33	1,519
$D_p= 1,56, D=2,56$						
96	15	6	0,167	-0,777	5	0,699
	20	5	0,200	-0,699	9	0,954
	31	4	0,250	-0,602	12	1,080
	54	3	0,333	-0,477	14	1,146
	125	2	0,500	-0,301	28	1,448
$D_p= 1,57, D=2,57$						
88	15	6	0,167	-0,777	5	0,602
	20	5	0,200	-0,699	6	0,778
	31	4	0,250	-0,602	6	0,778
	54	3	0,333	-0,477	7	0,845
	125	2	0,500	-0,301	19	1,279

Сама форма графика (рис 4.9) показывает, что процесс разрушения также имеет скачкообразный характер, отчетливо видны в данном случае (в пределах времени съемки) два периода, между которыми скачек процесса разрушения происходит в виде «цепной реакции». Это подтверждается анализом продолжительности времени до первой горизонтальной площадки изменения фрактальной размерности (рис 4.9), которое составило около 56 мс, в то время как до второго прошло всего около 24 мс.

Вполне возможно, что при увеличении удельного расхода ВВ и повышении скорости съемки, удалось бы выявить более двух периодов (скачков) изменения фрактальной размерности.

Таким образом, имеем самоускоряющийся и самоподдерживающийся процесс разрушения, что характерно для таких явлений, как горный удар. Аналогией может служить также диэлектрический пробой в горной породе, когда вероятность возникновения и роста пробоя $P(E)$ зависит от напряженности электрического поля E_0 на поверхности: $P(E) \cong E^n$ и при этом фрактальная размерность D_{np} меняется непрерывно с изменением η .

Подобной модели разрушения при диэлектрическом пробое являются модели материалов, построенные на накоплении напряжений (σ), когда им пропорциональна вероятность разрушения ($F(x)$):

$$F(x) \cong \sigma^d.$$

Здесь используются тензорные поля вместо скалярных:

$$F(x) \cong \left(\frac{\partial \sigma_x}{\partial t} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial t} + \frac{\partial \sigma_z}{\partial t} \right).$$

Эта Виттен–Сендоровская модель свидетельствует, что в кластере трещин под действием напряжений $\sigma_{x,y,z}$ некоторое время «изучаются» все возможные соединения трещин, а затем выбирается одно случайное и не обязательно большее значение σ , в том числе не обязательно в данном направлении.

Выявленные выше закономерности также подтверждаются экспериментально доказанным изменением величин относительных деформаций тыльной стенки скважины на модели.

Если условно считать, что пластина оргстекла, вырезанная в виде уступа, находится в механически равновесном состоянии, то после того как она будет подвержена взрывному нагружению, начнет происходить обмен энергией между неоднородностями (структурными элементами) и часть ее будет диссипирована. Рост трещин, их пересечение, формирование отдельностей уже после взрывчатого разложения заряда ВВ означает, что отдельности не могут более обмениваться энергией с соседними частями.

Поскольку величина заряда была подобрана так, что модель уступа после взрыва не рассыпалась, а только покрывалась трещинами различной интенсивности, что придало пластине характер блочного строения, то трещины, будучи результатом

разрушения, являются также способом существования пластины при больших предельных необратимых деформациях.

Именно это положение нами теоретически и экспериментально доказано и в данном случае подтверждено, что в ближней зоне взрыва, в области пластического течения, в пределах $5d_0$, примыкающей к зарядной полости, образуются более мелкие фракции. Они препятствуют росту более крупных, вследствие диссипирования большей доли энергии взрыва. Данный факт также подтверждается и ростом фрактальной размерности во времени, следовательно, ростом многоуровневой структуры разрушения, когда одно- временно происходит: затухание трещин, выход их на свободные поверхности соседних отдельностей, увеличение их протяженности.

Величина фрактальной размерности, характеризующая степень сложности структуры, очевидно, возрастает с увеличением вновь образованной поверхности. Выявленные горизонтальные площадки на графике изменения во времени величины фрактальной размерности свидетельствуют, что процесс разрушения идет через последовательное избирательное укрупнение кусков от положения заряда и уменьшение их количества. При этом можно выделить следующие элементы эволюции структуры разрушения по зонам:

- в ближней – мельчайшие обломки изометрической формы;
- в средней – сложно построенные отдельности, вытянутые в направлении действия главных напряжений;
- в дальней – магистральные трещины сложной конфигурации.

В целом напряженно-деформированное твердое тело может рассматриваться как многоуровневая самоорганизующаяся структура, эволюция которой под нагрузками представляет собой характерный синергетический процесс.

Анализ характера изменения величины фрактальной размерности во времени показал явную стадийность развития процесса деструкции. Поведение фрактальной размерности «Д» показывает, что каждую из выделенных стадий деструкции можно рассматривать как определенный иерархический структурный уровень с определенным комплектом структурных элементов и соответствующим ему механизмом деформации.

4.3. Оценка фрактальной размерности

разрушенного взрывом массива горных пород

Разрушение горных пород, как и других твердых тел, под действием внешнего воздействия начинается с дефекта (назовем его зародышем трещин), который проявляется в виде микротрещин. Под действием нагрузки к одному дефекту присоединяются другие, в результате чего возникает сложная система трещин, а нарастание процесса присоединения приводит к образованию многоуровневой кластер-кластерной структуры, что проявляется в виде трещинообразования.

Уже на этапе возникновения трещин первого уровня формируются частицы разрушенного материала, количество которых затем растет с ростом числа уровней трещин, при этом размеры частиц обусловлены величиной вероятности присоединения трещинных кластеров друг к другу. Чем она выше, тем мельче трещины, и размеры самого кластера растут.

Кластер-кластерная структура по существу означает агрегацию зародышей трещин различной величины. Распределение их в каждом кластере и в общем (конечном) будет подобным, т.е. иметь фрактальное строение и, следовательно, фрактальную размерность D . *Образование систем трещин и дезинтеграция тела на куски разной величины по трещинам в данном случае процессы обратные, но тот и другой процессы – необратимы.*

При разрушении породы вероятность роста числа частиц $F(x)$ зависит от поля напряжений, в частности, тензорных полей, обусловленных тензором напряжений:

$$T_n = \begin{vmatrix} \sigma_{xx} & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_{yy} & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_{zz} \end{vmatrix} = \sigma_{ik} n_i, \quad (4.23)$$

где σ_{ik} – совокупность 9 напряжений, нормальных ($i=k$) и касательных ($i \neq k$) относительно трех взаимно перпендикулярных площадок; n_i – единичный вектор, нормальный к данной площадке.

Вероятность роста $P(\sigma)$ будет пропорциональна интенсивности тензорного поля:

$$P(\sigma) \cong (\sigma_{ik} n_i)^a. \quad (4.24)$$

Статистическая оценка прочности горных пород, как известно, состоит:

$$P(\sigma) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\sqrt{D_\sigma}}} e^{-\left[\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\sqrt{D_\sigma}}\right]^2} d\sigma, \quad (4.25)$$

где σ_i – текущее напряжение; σ_0 – крайняя левая граница прочности; D_σ – дисперсия величины прочности σ .

Оценки следует сравнить:

$$(\sigma_{ik} n_i)^a = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\sqrt{D_\sigma}}} e^{-\left[\frac{2(\sigma_i - \sigma_0)}{\sqrt{D_\sigma}}\right]^2} d\sigma. \quad (4.26)$$

Фрактальная размерность непрерывно изменяется с изменением ‘а’ в уравнениях (4.24, 4.26).

В нелинейной среде потенциально существует спектр структур (форм организации), которые в ней могут появиться под влиянием внешнего воздействия. Этот спектр определяется исключительно внутренними свойствами среды, а не только параметрами внешнего воздействия (σ) и, как теперь известно, еще и временем экспозиции нагрузки. От параметров внешнего воздействия зависят уровни раскрытия трещин или спектр структур, что должно отражаться в изменении фрактальной размерности во времени.

Связь между напряжениями σ и разрушаемым объемом V выражается как:

$$\sigma \cong [N(l)l^3]^{\frac{1}{m}} \text{ или} \\ N(l) \cong f(\sigma),$$

где l – некоторый размер неоднородности; $N(l)$ – число неоднородностей.

Горные породы и массивы, вследствие неоднородности состава и структуры, имеют сложное строение пространства дефектов, дислокаций и других мест «ослаблений», которые представляет собой трехмерную систему условно несвязанных (условно взаимосвязанных) дефектов разной формы и размеров.

Описание структуры пространства дефектов довольно сложная задача, требующая ввода упрощающих моделей и других допущений.

Фрактальный анализ, который можно свести в определению характера изменения фрактальной размерности в процессе разрушения, позволяет перейти к моделям, учитывающим сложность пространственной организации реальной физической системы.

Пусть $F(l_0)$ – функция распределения объемов неоднородностей по их характеристическим размерам l_0 (характеристический размер – это радиус для сфероподобных дефектов или полуширина для щелевидных). Данная функция входит в состав интегрального уравнения для описания дезинтергации среды и выделение ее из этого уравнения вызывает определенные сложности.

Преобразуем $F(l_0)$ к виду:

$$F(l_0) \cong N(l_0) l_0^3, \quad (4.27)$$

где $N(l_0)$ – число дефектов в диапазоне $l_0 + dl_0$, а l_0^3 – объем занимаемый дефектом размером l_0 .

Число дефектов $N(l_0)$ меняется с изменением их размеров по закону:

$$N(l_0) \cong l_0^{-\psi} \quad (4.28)$$

для всех $l_{\min} < l_0 < l_{\max}$, представляющих интервал значений размеров, где объект обладает свойствами фрактала.

В этом случае:

$$F(l_0) \cong l_0^{3-\psi}. \quad (4.29)$$

Функция распределения плотности вероятности разрушения среды на объемы при заданных напряжениях выражается как:

$$P(\sigma) = \int_0^{\infty} F(l_0) e^{-\left(\frac{\sigma - \sigma_0}{\beta}\right)^n} dl_0, \quad (4.30)$$

где σ_i – текущее напряжение; σ_0 – крайняя левая граница прочности; β – параметр подобия или масштабного фактора; n – коэффициент неоднородности.

Подставляя значение $F(l_0)$ в (4.30), получим:

$$P(\sigma) = \int_0^{\infty} l_0^3 - \Psi e^{-\left(\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\beta}\right)^n} dl_0. \quad (4.31)$$

Степенной показатель Ψ является важным параметром, характеризующим фрактальные свойства объекта разрушения. Он связан с фрактальной размерностью D и выражается как:

$$\Psi = D+1.$$

Зная величину Ψ , можно определить, обладают ли исследуемые системы объемным (при $2 \leq \Psi \leq 3$ и тогда $1 \leq D \leq 3$) или поверхностным фракталом (при $3 \leq \Psi \leq 4$ и $2 \leq D \leq 3$).

Для структурированных сред понятие «поверхностный фрактал» означает, что поверхность дефектов является фрактальной, а «объемный фрактал» есть фрактальный объем.

Выражения (4.30| 4.31) могут быть использованы для описания рассеивания энергии разрушения на неоднородностях.

От величины l_0 зависит вид функции распределения в полном соответствии с величиной раздробленной массы по законам Риттингера, Кирпичева–Кика и Бонда.

Результатом взрывного нагружения массива горных пород является развитие хаотичных структур в виде трещин во взорванном материале. При взрыве зарядов сферической или удлиненной формы только в ближней и средней зоне в пределах $10d_z$ наблюдается сеть в виде радиальных и тангенциальных трещин, более или менее закономерно распределенная в объеме, за пределами этой зоны проявляется все более хаотичный характер их распределения.

При однократном дроблении массива взрывом для описания гранулометрического состава разрушенной массы возможно использование формулы Розина–Раммлера, например, в дифференциальной форме:

$$\frac{dV}{V_0} = n \left(\frac{x}{x_m}\right)^{n-1} e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n} d\left(\frac{x}{x_m}\right), \quad (4.32)$$

где V/V_0 – часть объема, раздробленная на куски больше X по меньше X_m ; n – параметр распределения.

Ясно, что отношение $\frac{V}{V_0} \cong \frac{x}{x_m}$, тогда перейдя от объемов к удельному объему X^3 и количеству таких удельных N , составляющих целое тело, имеем:

$$\frac{x^3 dN}{d\left(\frac{x}{x_m}\right)} = n \left(\frac{x}{x_m}\right)^{n-1} e^{-\left(\frac{x}{x_m}\right)^n}. \quad (4.33)$$

В твердом теле со структурой, где ее роль выполняют отдельности размером L_0 и каждая из них имеет неоднородности размером l_0 , существует равенство:

$$\frac{x^3 dN}{\frac{dx}{L_0}} = \frac{L_0}{x_m}. \quad (4.34)$$

Если после разрушения произвести рассеивание материала по фракциям, отличающимся своими размерами на L_0 , то получим:

$$x_i^3 N_i = \frac{L_0}{x_m}. \quad (4.35)$$

Используя закон Розина–Рамлера в виде известной формулы:

$$R = 100e^{-bx^n}, \quad (4.36)$$

ее можно представить в виде графика в координатах $\lg \lg 100/R$ и $\lg x$, а кривая распределения по фракциям обычно представляется прямой с углом наклона к оси $\lg x$:

$$\operatorname{tg} \alpha = n = \frac{\lg \lg \frac{100}{R_1} - \lg \lg \frac{100}{R_2}}{\lg x_1 - \lg x_2}. \quad (4.37)$$

В логарифмических координатах (4.36) $\ln P(\sigma)$ и $\ln[(\sigma_i - \sigma_0)/\beta]$ дает кривую, часть которой представлена прямой, угол наклона ее к оси абсцисс является фрактальной размерностью системы. Вычисление $\operatorname{tg} \alpha$ по крайним точкам кривой дает усредненное значение такой размерности. Чем круче угол, тем больше размерность, что означает снижение прочности и, следовательно, рациональнее использована энергия взрыва.

Ранее, при оценке результатов взрыва модели, использовалась сетчатая фрактальная размерность по методике М.Ю Яблокова, однако, поскольку изображение плоское, то фрактальную размерность можно также определить по соотношению периметра и площади:

$$\rho_{\delta} = \frac{\rho^{\frac{1}{\delta}}}{S^{\frac{1}{2}}} = \frac{\left| L(\delta)^{\frac{1}{\delta}} \right|}{[A(\delta)]^{0,5}}. \quad (4.38)$$

Это соотношением не зависит от размера объекта, но зависит от эталона δ (размера ячейки сетки) и определяется по зависимости логарифма числа клеток, содержащих границу от числа черных пикселей. Здесь также используется угол наклона участка кривой к оси абсцисс:

$$A = \operatorname{tg} \alpha \quad A = D - d,$$

где $d=2$ – так как имеем плоскость и $D=d-A$.

4.4. Основные свойства мультифракталов и их приложения к управлению параметрами буровзрывных работ

Массив горных пород, подлежащий разработке, в основном характеризуется двумя важнейшими свойствами – прочностью (крепостью) и ценностями, которые устанавливаются, как правило,

путем дискретных испытаний, называемых опробованием. Дискретный характер расположения точек отбора проб на то или иное свойство обуславливает тот факт, что геологическому объекту, как любому природному явлению, при моделировании присуща случайность распределения его показателей в пространстве. Поэтому имеются убедительные основания предполагать, что подобные явления могут быть успешно описаны как случайные фракталы.

Следует определиться, к какому виду фракталов относится вариант установления основных свойств массива. Известны фракталы самоподобия, для которых численно совпадают размерности Хаусдорфа, подобия, поточечная и размерность кластера. Известны фракталы самоаффинные, которые характеризуются локальной и глобальной размерностями и связаны с показателями Херста (H), который еще называется аффинным показателем и может находиться в пределах $0 < H < 1$.

Массив горных пород с множеством свойств, часто взаимообусловленных, абсолютные величины которых случайным и в то же время каким-то квазизакономерным образом расположены в пространстве, является сложным объектом и принадлежит к мультифракталам. Стохастическое описание мультифракталов предложено во многих работах где, в частности, рассматривался процесс случайного дробления больших структур на меньшие.

В настоящее время для бурения взрывных скважин используются высокопроизводительные станки, способные обуривать участки недр больших размеров, включающие горные породы различной прочности. При стремлении к относительно равномерному дроблению возникает технологическая задача распределения массы ВВ в скважинных зарядах в соответствии с взрываемостью горных пород, что может быть достигнуто при наличии оперативной информации об их прочностных свойствах.

Известно, что распространение свойств массива для различных по генезису месторождений подчинено определенным законам. Их исследование дает возможность выявить структурные особенности, будь то прочностные свойства, качество полезного компонента и т.п. Как правило, структурные признаки рассматриваются как некоторые закономерности в их пространственном положении, они, собственно, и образуют структуру. Характер структур зависит от плотности информационной сети.

При получении информации о взрываемости проявление структуры выражается как случайными признаками, так и закономерными. Эти явления чередования в случайности закономерного, так и закономерного в случайном, как известно, устанавливаются через тренд или на основе фрактального анализа. Дискретное получение информации в точках случайного поля аналогично броуновскому движению и соответствует случайным фракталам или мультифракталам, в данном случае прочностных свойств. Дискретный характер расположения точек отбора проб на то или иное свойство обуславливает тот факт, что геологическому объекту, как любому природному явлению, при моделировании присуща случайность распределения его показателей в пространстве. Поэтому имеются убедительные основания предполагать, что подобные явления могут быть успешно описаны как случайные фракталы.

Известно, что качество дробления при прочих равных условиях, зависит от свойств ВВ и параметров расположения скважин на взрываемом участке. Современными и технологичными, в отличие от нетехнологичных, способами управления параметрами БВР, в рамках задачи качественного взрывного дробления пород массива, являются:

- статические, в основу которых положено районирование массивов карьерного поля по взрываемости;
- динамические, когда нагрузка на скважину, т.е. сетка скважин, изменяется вслед за изменением взрываемости.

Районирование, естественно, выполняется достаточно крупными участками месторождения и не учитывает локальных особенностей, например, включение в массив даек с резко отличными физико-механическими свойствами и прочих включений. Районирование подразумевает наличие информации по всей площади карьерного поля и еще по нескольким горизонтам вглубь карьера, чтобы можно было наладить прогнозирование свойств по глубине и по площади, что, естественно, можно реализовать с определенной надежностью, зависящей от генезиса месторождения, средств и методов получения подобной информации.

Этот первый вариант управления сводится к экспериментальному установлению для каждого условно

выделенного участка сетки скважин при данном диаметре заряда и типе ВВ. Тогда взрываемость пород, определяемая удельным расходом ВВ, будет меняться автоматически в зависимости от нагрузки на скважину, находящуюся в обратной зависимости со взрываемостью, а высота заряда должна быть постоянной, также как и столб забойки в соответствии с «Правилами...» техники безопасности.

Динамические или оперативные способы подразумевают получение и обработку информации о прочностных и структурных особенностях массива пород в ходе производственных процессов и выбор на основании этого параметров БВР. Для реализации этого варианта управления необходимо доказать возможность распространения показаний данной информационной точки на последующие или на заданное расстояние. В этом случае, речь идет о решении задачи оперативного прогнозирования свойств или, точнее, о специальной задаче теории распознавания образов.

Если в качестве показателя взрываемости принять удельный расход ВВ, причем растущий пропорционально прочностным свойствам пород, то управление качеством дробления возможно в основном двумя способами, вписывающимися в общую технологию разработки и являющимися технологически приемлемыми:

- изменением массы зарядов при постоянной сетке скважин, т.е. постоянной «нагрузке» на каждый скважинный заряд;
- изменением сетки скважин и, следовательно, расстоянием между скважинами с принятием постоянной массы заряда.

Первый способ, не учитывающий локальное изменение взрываемости пород на небольших базах, является традиционным и осуществим при известных прочностных свойствах пород на отдельных, как правило, большой площади участках, при этом невозможно оперативное реагирование на изменение взрываемости.

Второй способ, иначе называемый оперативным методом изменения параметров БВР, позволяет изменять сетку скважин в ходе бурения по информации, полученной при бурении предыдущей скважины. Здесь в качестве показателя прочности пород массива выбрана энергоемкость шарошечного бурения. При этом связь между шагом передвижки станка и, следовательно, величиной нагрузки на скважинный заряд диаметром 250 мм и при высоте уступа 15 м, выражается соотношением, установленным для Саякского карьера:

$$\dot{a} = 11,0 \exp^{-0,190E},$$

где a – расстояние между скважинами, м; E – величина энергоемкости бурения, кВт·ч/м.

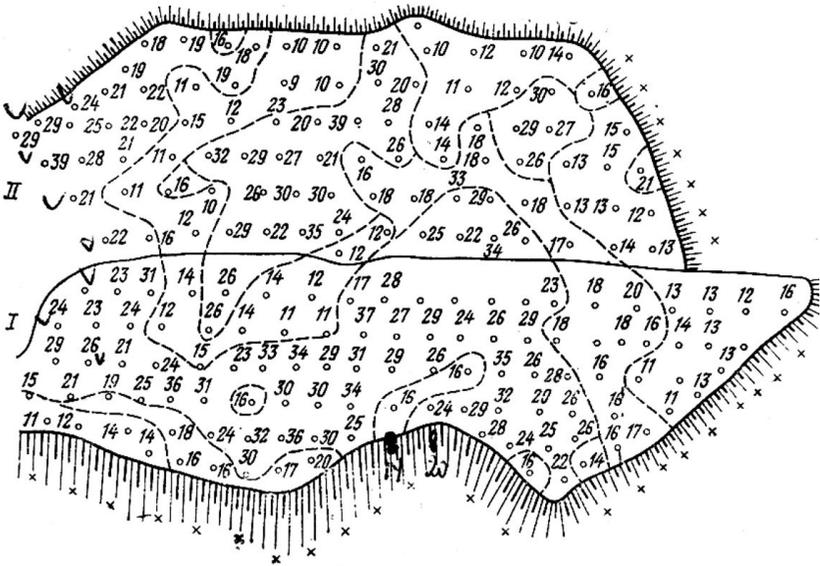


Рис. 4.10. Экспериментальные блоки. 1 – блок, взорванный в первую очередь, 2 – разупрочняемый блок.

Нетрудно заметить, что максимальное расстояние, на котором можно пробурить следующую скважину при наименьшей прочности пород для данного диаметра заряда составляет около 11 м с учетом принятой высоты уступа, равной 15 м.

Способ оперативного изменения параметров БВР реализован на Саяском карьере при буровзрывной подготовке одного из участков.

Основанием к использованию этого метода явились экспериментальные работы по определению взрываемости двух смежных блоков (рис. 4.10). В ходе подготовки блока 1, одновременно обуривали блок 2 и измеряли энергоемкость бурения на базе второй штанги, т.е. в интервале 7–15 м от поверхности уступа (обозначена цифрами). После взрыва участка 1, скважины блока 2 были нарушены и принято решение перебурить его заново с

получением повторной информации о взрываемости, после его разупрочнения от взрыва на смежном. Таким образом, появилась информация о прочности одного и того же участка до и после взрывного нагружения (рис. 4.11).

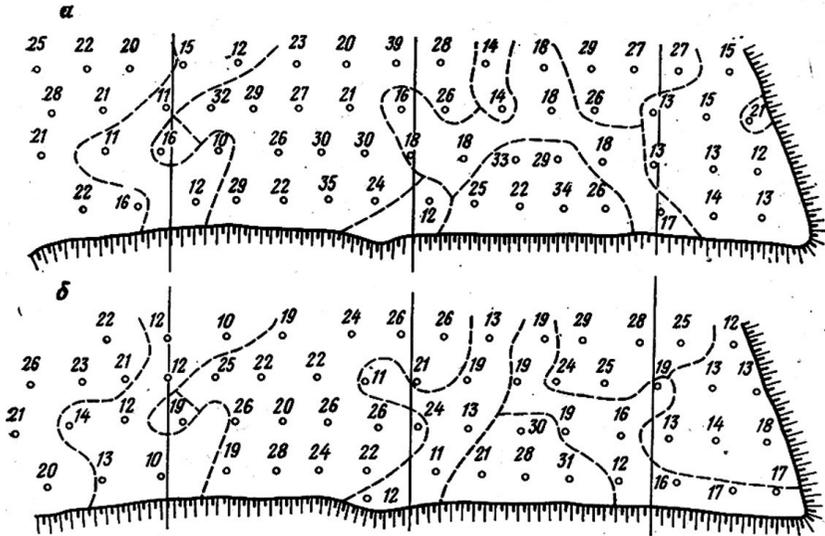


Рис. 4.11. Распределение величин энергоемкости бурения на блоке 2 до (а) и после разупрочнения (б).

Выполненные экспериментальные работы позволяют поставить и решить несколько важных вопросов в методическом отношении:

1. О правомерности использования информации о прочности по предыдущей скважине для прогнозирования (экстраполирования) ее на последующую, по которой выбирается новое расстояние между скважинами, имея ввиду, что оно обратно пропорционально энергоемкости бурения;

2. Об оценке степени разупрочнения массива.

Для решения первой задачи нами были использованы основные понятия тренд-анализа и изменения структуры нарушенного массива по изменению величины фрактальной размерности.

При разработке тренд-анализа исходили из того, что, если существует тренд, то оправдано экстраполирование с учетом оценки возможного риска.

Тренд-анализ выполнен методом «смены знака» при переходе от предыдущего значения энергоемкости к последующему, для чего соответственно устанавливались математическое ожидание ($M_{(e)}$) числа смены знака, дисперсия ($\sigma_{(e)}^2$) и по ним оценка вероятности ($Z_{(e)}$) подтверждения или отклонения гипотезы о наличии тренда по статистике:

$$M_{(e)} = \frac{2N - 4}{3}; \sigma_{(e)}^2 = \frac{16N - 29}{90}; Z_{(e)} = \frac{M_{e0} - M_{(e)}}{\sigma_{(e)}^2}. \quad (4.39)$$

Наличие или отсутствие тренда устанавливалось как по рядам скважин, так и в целом по блоку, результаты чего представлены в табл. 4.3.

Анализ сведений табл. 4.3 свидетельствует о существенном изменении ситуации на блоке после взрыва на смежном участке. Если до взрыва только по двум рядам скважин (во 2-м и 4-м) не отмечались тенденции тренда с надежностью вывода около 0,68, а в 1-м и 3-м, наоборот наличие с вероятностью 0,74 (рис. 4.10), то после взрыва тренд наблюдается как в среднем по блоку, так и по рядам скважин с надежностью не менее 0,8. Очевидно, что более прочные локальные участки на блоке (до взрыва) в результате взрывного нагружения смежного блока аккумулировали большой запас энергии и разрушились больше, чем слабые. Это привело к нивелировке и сбросу случайных величин.

Таблица 4.3

Результаты определения вероятности наличия тренда
уровня прочности пород массива

Показатель	После взрыва на смежном блоке					До взрыва на смежном блоке				
	ряд скважин				в целом по блоку	ряд скважин				в целом по блоку
	1	2	3	4		1	2	3	4	

M(e)	9,33	9,33	9,33	9,33	39,33	9,33	9,33	9,33	7,33	38,66
$\sigma^2_{(e)}$	2,52	2,52	2,52	1,99	10,52	2,52	2,52	2,52	1,99	10,34
Z(e)	-0,924	-0,924	-0,924	-1,673	-1,26	-0,527	0,663	-0,527	-0,667	-0,450
P(e)	0,179	0,179	0,179	0,047	0,104	0,301	0,745	0,301	0,745	0,326
Наличие тренда	есть	есть	есть	есть	есть	есть	нет	есть	нет	есть
						слабый		слабый		слабая

Обратимся теперь к исследованию фрактальной структуры поверхностей. Такую структуру можно представить, используя данные по измерению энергоемкости бурения, следующим образом. Если от условной горизонтальной плоскости, за уровень которой принять наименьшую величину энергоемкости E (кВт·ч/м), от нее по оси U откладывать фактически измеренные величины E по каждой из скважин, затем все вершины соединить между собой, то получим некоторую «гористую поверхность» (рис. 4.12). В данном случае исследуемый процесс соответствует нестационарному процессу Винера–Леви, при котором проявляется броуновское движение с дисперсией приращений ΔE :

$$W(\Delta E) = \left\{ [Z(E + \Delta E) - Z(E)]^2 \right\} \quad (4.40)$$

и тогда дисперсия $W(\Delta E)$ зависит только от разности соседних величин энергоемкости и мало зависит от их абсолютной величины:

$$W(\Delta E) \approx |\Delta E|^{2H}, \quad (4.41)$$

где H – показатель Херста.

Поскольку приращения независимы, то броуновское движение является марковским процессом, т.е. при переходе от $E(x_1)$ к $E(x_2)$ вероятность появления $E(x_2)$ зависит только от x_1 и x_2 при $x_2 > x_1$. Эта вероятность не зависит от поведения $E(x)$ при $x < x_1$ и, следовательно, в процессе случайного блуждания каждый шаг делается без какой-либо информации о том, каким образом процесс достиг текущего значения.

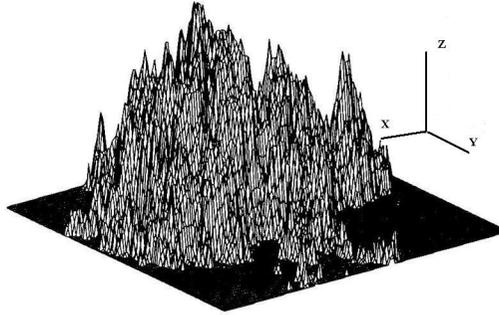


Рис. 4.12. Модель двумерного броуновского движения по Р.М. Кроневеру.

Наша модель поверхности энергоемкости бурения есть двумерный вариант броуновского движения и по аналогии с одномерным (если двигаться по рядам скважин) гауссовский процесс будет двумерным броуновским движением, если он имеет следующие свойства:

$$E(0,0)=0 \quad (4.42)$$

и функция $E(x)$ почти всегда непрерывна.

Случайная величина

$$\Delta E = E[(x+\Delta x), (y+\Delta y)] - E(x, y) \quad (4.43)$$

имеет математическое ожидание, равное 0 и дисперсию, определяемую соотношением $K_E^2 \sqrt{\Delta x^2 + \Delta y^2}$, где K – положительная константа.

Двумерное броуновское движение почти наверняка недифференцируемо, а его фрактальная размерность D должна быть равна 2,5, так как доказано, что для одномерного движения она равна 1,5.

Условия использования модели, когда вероятность достижения $E(x_2)$ при заданном $E(x_1)$ и $x_1 < x_2$ зависит только от x_1 и x_2 , а не от поведения $E(x)$, побуждают к отысканию процесса, который бы обладал некоторой памятью.

Б. Мандельброт такой процесс назвал фрактальным броуновским движением (ФБД). ФБД удобно определять при

помощи показателя Херста, который связан с фрактальной размерностью соотношением:

$$H=2-D \text{ – для одномерного процесса и } H=3-D \text{ – для двумерного. (4.44)}$$

Поскольку установление D для ФБД весьма проблематично, то проще всего фрактальную размерность можно определить из (4.44):

$$D=2-H \text{ и } D=3-H. \quad (4.45)$$

Херст установил, что для многих явлений показатель H находится в пределах: $0 < H < 1$, а определить его можно по закону:

$$\frac{R}{S} \approx a^H, \quad (4.46)$$

где $R(a)=E(x)\max-E(x)\min$ – максимальный размах амплитуд случайного процесса; S – среднеквадратическое отклонение; a – шаг изменения X или расстояния передвижки станка.

Методы определения D дают правильный результат при условии однородности и изотропности явления, а при отсутствии таких свойств необходимо ориентироваться на определение локальной размерности.

Приступая к вычислению показателей Херста и соответственно локальных и глобальных фрактальных размерностей ФБД на нашем блоке в двух его состояниях, следует предположить, что вследствие случайного дробления (разупрочнения) первоначальной структуры размерностью D_0 получим ослабленную структуру размерностью D_1 , причем $D_1 > D_0$.

В табл. 4.4 приведены результаты вычислений показателя Херста, локальных и глобальных фрактальных размерностей блока до и после разупрочнения.

При анализе данных табл. 4.4, в частности, показателя Херста и величин размерностей можно заметить, что показатель Херста всегда больше 0,5. При высоких значениях H выясняются достаточно очевидные отклонения статистики энергоемкости бурения от нормального закона Гаусса. В работе Мандельброта рассматривается три случая: $H=0,5$, $H < 0,5$ и $H > 0,5$. При $H \neq 0,5$ имеем случай персистентности или антиперсистентности, т.е. процесс обладает памятью, а при $H < 0,5$ – случай персистентности, т.е.

сохраняется тенденция. Следовательно, при $H > 0,5$ поддерживается имеющаяся тенденция, это означает, что если приращения были положительными в прошлом, то и впредь в среднем будет происходить увеличение E при произвольных a . Для случая $H < 0,5$ рост в прошлом означает уменьшение в будущем и наоборот.

Таблица 4.4

Результаты определения структурных характеристик блока

Показатели	До взрыва смежного блока					После разупрочнения				
	ряд скважин				В целом по блоку	ряд скважин				В целом по блоку
	1	2	3	4		1	2	3	4	
R	23	23	21	27	29	21	18	15	19	21
S	7,03	7,84	6,55	7,18	7,77	6,54	5,62	4,84	5,82	5,82
H	0,658	0,601	0,633	0,74	0,74	0,653	0,649	0,631	0,659	0,716
D*	1,342	1,399	1,367	1,26	-	1,347	1,351	1,369	1,341	-
Do(D1)					2,26					2,284

Эти выводы подкрепляются исследованием процесса (4.40) и (4.41), т.е.

$$[W_H(\Delta E_2) - W_H(\Delta E_1)]^2 \approx |a_2 - a_1|^{2H}. \quad (4.47)$$

В нашем случае $a=6$ м, для которого мы получили глобальную фрактальную размерность «поверхности» энергоемкости бурения равную для блока до и после разупрочнения соответственно 2,26 и 2,284, что полностью совпадает с исследованиями, где они установлены для гравитационных волн поверхности моря величиной 2,25 и 2,33.

Определенный интерес вызывает установление связи показателя Херста при его значении, равном 0,5 или близким к нему и расстоянием между скважинами a . Так как H есть функция от a , то подбором a можно определить H . В нашем случае $H \approx 0,5$ при $a=16$ м, при этом корреляция (4.47) между приращениями и шагом передвижки равна 0, а фрактальная размерность D составит 2,5, что характерно для марковского процесса.

Таким образом, доказано наличие тренда и памяти процесса, что дает основание для правомерного экстраполирования прочностных свойств массива при шаге броуновского движения до 6–8 м, а также невозможности таких действий при расстояниях более 16 м.

Установлено также, что эффект разупрочнения характеризуется увеличением фрактальной размерности.

4.5. Проявление структурных уровней прочности массива горных пород в задаче управления надежностью его разрушения

Месторождения полезных ископаемых и породных массивов характеризуются значительным разнообразием генетических типов, морфологических особенностей, масштабов и еще большими отличиями в условиях залегания, вещественного состава, параметров физико-механических и химических свойств, слагающих горных пород.

Структура прочностных свойств массива обусловлена с одной стороны происхождением и прочностью самих пород, а с другой – наложенной на них трещиноватостью.

В зависимости от контраста прочностных свойств пород массива с учетом степени насыщенности трещинами, выделяются технологически значимые структурные уровни прочности. Определение и выделение этих уровней в настоящее время производится опробованием пород и массива различными лабораторными способами или непосредственно в натуре сейсмоакустическими методами, а также, например, по удельным затратам энергии на разрушение единицы объема породы.

В работах И.А. Тангаева, Б.Н. Кутузова, В.Н. Мосинца и многих других даны подробные обоснования для применения метода оценки буримости и взрываемости по показателю удельной энергоемкости

шарошечного бурения. Получение информации об этих технологических параметрах пород массива основано на измерении затрат энергии в дискретных точках карьерного поля. Поэтому проявление уровней неоднородности пород по прочности будет определяться ее изменчивостью в пространстве. При систематическом определении удельных затрат энергии (E) появляется возможность получения погоризонтных планов прочностного показателя, при этом границы разновидностей пород по буримости и взрываемости могут быть проведены при условии нормального (Гаусовского) распределения:

$$\Delta E = \frac{E_{\max} - E_{\min}}{1 + 3,2 \ln n}, \quad (4.48)$$

где E_{\max} , E_{\min} – максимальное и минимальное значение энергоемкости; n – число наблюдений (число физических состояний системы).

Набор физических состояний массива по прочности в пределах карьерного поля может быть представлен в виде статистической модели или модели типа стационарной случайной функции, которые представляют определенный теоретический и практический интерес в аспекте возможности их использования для установления количества неоднородностей (структурных уровней прочности) по соотношению:

$$\rho_E(a) = \frac{1}{L_0 - a} \frac{\int_0^{L_0 - a} [f(E) - m_E][f(E + a) - m_E] dE}{D_E}, \quad (4.49)$$

где L_0 – длина опробованного блока;

a – расстояние между смежными точками (скважинами);

$f(E)$ – показатель энергоемкости в первой точке или в первом ряду скважин;

m_E – математическое ожидание энергоемкости в каждом ряду скважин;

$f(E+a)$ – энергоемкость бурения в последующих скважинах или рядах скважин;

D_x – дисперсия энергоемкости.

С корреляционной функцией числителя (4.49) связана структурная функция вида:

$$\gamma_E(a) = \frac{1}{L_6 - a} \int_0^{L_6 - a} L_6 [f(E + a) - f(E)]^2 dE. \quad (4.50)$$

Построение графиков (4.49) и (4.50) позволяет выделить на оси абсцисс явные участки неоднородности, т.е. структурные уровни прочности и определить их размеры, которые могут быть встречены на месторождении. Это, по существу, дает возможность предусмотреть частоту смены прочностных свойств и, следовательно, необходимость перехода на иные параметры буровзрывных работ с целью реализации заданного качества взрывной подготовки горной массы.

Изложенный выше математический аппарат все же не позволяет решить технологическую задачу разделения пород карьерного поля по прочности в оперативном режиме.

Первым приближением решения данной задачи являются следующие положения. Количество состояний горного массива по прочности определяется условно предельными приращениями прочности ΔE при переходе от одной точки бурения к другой. Вся гамма измеренных на карьере величин E может быть разделена на N групп, т.е. их число можно определить как:

$$N = \frac{E_{\max} - E_{\min}}{k \cdot \Delta E}, \quad (4.51)$$

где k – количество интервалов погрешности при определении E , уложенных в E_{\min} .

В случае, если на данном горизонте (участке) требования к качеству дробления не изменяются, то $\Delta E = \text{const}$ и, следовательно, не зависят от E_i . При относительной погрешности измерений E в 1,5–2%, например, с помощью счетчика электроэнергии, то $\Delta E = v \cdot E$. В этом случае число групп пород по прочности N и интервал между ними ΔE определяются как:

$$N = \frac{1}{2\nu} \ln \left| \frac{E_{\max}}{E_{\min}} \right|, \quad \Delta E = \frac{2\nu(E_{\max} - E_{\min})}{k \cdot \ln \left| \frac{E_{\max}}{E_{\min}} \right|}, \quad (4.52)$$

Как известно, количество информации связано с числом состояний физической системы соотношением:

$$J_{(E)} = \ln N. \quad (4.53)$$

Из теории информации следует, что чем меньшее количество информации поступает об объекте, тем он более однороден. Из (4.53) вытекает, что число фиксированных состояний можно определить как:

$$\ln N = - \int_{-\infty}^{+\infty} f(E) \ln[f(E)] dE - \ln \frac{2\nu(E_{\max} - E_{\min})}{k \cdot (\ln E_{\max} - E_{\min})}. \quad (4.54)$$

Нетрудно заметить, что задача технологии по качественной подготовке горной массы к выемке может быть успешно решена при правильном выборе ΔE , от которого зависит возможность реализации метода оперативного изменения параметров буровзрывных работ, обеспечивающих определенную надежность.

Один из вариантов данного метода предполагает переменное расстояние между скважинами a_i при постоянной массе заряда, что автоматически изменяет удельный расход ВВ, отражающий взрываемость пород. Шаг передвижки бурового станка a_i от предыдущей к последующей скважине задается по показаниям прибора при бурении предшествующей скважины.

В табл. 4.5 приведены основные параметры буровзрывных работ, свидетельствующие, что при диаметре заряда 243 мм и использовании ВВ с удельной энергией в 4,2 МДж/кг, расстояние между скважинами изменяется от 6 до 9 м с интервалом 0,5 м. Этому соответствует

удельная энергоёмкость разрушения при бурении $\Delta E=27,5$ МДж/м³, которая и принята за предельную абсолютную погрешность.

Экспериментальные работы на карьере Саяк-1 проведены при фактически зафиксированных величинах удельной энергоёмкости разрушения от 73 до 329 МДж/м³, т.е. перекрывающие нижний и верхний пределы параметра, регулирующего сетку скважин.

Поскольку шаг передвижки станка a_i к последующей скважине задается по величине E_i по показаниям прибора при бурении предыдущей, то расстояние a_i и, следовательно, нагрузка на скважину, может оставаться прежней, если:

$$|\bar{E} - E_{\min}| \leq 9,2 \quad \text{МДж/м}^3.$$

Поэтому при оценке уровня однородности важно иметь представление о степени риска, возникающего при обурировании блока по ошибочной сетке, а также при резком контрасте пород по прочности.

Вследствие того, что границы между породами различной крепости неизвестны и устанавливаются условно экстраполированием прочности, зафиксированной по одной скважине на другую, то самым неблагоприятным случаем, стимулирующим возникновение риска, будет ранее установленное условие перехода от слабых пород к крепким:

$$\Delta E \geq |E_{\max} - E_{\min}|$$

Таблица 4.5

Погрешности определения нагрузок на скважины

Энергоёмкость разрушения при бурении МДж/м ³	Более 229	210-229	184-202	155-174	128-146	101-119	Менее 92
---	-----------	---------	---------	---------	---------	---------	----------

Шаг передвижки станка, м	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	8,5	9,0
Нагрузка на скважину, м ²	36,0	42,5	49,0	56,5	64,0	72,5	81,0
Взрываемый объем, м ³	540,0	637,0	735,0	847,0	960,0	1086,0	1215,0
Удельный расход ВВ, МДж/м ³	3,93	3,29	2,98	2,50	2,21	1,95	1,75
Нагрузка на скважину, %	100	118	136	157	178	200	225
Отклонение, %	-	18	15	15	13	13	12

Вероятность перехода от слабых пород к крепким и обратно одинакова. Однако с точки зрения надежности подготовки горной массы случай перехода от E_{\min} к E_{\max} более опасен, чем обратный (табл. 4.6).

Это обусловлено тем, что при E_{\min} задается максимальное расстояние до следующей скважины, которая может оказаться в очень крепких породах, тогда возможна неполная проработка подошвы уступа и большой выход негабарита. С экономической точки зрения как случай перехода от E_{\min} к E_{\max} , так и обратный, следует отнести к неблагоприятным.

Для рассматриваемых экспериментальных данных степень риска будет определяться вероятностью встречи сочетания E_{\min} к E_{\max} при условии равномерного расположения скважин на уступе, т.е. при постоянной сетке или традиционной технологии буровзрывных работ. Очевидно, что для однородного блока должно выполняться условие:

$$P_H = 1 - P\left(\left|E_{\max(n)} - E_{\min(n-1)}\right|\right)$$

где P_H – надежность подготовки горной массы при данной технологии.

Таблица 4.6

**Показатель надежности подготовки горной массы
взрывом**

Месторождение	Распределение пород по «Е», МДж/м ³	Число случаев	Среднеквадратическое отклонение, σ		Среднее значение «Е».		Частость	Вероятность встречи Еп-Еп+1	Коэффициент надежности R_n
			МД ж/м ³	МД Ж/м	МДж /м ³	МД ж/м			
Коунрад	До 81,0	66	18,3	0,90	79,5	3,91	0,9	0,08	0,92
	81-110	5					0,07		
	110-137	1					0,014		
	137-162	0					0		
162-192	1	0,014							
Саяк-1 Блок 1	До 81,0	1	34,6	1,70	156,5	7,70	0,004	0,26	0,74
	81,0-119	32					0,18		
	119-146	37					0,21		
	146-174	55					0,31		
	174-201	34					0,19		
	201-229	18					0,10		
>229	3	0,016							
Саяк 1 Блок 2	До 81,0	0	53,0	2,61	205,7	9,12	0	0,34	0,68
	91-119	14					0,15		
	119-146	20					0,21		
	146-174	10					0,08		
	174-201	8					0,06		
	201-229	14					0,35		
>229	24								
Саяк-1 Блок 3	До 81,0	0	53,8	2,65	194,0	9,54	0,0	0,40	0,60
	91-119	22					0,25		
	119-146	12					0,14		
	146-174	11					0,13		
	174-201	14					0,16		
	201-229	4					0,05		
>229	24	0,27							

Последнее соотношение свидетельствует о том, что однородным с технологической точки зрения следует считать блок или участок, для которого совокупно выполняются условия:

$$0 \leq \sigma \leq 18,3, \quad 18,3 \leq \left| \bar{E} - E_{\max} \right| \leq 27,5,$$

$$P \left(\left| E_n - E_{\max} \right| \geq 27,5 \right) \leq 1 - P_{Hv}.$$

Значения коэффициента надежности подготовки горной массы, по данным проф. В.Н. Мосинца для Кальмакырского карьера колеблется от 0,75 до 0,98, что говорит о достаточно высокой степени однородности, следовательно, о частом применении одинаковых расстояний между скважинами на всех участках карьера.

Для условий Коунрадского и Саякского карьеров возможные значения коэффициентов надежности приведены в табл. 4.7. Они рассчитаны для условий производства буровзрывных работ по традиционной технологии и фактической неоднородности массива по прочности.

Таблица 4.7

Уровни неоднородности прочностных свойств массива и

надежность его взрывной подготовки горной массы к выемке

Карьер	Среднеквадратическое отклонение показателя взрываемости, σ , МДж/м ³	Максимальное значение показателя прочности, E_{\max} , МДж/м ³	Минимальное значение показателя прочности, E_{\min} , МДж/м ³	Расстояние между зарядами, а, м	Показатель Херста, Н	Фрактальная размерность, D	Надежность подготовки горной массы взрывом, R_n
Коунрадский	40,0	426,8	97,6	8,0	0,975	2,025	0,92
Саяк 1	76,6	610,0	220,3	7,5	0,955	2,045	0,74
Саяк 2	119,0	670,7	220,3	7,5	0,753	2,247	0,68
Саяк 3	120,0	752,0	492,0	7,0	0,730	2,270	0,60

Известно, что о структурных уровнях неоднородностей можно судить по величине фрактальной размерности D. Концепция фрактальности позволяет выделить объекты с определенной иерархической организацией элементов системы, в основе которой лежит гипотеза о самоподобии. Основным свойством фракталов, к которым относятся и структура месторождений, является их размерность D, характеризующая степень нелинейности.

При измерении удельной энергоемкости в дискретных точках карьерного поля, вследствие изменчивости прочностных свойств, основные характеристики его распределения, математическое ожидание m_E и дисперсия D_E не являются постоянными, т.е. процесс нестационарный и дисперсия приращений ΔE зависит только от расстояний до соседней точки и равна:

$$W_{(\Delta E)} = \left\{ [Z(E + \Delta E) - Z(E)]^2 \right\} \quad (4.55)$$

Величина этой дисперсии связана с показателем Херста, называемого аффинным показателем:

$$W_{(\Delta E)} \approx |\Delta E|^{2H}$$

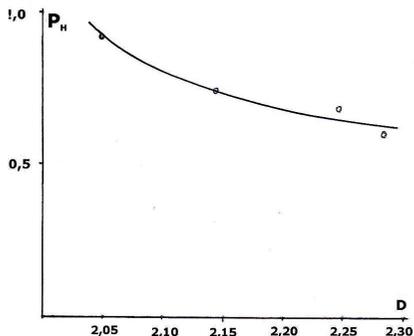


Рис. 4.13. Связь

надежности подготовки горной массы с уровнями структурной неоднородности.

Сам показатель Херста связан с фрактальной размерностью пространства соотношением и может быть определен, как было показано ранее, с использованием статистических показателей:

$$\frac{R}{S} \cong a^H, \quad D = 3 - H,$$

где $R = E_{\max} - E_{\min}$; S — среднее квадратическое отклонение.

Для нашего случая структурные уровни неоднородности пород массива по прочности устанавливаются с интервалом 27,5 МДж/м³, исходя из технологических условий, определяемых надежностью взрывной подготовки горной массы (табл. 4.7).

Следовательно, должна наблюдаться обратная связь между величиной фрактальной размерности D , характеризующей степень неоднородности прочностных свойств массива и надежностью его взрывного разрушения P (табл. 4.7, рис. 4.13).

Природные структурные уровни неоднородности

сформированы в ходе образования массива горных пород и при его изменении вследствие естественноисторических процессов.

Технологическая неоднородность свойств пород массива

адаптирована к каждому процессу производства путем согласования его свойств с параметрами техники и технологии выемки.

Анализ статистических показателей табл. 4.7 показывает, что представленные выше условия однородности пород блоков по прочности хорошо согласуются. Следовательно, чем выше значение показателя крепости по блоку, тем выше среднеквадратическое отклонение и ниже коэффициент надежности подготовки горной массы буровзрывными работами. Эти связи представлены в виде графика на рис. 4.13.

4.6. Неоднородность прочностных свойств массива горных пород и ее влияние на экономическую эффективность его разрушения взрывом

Свойства массива горных пород изменяются в пространстве, подчиняясь одному из законов распределения, которые характеризуются: среднеквадратическим отклонением, коэффициентом вариации, а также величинами эксцесса и асимметрии. Эти статистические показатели применяются в качестве количественной меры природной неоднородности в геологии при

оценке геолого-промышленных параметров месторождений

полезных ископаемых.

Непостоянство свойств массива горных пород обуславливает необходимость выделять и учитывать неоднородности различных уровней при проектировании технологических процессов добычи полезных ископаемых. Так, большое разнообразие пород по крепости предопределяет использование различных параметров буровзрывных работ и соответствующих мероприятий по обеспечению устойчивости бортов карьера.

Таким образом, одно и то же явление непостоянства свойств горного массива при анализе его природного состояния чаще всего называется изменчивостью, а при попытке применения различных параметров технологических процессов в условиях изменяющихся свойств, очевидно, следует связывать с неоднородностью.

Применительно к существующей технологии открытых горных работ элементом неоднородности является объем горной массы, примыкающий к взрывной скважине, при этом границей неоднородностей разного уровня является переход от одних параметров взрывной отбойки к другим.

С целью установления принципа оценки технологической неоднородности массива для условий производства буровзрывных работ определены количественные показатели природной изменчивости по трем блокам Саякского и одному Коунрадского рудников. Прочностные свойства блоков были определены при обурировании их шарошечными станками по измерениям энергоемкости бурения «Е».

В основу определения величин статистических показателей положено равенство шага квантования, который устанавливался для всех блоков по ранее приведенной формуле:

$$\Delta E = \frac{R}{1 + 3,2lqn},$$

где $R = E_{\max} - E_{\min}$ – размах колебаний значений энергоемкости, встречаемых на блоках; n – число скважин на каждом блоке.

Величина интервала ΔE в среднем составляла около 1,35 МДж/м. Установление одного интервала в распределениях

крепости пород позволило представить все имеющиеся данные по энергоемкости для каждого блока в виде двух рядов:

а) для вычисления статистических показателей применительно к природной изменчивости;

б) для той же цели с учетом возможного управления технологическими параметрами в определенных границах, т.е. для учета неоднородности массива горных пород.

Последнее условие вызывает необходимость объединить все малые значения «Е» до 1,25 МДж/м в одну группу, более 11,25 МДж/м – в другую.

Результаты статистической обработки данных по всем четырем блокам приведены в табл. 4.8, в числителе даны величины для случая (а), в знаменателе – для (б).

Анализ результатов расчета показателей распределений показывает, что в обоих случаях среднеквадратическое отклонение довольно полно отражает степень изменчивости и технологической неоднородности блоков по прочности. О ней также можно судить по величине эксцесса, в то время как коэффициент вариации хуже всего отражает изменчивость. При сравнении величин среднеквадратических отклонений видно, что этот показатель для Коунрадского карьера в три раза меньше, чем для блоков Саякского, в то время как коэффициент вариации при оценке степени изменчивости прочностных свойств пород говорит об обратном.

Статистические показатели распределений

Месторождение, блок	Статистические показатели распределений		
	среднеквадратиче ское отклонение, σ , МДж/м	коэффициент вариации, K_v , %	эксцесс, \mathcal{E}_k
Коунрад	1,13	38,3	7,75
	0,90	28,3	22,0
Саяк, блок 0	1,70	22,1	0,90
	1,70	22,0	0,90
Саяк, блок 1	3,27	34,2	1,20
	2,61	28,6	1,50
Саяк, блок 2	3,25	36,7	0,50
	2,65	31,4	1,55

Учет границ управления параметрами буровзрывных работ видоизменил вариационные ряды энергоемкости: они стали короче, и находятся в пределах от 4,5 до 11,25 МДж/м за счет этого изменился характер распределений. Так, для Коунрада явно проступили признаки однородности, а блоки Саяка по-прежнему остались неоднородными.

Анализ статистических показателей распределений показывает, что они не дают какого-либо представления о пространственном положении неоднородностей, т.е. не позволяют оценить их структуру или качественную сторону изменчивости и, следовательно, решать оперативные технологические задачи.

В настоящее время существует актуальная проблема оперативного учета изменения прочностных свойств массива в пространстве в ходе выполнения технологических процессов добычи и соответствующего изменения их параметров. Возможность рационализации каких-либо параметров обусловлена, с одной стороны, величиной показателя, например, прочностных свойств, а с другой – существенностью изменения, т.е. тем его предельным значением, которое исключает применение прежних параметров технологии.

Возможности оперативного управления параметрами буровзрывных работ регламентируются погрешностями определения прочностных свойств массива, а также допустимыми значениями

ошибок. Проведем анализ погрешностей при определении нагрузки на одну скважину в случае производства буровзрывных работ одним из вариантов метода оперативного изменения сетки скважин по величине энергоемкости бурения. Вариант реализуется регулированием нагрузки на скважину при постоянной массе заряда для всех скважин блока. Данный способ предполагает переменное расстояние между скважинами a_i , которое задается по величине энергоемкости бурения, установленной при проходке предыдущей скважины, используя положения, изложенные в книге И.А. Тангаева.

При условии постоянства массы заряда совокупная погрешность определения расстояний между скважинами колеблется от 9,5 до 11,5% в зависимости от абсолютных значений a_i , которые чаще всего изменяются от 6 до 9 м при диаметре заряда 243 мм. Изменение показателя прочности пород массива в 1,35 МДж/м, соответствующего чувствительности управляющего параметра, требует изменения сетки скважин на один разряд, т.е. на 0,5 м.

В табл. 4.9 представлены основные взаимозависимые величины нагрузки на скважину и пределы изменения крепости пород, а также относительные отклонения нагрузки при переходе от одних параметров сетки к другим. Из данных табл. 4.9 видно, что максимальное отклонение двух смежных параметров не превышает 25% и является допустимым пределом погрешностей при расчете параметров основных технологических процессов в горном деле согласно шкале точности, разработанной проф. Л.И. Бароном.

Применение на карьере одного основного типоразмера, например, буровых станков с преобладающим диаметром долот 243 мм и ВВ средней удельной энергией 4,2 МДж/кг, ограничивает возможности регулирования сетки скважин. Однако энергоемкость бурения, как показатель прочностных свойств пород массива, на различных участках Саякского месторождения колеблется от 3,6 до 16,2 МДж/м, т.е. перекрывает нижний и верхний пределы регулирующего сетку скважин параметра. Это свидетельствует о

том, что природная изменчивость прочностных свойств не всегда соответствует технологической неоднородности пород по крепости, в то время как последняя в процессах добычи играет определяющую роль.

Таблица 4.9

Погрешности определения нагрузок на скважины

Энергоемкость, МДж/м	Более 11,25	10,35 11,25	9,06 9,90	7,65 8,55	6,30 7,20	4,95 5,85	Менее 4,5
Шаг передвижки станка, м	6,0	6,5	7,0	7,5	8,0	8,5	9,0
Нагрузка на скважину, м ²	36,0	42,5	49,0	56,5	64,0	72,5	81,0
Нагрузка на скважину, %	100	118	136	157	178	200	225
Отклонение, %	-	18	15	15	15	13	13

При организации оперативного управления параметрами буровзрывных работ серьезное значение имеет структура изменчивости и неоднородности прочности массива. Наиболее неблагоприятный случай тот, когда чередуются породы резко контрастные по прочности. Как видно из данных табл. 4.9, максимальное отклонение в нагрузке на скважину не должно превышать 25%, поэтому при оценке неоднородности блока или его участков по крепости в качестве критерия, разграничивающего параметры сетки скважин, следует принять величину энергоемкости в 1,35 МДж/м. Эта величина является предельной абсолютной погрешностью, обеспечивающей надежную подготовку горной массы.

Известно, что при нормальном распределении признака интервал величиной 3σ перекрывает всю область вариационного ряда по оси абсцисс. Приравнивая предельную погрешность интервалу 3σ , имеем:

$\Delta E = 3\sigma$.

Поскольку выявлено, что абсолютная разница в прочности пород массива в смежных скважинах, не требующая изменения параметров, равна 1,35 МДж/м, то для однородного блока должно выполняться условие:

$$\sigma_E \leq 0,45 \text{ МДж/м.}$$

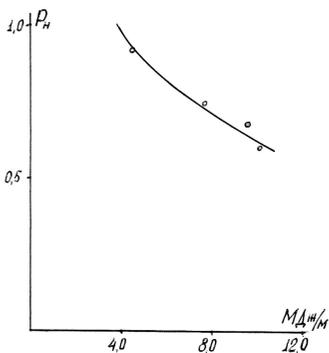
Этому условию на блоке должна соответствовать ситуация:

$$|\bar{E} - E_{\max}| \leq 0,9, \text{ МДж/м.}$$

Очевидно величины, стоящие в правой части неравенств, должны зависеть от требований, предъявляемых к уровню надежности подготовки горной массы. Чем выше показатель надежности, тем меньше абсолютная величина правой части.

Если блок имеет определенную природную изменчивость пород по крепости, то на результаты взрыва при выбранной сетке скважин влияют два основных вида контраста смежных участков:

- переход от слабых пород к очень крепким породам, и наоборот;
- переход от средних пород к слабым, или от средних – к крепким, и наоборот.



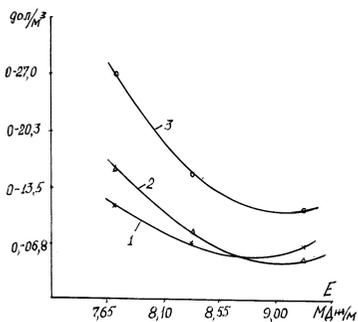
Анализ статистических показателей табл. 4.9 показывает, что представленные выше условия однородности пород блоков по прочности хорошо согласуются. Следовательно, чем выше значение показателя крепости по блоку, тем выше среднее квадратическое отклонение и ниже коэффициент надежности подготовки горной массы буровзрывными работами. Эти связи представлены в виде графика на рис. 4.14.

Рис 4.14. Изменение показателя надежности взрывной подготовки горной массы в зависимости от прочностных свойств массива.

Показанные в табл. 4.7 коэффициенты надежности имели бы место при обуивании блоков по какой-либо одной равномерной сетке скважин, что обычно практикуется на карьерах. При этом в условиях Коунрадского карьера устанавливается сетка 8×8 м. В результате взрыва горная масса имеет хорошее дробление, а экскаватор развивает высокую производительность.

На Саякском карьере использовалась сетка 6×6 м в предположении, что весь блок сложен породами высшей крепости. Фактически же блоки 2 и 3 были обурены по переменной сетке, расстояние между скважинами изменялось в соответствии с крепостью пород, что позволило значительно повисить надежность подготовки горной массы и довести ее до 0,84, о чем свидетельствовали хронометражные наблюдения за экскавацией взорванной породы. Существенно изменилась и экономическая эффективность подготовки горной массы.

Анализ результатов расчета экономических показателей (табл. 4.10) показывает, что за счет упорядоченности расположения скважин на уступе в соответствии с взрываемостью пород возможна экономия средств до 18%, в том числе по бурению – 22% и при взрывании – до 15%. Суммарный экономический эффект на взорванный объем составил 38,6 тыс. долл., на 1 м³ горной массы, экономия в среднем составила 0–15,3 долл. (рис. 4.15).



Результаты, полученные при использовании оперативного изменения параметров буровзрывных работ, побудили выполнить ретроспективный анализ по степени эффективности

его применения на других карьерах Урала, Казахстана, Сибири и Узбекистана.

Для этих карьеров необходимо было представить прочностные

Рис. 4.15. Изменение

экономической

эффективности взрывной

подготовки горной массы в

зависимости от прочностных

свойств пород (1, 2, 3 –

слабые, средние и крепкие

породы).

показатели пород через энергетический

критерий. Правомерность подобной замены

обусловлена наличием тесной корреляционной

зависимости между коэффициентом крепости f

или временным сопротивлением породы сжатию

$\sigma_{сж}$ и энергоемкостью бурения (I) с одной

стороны, а также фактическим удельным

расходом ВВ (показателем взрываемости) и

затратами энергии на бурение – с другой (II) (рис. 4.16).

Таблица 4.10

Технико-экономические показатели буровзрывной подготовки
горной массы при оперативном изменении параметров

Показатель	Средний по карьеру	По опытным блокам		
		№1	№2	№3
Взорванный объем, тыс. м ³	2500	60,0	150,0	42,0
Средняя крепость пород по E, МДж/м	8,27	7,55	9,0	8,27
Средняя нагрузка на скважину, м ²	36,0	55,5	45,5	49,0
Средний выход горной массы с 1 м скважины, м ³	30,0	45,0	37,0	38,5
Затраты на бурение 1 м ³ , долл.	0–33,8	0–27,9	0–22,5	0–26,5
Удельный расход ВВ, кг/м ³	0,965	0,580	0,700	0,670
Затраты на взрывание 1 м ³ , долл.	0–51,2	0–35,5	0–46,6	0–42,7
Суммарные затраты на отбойку 1 м ³ , долл.	0–85,1	0–57,9	0–74,6	69,3
Экономия, долл.	-	0–27,1	0–10,5	0–15,8

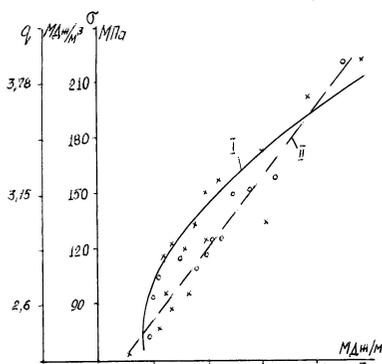


Рис. 4.16. Согласование

показателей взрываемости, прочностных свойств и энергоемкости бурения. 1 – временное сопротивление сжатию, 2 – энергетический эквивалент удельного расхода ВВ.

Прочностные свойства оценены по категории буримости ЕНВиВ, среднестатистическим величинам удельного расхода ВВ и удельной энергоемкости шарошечного бурения станками СБШ-250МН при использовании долот типа 243-ОКП по методике, изложенной в части 3.

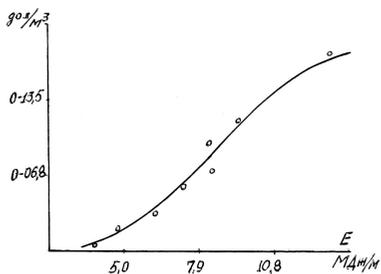
Анализ данных табл. 4.11 показывает, что результаты взрывных работ, выраженные выходом горной массы с 1 м скважины, могут быть улучшены на некоторых карьерах за счет правильной оценки прочностных свойств. Расчеты показали, что из 10 карьеров на двух параметры буровзрывных работ выбраны верно, и находятся в полном соответствии с крепостью пород, оцененной по величине удельной энергоемкости бурения. На остальных же имеются серьезные резервы в совершенствовании параметров отбойки.

Таблица 4.11

Технико-экономические показатели буровзрывных работ на карьерах

Карьер	Выработка на 1 станок в год, м	Крепость пород по буримости и ЕНВиВ	Удельный расход ВВ, кг/м ³	Удельная энергоемкость, Е, МДж/м	Выход горной массы с 1 м скважины, м ³	Выход горной массы с 1 м скважины при оценке по Е, м ³	Затраты на отбойку 1 м ³ , долл.	Затраты на отбойку 1 м ³ по новым параметрам, долл.	Экономический эффект, дол
Учалинский	3041	XIV	0,72	9,0–10,4	34	34	0–49,8	0–49,8	0–0
Межозерный	3282	XII	0,59	6,84–8,26	35	45	0–34,8	0–27,1	0–07,7
Сорский	2790	VIII–XII	0,52	2,6–7,2	40	47	0–38,8	0–33,3	0–05,5

Северо- Джезказганский	2700	X–XII	0,52	6,12–7,92	47	47	0–35,2	0–35,2	0–0
Сибайский	2924	XI	0,62	8,45	34	46	0–35,7	0–26,4	0–09,3
Кутессайский	1045	XIV	0,47	6,47	50	53	0–45,0	0–42,6	0–02,4
Гайский	2680	XV	0,76	10,4–12,9	24	36	9–56,7	0–37,9	0–18,8
Кальмакырский	-	-	0,43	3,24–3,96	50	60	0–13,7	0–13,1	0–00,6
Коунрадский	-	VIII–XIII	0,47	3,96–4,68	50	53	0–28,5	0–27,9	0–00,6
Саякский	2900	X–XVI	0,70	8,26–9,35	34	40	0–77,0	0–64,5	0–12,5



Совершенствование параметров работ на карьерах обуславливает повышение эффективности технологических процессов бурения и взрывания. При

этом можно отметить, что чем прочнее порода, тем выше экономическая эффективность (рис. 4.17).

Величина экономического эффекта зависит от соотношения

Рис. 4.17. Изменение стоимости буровзрывной подготовки горной массы в зависимости от прочностных свойств пород массива.

объемов пород различной крепости и от частоты смены прочностных свойств пород на подготавливаемом к взрыву блоке.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Процесс разрушения горных пород при разумных затратах энергии развивается благодаря наличию структурных особенностей твердых тел. Такими структурными особенностями являются дефекты различных размеров, что в совокупности с различным минералогическим составом обуславливает неоднородность строения в целом, а также неоднородность самих дефектов.

Структура разрушения, ее смысл состоит в том, что как выяснилось, каждой скорости нагружения и, следовательно, энергии нагружения, соответствуют свои размеры дефектов, способствующие началу разрушения. Сам факт разрушения не всегда связан с критическими напряжениями, сформированными импульсом нагружения, но еще и временем действия нагрузки, т.е. экспозицией импульса.

Структура твердых тел обуславливает тот факт, что для их разрушения необходимость достижения критического напряжения не является определяющим, и даже рядовое усилие, ниже критического, находит свой размер неоднородности, достаточный для роста трещин и их слияния с образованием отдельностей, т.е. новых поверхностей, каждая из которых требует адекватных затрат энергии.

Разрушение твердого тела различными способами и его результаты отличаются в той степени, в какой, при прочих равных условиях, отличается время приложения соответствующих нагрузок.

Разрушение горных пород при бурении различным инструментом и способами, выбор рациональных режимов работы буровых машин и их конструирование может быть основано на четком установлении показателя буримости горных пород. Наиболее достоверным, представительным и оперативным показателем

буримости является удельная энергоемкость процесса разрушения при бурении, которая в наименьшей степени зависит от режимов работы буровой техники.

Взрывное разрушение горных пород также удовлетворительно описывается энергетической концепцией. При этом, как установлено, взрываемость может определяться по показателю удельных затрат энергии на образование новых поверхностей. Оба процесса – бурение и взрывание подчинены одной и той же закономерности. Удельные затраты энергии для образования единицы новой поверхности кусков твердого тела не зависят от способов разрушения, и является константой данной горной породы.

Эксперименты авторов при взрывании зарядов в оргстекле подтвердили, что процесс разрушения имеет скачкообразный и многоуровневый характер. Первый уровень начала разрушения характеризуется более продолжительным временем воздействия высокого взрывного импульса с наибольшими напряжениями и энергозатратами. Второй этап – более короткий, но по характеру соответствующий «цепной реакции» так, что создается впечатление об избирательном действии напряжений. Эти напряжения существенно ниже начальных и как бы «изучают» объем тела и размер дефектов для выбора места своего приложения, о чем свидетельствует изменение фрактальной размерности во времени.

Многоуровневый характер разрушения твердых тел на так называемых микро- и мезоуровнях в определенной степени проявляется и на макроуровне при дроблении массива горных пород, который покрыт системами трещин разного генезиса.

При разрушении массива со структурой проявляются те же закономерности, связывающие затраты энергии с вновь образованной поверхностью отдельностей. Эти закономерности нелинейные, имеют дробную степень от индекса среднего куска, в полной мере соответствующей размерности Хаусдорфа–Безиковича, установление которой возможно по статистическим показателям распределения фракционного состава отдельностей, полученного при разрушении.

Энергетическая концепция процесса разрушения горных пород по своим целям направлена на ресурсосбережение не только в аспекте рационального использования энергии, но также и в плане рационального использования недр. Для реализации этого, при рыхлении массива с целью последующей выемки необходимо затратить столько энергии ВВ, чтобы качественно разрушить массив

и при этом до минимума сократить затраты энергии взрыва на перемещение разрыхленного массива и на сейсмическое воздействие взрыва.

Рациональное использование и управление энергией взрыва возможно только в случае получения оперативной, достоверной и представительной информации о прочностных свойствах массива, ее оценки и использования для выбора оптимальных режимов бурения, а также типа ВВ и условий производства взрывных работ.

ЛИТЕРАТУРА

Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982.

Додис Я.М. Управление информационным обеспечением добычи в условиях взрывной подготовки горной массы на карьерах. – Бишкек: Изд-во КРСУ, 2000.

Додис Я.М. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород // Вестник КРСУ. – Т.2, №2. – Бишкек, 2002.

Тангаев И.А. Технологические свойства горного массива и методы их определения. – Фрунзе: ИЛИМ, 1975.

Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М.: Физматиздат, 1959.

Ash R. The Mechanics of Rock breakage // Pit and Quarry, 1963. – V. 56, №2, 3, 4.

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

Мионов П.С. Взрывы и сейсмобезопасность сооружений. – М.: Недра, 1973.

Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1985.

Мосинец В.Н., Григорьянц Э.Г., Тетерин Г.И. Особенности сейсмического действия взрыва на карьере с мягкими покрывающими породами // Взрывное дело, 77/34. – М.: Недра, 1976.

Мосинец В.Н., Богацкий В.Ф. Основные научно-технические проблемы сейсмоки ближней зоны // Взрывное дело, 85/42. – М.: Недра, 1983.

Кандыба М.И., Турута Н.У. и др. Исследование сейсмического эффекта при современной технологии БВР // Взрывное дело 54/11. – М.: Недра, 1964.

Казаков Н.Н. О действии слабой волны напряжений на горную породу // Взрывное дело 77/34. – М.: Недра, 1976.

Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974.

Бершвили Г.А. и др. Исследование влияния предварительного напряженного состояния массива горных пород на характер разрушения // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982.

Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Контурное взрывание на открытых горных работах. – М.: ЦНИИТЭЦветмет, 1968.

Ермаков И.И. К вопросу обеспечения максимальных углов наклона бортов карьера // Труды ВНИМИ. – Вып. 88. – Л., 1966.

Богацкий В.Ф. и др. О связи сейсмического эффекта с результатами разрушения горного массива взрывом // Взрывное дело 78/35. – М.: Недра, 1978.

Шемякин Е.И. и др. Некоторые модели деформирования горных пород и грунтов // Взрывное дело, 76/33. – М.: Недра, 1976.

Волков С.Д. Статистическая теория прочности. – Свердловск: Металлургиздат, 1960.

Авершин С.Г. Горные удары. – М.: Углетехиздат, 1955.

Арнольд В.И. Теория катастроф. – М.: Наука, 1990.

Падуков В.А., Антоненко В.А. Некоторые закономерности процесса трещинообразования горных пород // Взрывное дело 70/27. – М.: Недра, 1971.

Цейтлин Я.И., Гильманов Р.А. Об энергетическом критерии опасности действия взрывных волн промышленных взрывов // Взрывное дело 85/42. – М.: Недра, 1893.

Якобашвили О.П., Цикун А.И. Нарушенность подлежащих взрыванию уступов на карьерах // Взрывное дело, 78/35. – М.: Недра, 1977.

Солдатов А.Н., Таиров М.М. Экспресс метод оценки свойств буримости и дробимости горного массива взрывом с помощью показателя энергоемкости бурения. – Фрунзе: ИЛИМ, 1970.

Тангаев И.А., Додис Я.М. и др. Оценка относительной крепости пород по величине удельной энергоемкости шарошечного бурения // Горный журнал. – 1975, №3.

Тангаев И.А., Додис Я.М. и др. Оценка буримости горных пород по удельной энергоемкости шарошечного бурения // Горный журнал. – 1974, №10.

Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. – М.: Недра, 1978.

Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986.

Мисник Ю.М., Долгов К.А. Удельная поверхностная энергия – новый показатель дробимости горной породы и его применение в расчетах параметров взрывных работ. – Новосибирск: ФТПРПИ, 1967, №2.

Мец Ю.С. Интенсификация взрывного дробления и разупрочнения железистых кварцитов // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Машуков И.В. Зависимость удельного расхода ВВ от уровня напряженности массива // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Демидюк Г.П., Викторов С.Д., Фугзан И.М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения // Взрывное дело, 89/46. – М.: Недра, 1986.

Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения горных пород взрывом. – Фрунзе: ИЛИМ, 1966.

Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах СССР // Взрывное дело, 89/46. – М.: Недра, 1986.

Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. – М.: Недра, 1986.

Кроновер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах. – М., 2000.

Яблоков М.Ю. Определение фрактальной размерности на основе анализа изображений // Физическая химия. – Т.73, №2, 1999. – М.: Наука.

Mandelbrot B. The Fractals Geometry of Nature. – №4. – Freeman. – San Francisco, 1982.

Порошков В.П., Гуцин В.С., Кунцевич Н.И. Образование фрактальных структур при электроосаждении серебра на поверхность плоских TiO_2 – электродов // Электрохимия. – Т.30, №8, 1999.

Mandelbrot B.B. Fractals: Chance and Dimension. – San Francisco: Freeman, 1977.

Федер У. Фракталы / Пер. с англ. – М.: Мир, 1991.

Мандельброт Б.Б. Самоаффинные фрактальные множества. Фракталы в физике. – М.: Мир, 1988, – С. 9–47.

Paladin G. and Vulpiani. A. Anomalous Scaling Laws in Multifractal Objects // Phys. Rep., 1987. – V.156, № 4. – P. 147–225.

Hurst H.E, Black R.P. and Simaika Y.M. Long-Term Storage: An Experimental Study. – London: Costable, 1965.

Schertzer D. and Lovejoy S. Hard and Soft Multifractal Processes // Phys. A., 1992. – Vol. 185, № 4. – P.187–194.

Кроневер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах. – М., 2000.

Потанов А.А. Фракталы в дистанционном зондировании // Зарубежная радиоэлектроника, 2000, 6. – С. 3–64.

Тангаев И.А., Додис Я.М. Энергоемкость шарошечного

бурения – показатель горно-технологических свойств массива. –

Новосибирск: ФТПРПИ. – 1975, № 1.

Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1986.

***Оксанич И.Ф., Миронов П.С.* Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982.**

Подерни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. – М.: Недра. 1985.

Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1978.

Огибенин Г.П. Горные машины. – М.: Недра. 1967.

Комир В.М., Гейман Л.М., Мячина Н.И. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. – М.: Наука, 1973.

Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. – М.: Недра, 1980.

Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. – М.: ВИА, 1957.

Власов О.Е., Смирнов С.А. Основы расчета дробления горных пород действием взрыва. – М.: АН СССР, 1962.

Братанек И. Вода Й. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. – М.: Недра, 1983.

Матвейчук В.В., Чурсалов В.П. Взрывные работы. – М., 2002.

Гончаров С.А., Дремин А.И., Ефимов Н.П., Каркашадзе Г.Г. Ресурсосберегающие процессы разрушения горных пород на карьерах. – М.: МГГУ, 1993.

Иванов К.И., Бабенков И.С., Хесин Г.Л. Исследование распределения напряжений в модели пород под действием усилий лезвия бурового инструмента // Взрывное дело. Новая технология при добыче полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966.

Латышев В.А., Пашков А.Д. О механизме разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении // Взрывное дело. 65/13. Совершенствование бурения шпуров и скважин. – М.: Недра, 1964.

Седов Л.И. Методы теории подобия и размерностей в механике. – М., 1977.

Журков С.Н. Дилатонный механизм прочности твердых тел // Физика твердого тела. – Т.25. – №10, 1983.

Петров В.А. К дилатонной модели тремофлуктуационного зарождения трещин // Физика, 1987.

Баум Ф.А., Станюкович К.П., Орленко Л.П., Шехтер Б.И., Чельшев В.П. Физика взрыва. – М., 1975.

Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. – М.: Недра, 1969.

Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М. 1957.

Райнхарт К. Действие волне напряжений в горных породах // Разрушение и механика горных пород. – М., 1962.

Суханов А.Ф. Предпосылки теории дробления пород взрывом // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва АН СССР, 1958.

Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. – М., 1962.

Симкин Б.А. Справочник по бурению на карьерах. – М.: Недра, 1981.

Додис Я.М. Формирование поля напряжений и энергетических затрат при разрушении горных пород взрывом // Вестник КРСУ. – №4. – Бишкек. 2000.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Скачкообразное поведение напряженно-деформированного состояния твердых тел при взрывном нагружении // Горный журнал Казахстана. – №6, 2003.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Основные свойства мультифракталов и их приложения к управлению параметрами буровзрывных работ // Известия вузов. Горный журнал. – №1, 2004.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Прогнозирование прочностных свойств массива в задаче управления параметрами буровзрывных работ. – Вестник КРСУ. – Т.1. – №1, 2003.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Проявление структурных уровней прочности массива горных пород в задаче управления надежностью его разрушения // Известия вузов. Горный журнал. – №6, 2004.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Неоднородность прочностных свойств массива горных пород и ее влияние на экономическую эффективность его разрушения взрывом // Известия вузов. Горный журнал, 2004.

Финкель В.М. Портрет трещины. – М.: Metallurgy, 1983.

Каждан А.Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1974.

Рац В.М. Неоднородность горных пород и их физических свойств. – М.: Недра, 1968.

Андреев С.Е., Перов В.А., Зверев В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980.

Карташов Ю.М., Матвеев Б.В., Михеев Г.В., Фадеев А.Б. Прочность и деформируемость горных пород. – М.: Недра, 1979.

Москалев А.Н., Пигода, Е.Ю., Кереклицица Л.Г., Вахалин Ю.Н. Разрушение горных пород термоциклическим воздействием. – Киев: Наукова думка, 1987.

Мец Ю.С., Салганик В.А. и др. Управление энергией взрыва при разрушении горных пород // Техника. – Киев, 1971.

Носков В.Ф., Камашенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных работах. – М.: Недра, 1892.

Кучерявый Ф.И., Кожушко Ю.М. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1972.

Ржевский В.В. Физико-технические параметры горных пород. – Наука, 1975.

Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975.

Таранов П.Я., Гудзь П.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1975.

Мангуш С.К., Фисун А.П. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. – М., 2003.

Падуков В.А., Маляров И.П. Механика разрушения горных пород при взрыве. – Иркутск, 1985.

Я.М. Додис, В.И. Нифадьев

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД

ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ

Учебное пособие

Редактор *И.С. Волоскова*

Технический редактор *О.А. Матвеева*

Компьютерная верстка *Г.Н. Кирпа*

Подписано в печать 20.07.2005. Формат $60 \times 84^{1/16}$.
Офсетная печать. Объем 23,75 п.л.
Тираж 50 экз. Заказ 130.

Издательство Кыргызско-Российского
Славянского университета
720000, Бишкек, ул. Киевская, 44

Отпечатано в типографии КРСУ
720000, Бишкек, ул. Шопокова, 68

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Процесс разрушения горных пород при разумных затратах энергии развивается благодаря наличию структурных особенностей твердых тел. Такими структурными особенностями являются дефекты различных размеров, что в совокупности с различным минералогическим составом обуславливает неоднородность строения в целом, а также неоднородность самих дефектов.

Структура разрушения, ее смысл состоит в том, что как выяснилось, каждой скорости нагружения и, следовательно, энергии нагружения, соответствуют свои размеры дефектов, способствующие началу разрушения. Сам факт разрушения не всегда связан с критическими напряжениями, сформированными импульсом нагружения, но еще и временем действия нагрузки, т.е. экспозицией импульса.

Структура твердых тел обуславливает тот факт, что для их разрушения необходимость достижения критического напряжения не является определяющим, и даже рядовое усилие, ниже критического, находит свой размер неоднородности, достаточный для роста трещин и их слияния с образованием отдельностей, т.е. новых поверхностей, каждая из которых требует адекватных затрат энергии.

Разрушение твердого тела различными способами и его результаты отличаются в той степени, в какой, при прочих равных условиях, отличается время приложения соответствующих нагрузок.

Разрушение горных пород при бурении различным инструментом и способами, выбор рациональных режимов работы буровых машин и их конструирование может быть основано на четком установлении показателя буримости горных пород. Наиболее достоверным, представительным и оперативным показателем буримости является удельная энергоемкость процесса разрушения при бурении, которая в наименьшей степени зависит от режимов работы буровой техники.

Взрывное разрушение горных пород также удовлетворительно описывается энергетической концепцией. При этом, как

установлено, взрываемость может определяться по показателю удельных затрат энергии на образование новых поверхностей. Оба процесса – бурение и взрывание подчинены одной и той же закономерности. Удельные затраты энергии для образования единицы новой поверхности кусков твердого тела не зависят от способов разрушения, и является константой данной горной породы.

Эксперименты авторов при взрывании зарядов в оргстекле подтвердили, что процесс разрушения имеет скачкообразный и многоуровневый характер. Первый уровень начала разрушения характеризуется более продолжительным временем воздействия высокого взрывного импульса с наибольшими напряжениями и энергозатратами. Второй этап – более короткий, но по характеру соответствующий «цепной реакции» так, что создается впечатление об избирательном действии напряжений. Эти напряжения существенно ниже начальных и как бы «изучают» объем тела и размер дефектов для выбора места своего приложения, о чем свидетельствует изменение фрактальной размерности во времени.

Многоуровневый характер разрушения твердых тел на так называемых микро- и мезоуровнях в определенной степени проявляется и на макроуровне при дроблении массива горных пород, который покрыт системами трещин разного генезиса.

При разрушении массива со структурой проявляются те же закономерности, связывающие затраты энергии с вновь образованной поверхностью отдельностей. Эти закономерности нелинейные, имеют дробную степень от индекса среднего куска, в полной мере соответствующей размерности Хаусдорфа–Безиковича, установление которой возможно по статистическим показателям распределения фракционного состава отдельностей, полученного при разрушении.

Энергетическая концепция процесса разрушения горных пород по своим целям направлена на ресурсосбережение не только в аспекте рационального использования энергии, но также и в плане рационального использования недр. Для реализации этого, при рыхлении массива с целью последующей выемки необходимо затратить столько энергии ВВ, чтобы качественно разрушить массив и при этом до минимума сократить затраты энергии взрыва на перемещение разрыхленного массива и на сейсмическое воздействие взрыва.

Рациональное использование и управление энергией взрыва возможно только в случае получения оперативной, достоверной и

представительной информации о прочностных свойствах массива, ее оценки и использования для выбора оптимальных режимов бурения, а также типа ВВ и условий производства взрывных работ.

ЛИТЕРАТУРА

Мосинец В.Н., Абрамов А.В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982.

Додис Я.М. Управление информационным обеспечением добычи в условиях взрывной подготовки горной массы на карьерах. – Бишкек: Изд-во КРСУ, 2000.

Додис Я.М. Оценка фрактальной размерности разрушенного взрывом массива горных пород // Вестник КРСУ. – Т.2, №2. – Бишкек, 2002.

Тангаев И.А. Технологические свойства горного массива и методы их определения. – Фрунзе: ИЛИМ, 1975.

Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. – М.: Физматиздат, 1959.

Ash R. The Mechanics of Rock breakage // Pit and Quarry, 1963. – V. 56, №2, 3, 4.

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

Мионов П.С. Взрывы и сейсmobезопасность сооружений. – М.: Недра, 1973.

Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1985.

Мосинец В.Н., Григорьянц Э.Г., Тетерин Г.И. Особенности сейсмического действия взрыва на карьере с мягкими покрывающими породами // Взрывное дело, 77/34. – М.: Недра, 1976.

Мосинец В.Н., Богацкий В.Ф. Основные научно-технические проблемы сейсмики ближней зоны // Взрывное дело, 85/42. – М.: Недра, 1983.

Кандыба М.И., Турута Н.У. и др. Исследование сейсмического эффекта при современной технологии БВР // Взрывное дело 54/11. – М.: Недра, 1964.

Казаков Н.Н. О действии слабой волны напряжений на горную породу // Взрывное дело 77/34. – М.: Недра, 1976.

Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974.

Бершвили Г.А. и др. Исследование влияния предварительного напряженного состояния массива горных пород на характер разрушения // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Оксанич И.Ф., Миронов П.С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982.

Кузнецов Г.В., Улыбин В.П. Контурное взрывание на открытых горных работах. – М.: ЦНИИТЭЦветмет, 1968.

Ермаков И.И. К вопросу обеспечения максимальных углов наклона бортов карьера // Труды ВНИМИ. – Вып. 88. – Л., 1966.

Богацкий В.Ф. и др. О связи сейсмического эффекта с результатами разрушения горного массива взрывом // Взрывное дело 78/35. – М.: Недра, 1978.

Шемякин Е.И. и др. Некоторые модели деформирования горных пород и грунтов // Взрывное дело, 76/33. – М.: Недра, 1976.

Волков С.Д. Статистическая теория прочности. – Свердловск: Металлургиздат, 1960.

Авершин С.Г. Горные удары. – М.: Углетехиздат, 1955.

Арнольд В.И. Теория катастроф. – М.: Наука, 1990.

Падуков В.А., Антоненко В.А. Некоторые закономерности процесса трещинообразования горных пород // Взрывное дело 70/27. – М.: Недра, 1971.

Цейтлин Я.И., Гильманов Р.А. Об энергетическом критерии опасности действия взрывных волн промышленных взрывов // Взрывное дело 85/42. – М.: Недра, 1893.

Якобашвили О.П., Цикун А.И. Нарушенность подлежащих взрыванию уступов на карьерах // Взрывное дело, 78/35. – М.: Недра, 1977.

Солдатов А.Н., Таиров М.М. Экспресс метод оценки свойств буримости и дробимости горного массива взрывом с помощью показателя энергоемкости бурения. – Фрунзе: ИЛИМ, 1970.

Тангаев И.А., Додис Я.М. и др. Оценка относительной крепости пород по величине удельной энергоемкости шарошечного бурения // Горный журнал. – 1975, №3.

Тангаев И.А., Додис Я.М. и др. Оценка буримости горных пород по удельной энергоёмкости шарошечного бурения // Горный журнал. – 1974, №10.

Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. – М.: Недра, 1978.

Тангаев И.А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. М.: Недра, 1986.

Мисник Ю.М., Долгов К.А. Удельная поверхностная энергия – новый показатель дробимости горной породы и его применение в расчетах параметров взрывных работ. – Новосибирск: ФТПРПИ, 1967, №2.

Мец Ю.С. Интенсификация взрывного дробления и разупрочнения железистых кварцитов // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Машуков И.В. Зависимость удельного расхода ВВ от уровня напряженности массива // Взрывное дело, 86/43. – М.: Недра, 1984.

Демидюк Г.П., Викторов С.Д., Фугзан И.М. Влияние взрывного нагружения на эффективность последующих этапов обогащения // Взрывное дело, 89/46. – М.: Недра, 1986.

Мосинец В.Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения горных пород взрывом. – Фрунзе: ИЛИМ, 1966.

Мосинец В.Н. Современное состояние и перспективы развития технологии и методов производства взрывных работ на карьерах СССР // Взрывное дело, 89/46. – М.: Недра, 1986.

Родионов В.Н., Сизов И.А., Цветков В.М. Основы геомеханики. – М Недра, 1986.

Кроновер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах. – М., 2000.

Яблоков М.Ю. Определение фрактальной размерности на основе анализа изображений // Физическая химия. – Т.73, №2, 1999. – М.: Наука.

Mandelbrot B. The Fractals Geometry of Nature. – №4. – Freeman. – San Francisco, 1982.

Порошков В.П., Гуцин В.С., Кунцевич Н.И. Образование фрактальных структур при электроосаждении серебра на поверхность плоских TiO_2 – электродов // Электрохимия. – Т.30, №8, 1999.

Mandelbrot B.B. Fractals: Chance and Dimension. – San Francisco: Freeman, 1977.

Федер У. Фракталы / Пер. с англ. – М.: Мир, 1991.

Мандельброт Б.Б. Самоаффинные фрактальные множества. Фракталы в физике. – М.: Мир, 1988, – С. 9–47.

Paladin G. and Vulpiani. A. Anomalous Scaling Laws in Multifractal Objects // Phys. Rep., 1987. – V.156, № 4. – P. 147–225.

Hurst H.E, Black R.P. and Simaika Y.M. Long-Term Storage: An Experimental Study. – London: Costable, 1965.

Schertzer D. and Lovejoy S. Hard and Soft Multifractal Processes // Phys. A., 1992. – Vol. 185, № 4. – P.187–194.

Кроневер Р.М. Фракталы и хаос в динамических системах. – М., 2000.

Потанов А.А. Фракталы в дистанционном зондировании // Зарубежная радиоэлектроника, 2000, 6. – С. 3–64.

Тангаев И.А., Додис Я.М. Энергоемкость шарошечного бурения – показатель горно-технологических свойств массива. – Новосибирск: ФТПРПИ. – 1975, № 1.

Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. – М.: Недра, 1986.

***Оксанич И.Ф., Миронов П.С.* Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М. Недра, 1982.**

Подерни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. – М.: Недра. 1985.

Ржевский В.В. Процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1978.

Огибенин Г.П. Горные машины. – М.: Недра. 1967.

Комир В.М., Гейман Л.М., Мячина Н.И. Моделирование разрушающего действия взрыва в горных породах. – М.: Наука. 1973.

Кук М.А. Наука о промышленных взрывчатых веществах. – М.: Недра, 1980.

Власов О.Е. Основы теории действия взрыва. – М.: ВИА, 1957.

Власов О.Е., Смирнов С.А. Основы расчета дробления горных пород действием взрыва. – М.: АН СССР, 1962.

Братанек И. Вода Й. Контурное взрывание в горном деле и строительстве. – М.: Недра. 1983.

Матвейчук В.В., Чурсалов В.П. Взрывные работы. – М., 2002.

Гончаров С.А., Дремин А.И., Ефимов Н.П., Каркашадзе Г.Г. Ресурсосберегающие процессы разрушения горных пород на карьерах. – М.: МГГУ, 1993.

Иванов К.И., Бабенков И.С., Хесин Г.Л. Исследование распределения напряжений в модели пород под действием усилий лезвия бурового инструмента // Взрывное дело. Новая технология при добыче полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966.

Латышев В.А., Пашков А.Д. О механизме разрушения горных пород при ударно-поворотном бурении // Взрывное дело. 65/13. Совершенствование бурения шпуров и скважин. – М.: Недра, 1964.

Седов Л.И. Методы теории подобия и размерностей в механике. – М., 1977.

Журков С.Н. Дилатонный механизм прочности твердых тел // Физика твердого тела. – Т.25. – №10, 1983.

Петров В.А. К дилатонной модели тремофлуктуационного зарождения трещин // Физика, 1987.

Баум Ф.А., Станюкович К.П., Орленко Л.П., Шехтер Б.И., Чельшев В.П. Физика взрыва. – М., 1975.

Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. – М.: Недра, 1969.

Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. М. 1957.

Райнхарт К. Действие волн напряжений в горных породах // Разрушение и механика горных пород. – М., 1962.

Суханов А.Ф. Предпосылки теории дробления пород взрывом // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва АН СССР, 1958.

Ханукаев А.Н. Энергия волн напряжений при разрушении пород взрывом. – М., 1962.

Симкин Б.А. Справочник по бурению на карьерах. – М.: Недра, 1981.

Додис Я.М. Формирование поля напряжений и энергетических затрат при разрушении горных пород взрывом // Вестник КРСУ. – №4. – Бишкек. 2000.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Скачкообразное поведение напряженно-деформированного состояния твердых тел при взрывном нагружении // Горный журнал Казахстана. – №6, 2003.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Основные свойства мультифракталов и их приложения к управлению параметрами буровзрывных работ // Известия вузов. Горный журнал. – №1, 2004.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Прогнозирование прочностных свойств массива в задаче управления параметрами буровзрывных работ. – Вестник КРСУ. – Т.1. – №1, 2003.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Проявление структурных уровней прочности массива горных пород в задаче управления надежностью его разрушения // Известия вузов. Горный журнал. – №6, 2004.

Нифадьев В.И., Додис Я.М. Неоднородность прочностных свойств массива горных пород и ее влияние на экономическую эффективность его разрушения взрывом // Известия вузов. Горный журнал, 2004.

Финкель В.М. Портрет трещины. – М.: Металлургия, 1983.

Каждан А.Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1974.

Рац В.М. Неоднородность горных пород и их физических свойств. – М.: Недра, 1968.

Андреев С.Е., Перов В.А., Зверев В.В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1980.

Карташов Ю.М., Матвеев Б.В., Михеев Г.В., Фадеев А.Б. Прочность и деформируемость горных пород. – М.: Недра, 1979.

Москалев А.Н., Пигода, Е.Ю., Кереклицица Л.Г., Вахалин Ю.Н. Разрушение горных пород термоциклическим воздействием. – Киев: Наукова думка, 1987.

Мец Ю.С., Салганик В.А. и др. Управление энергией взрыва при разрушении горных пород // Техника. – Киев, 1971.

Носков В.Ф., Камашенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных работах. – М.: Недра, 1892.

Кучерявый Ф.И., Кожушко Ю.М. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1972.

Ржевский В.В. Физико-технические параметры горных пород. – Наука, 1975.

Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975.

Таранов П.Я., Гудзь П.Г. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1975.

Мангуш С.К., Фисун А.П. Справочник по буровзрывным работам на подземных горных разработках. – М., 2003.

Падуков В.А., Маляров И.П. Механика разрушения горных пород при взрыве. – Иркутск, 1985.

Я.М. Додис, В.И. Нифадьев

РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД
ПРИ БУРЕНИИ И ВЗРЫВАНИИ

Редактор И.С. Волоскова

Технический редактор О.А. Матвеева

Компьютерная верстка Г.Н. Кирпаб

Подписано в печать 20.07.2005. Формат $60 \times 84 \frac{1}{16}$.

Офсетная печать. Объем 23,75 п.л.

Тираж экз. Заказ 130.

Издательство Кыргызско-Российского
Славянского университета
720000, Бишкек, ул. Киевская, 44

Отпечатано в типографии КРСУ
720000, Бишкек, ул. Шопокова, 68