

**О. Г. Латышев
М. В. Корнилков**

**НАПРАВЛЕННОЕ ИЗМЕНЕНИЕ
ФРАКТАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК,
СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ ПОРОД
ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ
В ПРОЦЕССАХ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА**

Научная монография

Екатеринбург – 2016

Министерство образования и науки Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«Уральский государственный горный университет»



О. Г. Латышев
М. В. Корнилков

НАПРАВЛЕННОЕ ИЗМЕНЕНИЕ
ФРАКТАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК,
СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ ПОРОД
ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫМИ ВЕЩЕСТВАМИ
В ПРОЦЕССАХ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Научная монография

Екатеринбург – 2016

Рецензенты:

главный научный сотрудник Института горного дела УрО РАН,
д-р техн. наук *Боликов В. Е.*;

зав. лабораторией разрушения горных пород Института горного
дела УрО РАН, канд. техн. наук *Шеменев В. Г.*

Печатается по решению Редакционно-издательского совета Уральского
государственного горного университета

Латышев О. Г., Корнилков М. В.

Направленное изменение фрактальных характеристик, свойств и
состояния пород поверхностно-активными веществами в процессах гор-
ного производства: научная монография / О. Г. Латышев, М. В. Корнил-
ков; Урал. гос. горный ун-т. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. – 407 с.

ISBN 978-5-8019-0367-5

Работа посвящена теоретическим основам управления свойствами
и состоянием горных пород поверхностно-активных веществ (ПАВ)
в процессах разрушения горных пород. Вопросы разрушаемости горных
пород рассмотрены с учетом фрактальных характеристик их трещинной
структуры, развивающейся под действием поверхностно-активных ве-
ществ (ПАВ). Установлены критерии эффективности, и дана теоретиче-
ская оценка формирования прочности и устойчивости горных пород,
основанные на экспериментальных исследованиях, физическом и матема-
тическом моделировании поведения породного массива.

Работа предназначена для инженерно-технических работников
горных предприятий, научных и проектных организаций, связанных
с проектированием и ведением подземных горных работ, а также может
быть полезной для студентов, обучающихся по направлению «Горное
дело», и аспирантов по научной специальности 25.00.20 - Геомеханика,
разрушение горных пород, рудничная аэрогазодинамика и горная тепло-
физика.

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	5
ВВЕДЕНИЕ	7
1. КРИТЕРИИ ПРОЧНОСТИ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	17
1.1. Механика разрушения.	17
1.2. Теоретическая прочность горных пород	24
1.3. Технические критерии прочности.	29
1.4. Теория прочности Кулона – Мора (паспорт прочности)	31
1.5. Теория хрупкого разрушения (теория трещин Гриффитса)	35
1.6. Кинетическая (термофлуктуационная) концепция прочности	43
1.7. Статистическая природа прочности и масштабный эффект в горных породах	48
2. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД В ПРОЦЕССАХ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ.	57
2.1. Теории и концепции механического бурения	57
2.2. Разрушение горных пород взрывом	71
2.3. Критерии эффективности процессов разрушения горных пород	94
3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ	115
3.1. Поверхностно-активные вещества (ПАВ) и их использование в горном деле	115
3.2. Методика выбора эффективных растворов ПАВ в их оптимальной концентрации	124
3.3. Изменение прочностных характеристик горных пород в поверхностно-активной среде	140
3.4. Влияние поверхностно-активных веществ на деформационные характеристики горных пород	143
3.5. Кинетика насыщения горных пород активными растворами	149
4. ФРАКТАЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНЫХ ПОРОД	186
4.1. Введение фрактальной размерности	186
4.2. Методы вычисления фрактальной размерности	196
4.3. Фрактальное исследование поверхностей	204
4.4. Анализ мультифракталов	209
5. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИНОВАТОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД	214
5.1. Методы изучения трещиноватости горных пород и массивов	214
5.2. Исследование трещиноватости горных пород методом люминесцентной дефектоскопии	218
5.3. Результаты исследований линейных характеристик трещин	224
5.4. Исследование фрактальных характеристик единичной трещины	228
5.5. Оценка характеристик распределения трещин	234
5.6. Экспериментальные исследования развития трещиновой структуры горных пород в поверхностно-активной среде	239

6. РАЗВИТИЕ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ В ПРОЦЕССЕ НАГРУЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	246
6.1. Постановка и результаты экспериментальных исследований	246
6.2. Развитие единичных трещин в процессе нагружения горных пород	253
6.3. Общая оценка трещинной структуры пород как фрактального объекта	263
6.4. Изменение геометрии трещин в процессе деформирования горной породы	265
6.5. Кластерный анализ развития трещинной структуры горных пород	275
7. АНАЛИТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗРУШАЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД С ФРАКТАЛЬНЫХ ПОЗИЦИЙ	280
7.1. Критерий хрупкого разрушения горных пород	280
7.2. Фрактальное представление коэффициентов интенсивности напряжений, трещиностойкости и трещиноподвижной силы	283
7.3. Силовая концепция прочности	290
7.4. Оценка прочности горных пород при сжатии	297
7.5. Разрушение горных пород в условиях объемного напряженного состояния	299
7.6. Закономерности зарождения и развития трещин	305
7.7. Оценка прочности и неоднородности трещинной структуры горных пород	317
8. КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ СТАТИСТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ	325
8.1. Статистическое моделирование (метод Монте-Карло)	325
8.2. Математическое моделирование фрактальных объектов	330
8.3. Имитационное моделирование процесса бурения	344
9. ПРОГНОЗ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД	352
9.1. Опытное бурение шпуров и скважин	352
9.2. Прогноз буримости горных пород на основе имитационного моделирования процесса	359
9.3. Прогноз эффективности отбойки горных пород невзрывчатыми разрушающими составами (НРС)	365
9.4. Прогноз эффективности дробления горных пород взрывом	368
9.5. Элементы технологии использования ПАВ в процессах буровзрывных работ	380
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	388
Библиографический список	393

ПРЕДИСЛОВИЕ

Свойства горных пород и породных массивов определяют параметры техники и технологии разработки месторождений полезных ископаемых. В этой связи актуальной научной и практической задачей является обоснование методов и средств направленного изменения свойств пород. Наиболее значимыми в горной технологии являются прочностные и деформационные характеристики пород. Так, разрушение пород и породных массивов является основополагающим процессом любой горной технологии. В силу сложности и неоднозначности данного процесса единой работоспособной теории прочности до настоящего времени не создано. Развитие исследований в данном направлении привело к разработке двух основных концепций прочности – теории хрупкого разрушения (теории трещин Гриффитса) и кинетической (термофлуктуационной) теории. При существенно разных физических предпосылках обе эти концепции сходятся в одном – в конечном итоге разрушение тел определяется динамикой развития трещинной структуры твердых тел.

В этой связи исследованию трещиноватости и ее роли в процессах разрушения тел посвящено огромное количество научных работ, и число их продолжает расти. Разрабатываются различные методики изучения микро- и макротрещин. Однако до последнего времени трещины рассматривались как линейные образования, что не соответствует их природе. Действительно, реальная трещина имеет сложную геометрию, и именно это определяет прочность тел на микро- и макроуровне. Адекватным инструментом оценки трещинной структуры служит фрактальная геометрия.

Важнейшей задачей совершенствования горной технологии является разработка методов направленного изменения свойств и состояния пород и породных массивов. Эффективным инструментом этого может служить использование поверхностно-активных веществ (ПАВ). Действие ПАВ основано на адсорбционном понижении поверхностной энергии твердых тел (эффект Ребиндера), что сопровождается зарождением и развитием трещин в горных породах.

Первая глава посвящена анализу теорий прочности и критериев разрушения твердых тел применительно к специфике горных пород как неоднородных гетерогенных образований, имеющих кристаллическое строение.

Во второй главе дается анализ современных теорий и концепций разрушения горных пород в различных технологиях бурения и дробления горных пород взрывом. Обсуждаются критерии эффективности данных процессов.

Третья глава является обобщением многолетних исследований авторов по направленному изменению свойств и состояния горных пород поверхностно-активными веществами, включая вопросы кинетики насыщения пород активными растворами.

В четвертой главе рассматриваются основные положения фрактальной геометрии применительно к исследованию трещиноватости горных пород. Анализируются виды фрактальной размерности и методы их вычисления. Как обобщение дается представление о мультифрактальном анализе.

Пятая глава посвящена анализу методов изучения трещиноватости горных пород и массивов и разработке метода люминесцентной дефектоскопии применительно к специфике горных пород. Приводится обобщение экспериментальных исследований авторов в классическом представлении трещин как линейных образований и как фрактальных объектов.

В шестой главе обсуждаются результаты экспериментальных исследований развития трещинной структуры при нагружении горных пород.

Седьмая глава содержит аналитическую оценку разрушаемости горных пород с фрактальных позиций. Дается прогноз динамики развития трещинной структуры горных пород под нагрузкой.

Восьмая глава посвящена разработке компьютерных технологий определения и анализа фрактальных характеристик трещин. Дается обоснование и компьютерное обеспечение моделирования развития единичной трещины методами срединных смещений и фрактального броуновского движения. Обсуждаются возможности имитационного моделирования трещинной структуры горных пород.

Девятая глава посвящена некоторым практическим приложениям результатов исследования. Обсуждается вероятностный характер разрушения и прогнозирование качества дробления горных пород взрывом.

ВВЕДЕНИЕ

Центральной философской проблемой науки является отношение к истинности получаемых знаний. В общем случае можно выделить две философские концепции – объективности и субъективности истины. Ярким представителем первой концепции был великий Альберт Эйнштейн. Он отстаивал объективность существования законов природы, независимых от субъективного восприятия человека. В противном случае, по мнению Эйнштейна, это перестает быть наукой. Нам известна его бурная дискуссия по этому поводу с Нильсом Бором.

Вторую концепцию наиболее ярко выразил индийский философ Рабиндранат Тагор в своей переписке с Эйнштейном. Р. Тагор, подчеркивая относительность истины, писал: «Существует реальность бумаги, бесконечно отличная от реальности литературы. Для разума моли, пожирающей бумагу, литература абсолютно не существует, но для разума Человека литература обладает большим истинным значением, нежели сама бумага. Аналогичным образом, если какая-то истина не имеет чувственного или рационального отношения к человеческому разуму, то она навсегда останется ничем до тех пор, пока мы считаемся человеческими существами».

Последней концепции придерживался Илья Пригожин – лауреат Нобелевской премии за разработку теории диссипативных структур, директор Научно-исследовательского центра по статистической механике и термодинамике (Остин, штат Техас). Он отмечал [173], что если воспринимать истину как объективно существующие законы природы (независимо от восприятия человека), то конечной целью науки будет определение уравнений движения каждой частицы материального мира. Эти уравнения опишут наш мир как динамическую систему, развивающуюся во времени.

Все динамические системы можно разделить на интегрируемые и неинтегрируемые. В первом случае можно точно определить скорости (первая производная) и ускорение (вторая производная) частиц, т. е. состояние системы в любой момент времени. Во втором случае (для неинтегрируемых систем) необходим вероятностный подход. Но и в этом случае, например, для микромира уравнения Шредингера, описывающего вероятностные волновые функции, мы можем вернуться назад во времени, т. е. восстановить прежнее состояние системы. Таким образом, и классический вероятностный подход подразу-

мекает обратимость времени, что само по себе создает неразрешимое противоречие.

В субъективном восприятии время нелинейно, поскольку темп исторического развития человечества заметно ускоряется. Масштаб исторического времени (по представлениям П. Л. Капицы) имеет логарифмический характер. Кроме того, для человеческого восприятия время квантовано. Квант времени (около 0,1 – 0,01 с) назван *фреймом*.

В XIX веке Чарльз Дарвин предложил теорию эволюции, совершившую переворот в науке о живой природе. Он показал, что если рассматривать не отдельную особь, а их ансамбли (популяции), то становится видно, как индивидуальная изменчивость в совокупности приводит к качественным изменениям – возникновению нового вида. Нечто подобное, применительно к неживой природе, рассматривал венский физик Людвиг Больцман. Он показал, что второе начало термодинамики в принципе нельзя объяснить, рассматривая динамику отдельной частицы. Только совокупное движение ансамбля (множества) таких частиц и вероятности их столкновения может лежать в основе этого закона.

Однако следствия из этих теорий были диаметрально противоположными. Если теория эволюции Дарвина приводила к увеличению бесконечного разнообразия живой материи, то второе начало термодинамики постулировало выравнивание скорости частиц при их взаимных столкновениях, т. е. возрастание однородности мира и, в конечном счете, его «тепловой смерти». Такая эволюция закрытых систем, связанная с возрастанием энтропии, приводит не к разнообразию (как у Дарвина), а к бесконечному выравниванию и единообразию. В последующем ни Больцман, ни другие, оставаясь в рамках классической термодинамики, не могли сколько-нибудь внятно объяснить это противоречие.

В этой связи возникла новая концепция. Наш мир не только имеет вероятностную природу, но и еще в самой его сути заложена неопределенность. И. Пригожин, развивая теологические высказывания Лейбница, дает следующий яркий пример. Чем вызвано и как произошло грехопадение Адама? Если Бог создал мир, живущий по строгим детерминистским законам, то он должен был заранее определить, что Адам съест Яблоко знания. Тогда это не может быть грехом – ведь так устроил сам Бог. Даже с чисто вероятностных позиций Бог сам определил большую вероятность грехопадения, и это уже

снимает всякую вину с Адама. Нет! Бог создал мир неопределенным. В нем существует как бы ансамбль Адамов, каждый из которых либо совершает грехопадение, либо противится искушению. То есть реализуема любая из возможностей в зависимости от субъективного поведения Адама, Евы, Змея-искусителя и т. п. В такой постановке все это представляет собой саморазвивающуюся динамическую систему, состояние которой определяется непредсказуемым изменением параметров во времени.

Фундаментальное описание природы в настоящее время производится в терминах взаимодействия полей. Общепризнанными являются два подхода к формированию законов физики.

Первый подход основан на теории волновых функций, что по сути означает исследование траектории движения материальных тел (частиц). Вторым подходом опирается на теорию ансамблей Гиббса и Эйнштейна, которая рассматривает кооперированное (совместное) движение материальных частиц. При этом второй подход при рассмотрении траектории отдельной частицы сводится к первому.

Принципиально иным является третий подход, активно развиваемый И. Пригожиным. В соответствии с ним новая интерпретация законов физики применяется только для описания хаотических систем и рассматривает только ансамбли. Данный подход к описанию законов природы не может быть выведен ни из законов ньютоновской механики, ни на основе классической квантовой механики. Он объясняет свойства макромира и микромира на основе введения понятия необратимости в фундаментальное описание природы, что является революционно новым.

В соответствии с классическим пониманием второго начала термодинамики все процессы, происходящие в природе, вызывают увеличение энтропии, т. е. любая система эволюционирует к равновесному состоянию, означаемому «тепловую смерть». Однако это справедливо лишь для изолированной системы. В настоящее время все большую популярность приобретает мнение, что в природе, включая саму Вселенную, изолированных систем вообще не существует.

А. В. Шестопалов в работе [230] показывает, что система «горный массив – горная выработка» является открытой системой, не находящейся в равновесии. Процессы разрушения горных пород относятся к самоорганизующимся динамическим процессам. По мнению автора, все они имеют один и тот же механизм – возможно неиз-

вестное науке фундаментальное свойство природы. Оно обусловлено коллективным поведением элементарных объемов массива и приводит к появлению нового свойства, которое напрочь отсутствует в любом отдельно взятом объеме. Он проводит аналогию горного удара с изменением агрегатного состояния вещества. К таким «псевдоагрегатным» состояниям он относит ненарушенный массив (твердое состояние), разупрочненный массив (жидкость), разрушенный массив (газ). Причем процесс фазовых переходов осуществляется с уменьшением энтропии, что для традиционной науки – нонсенс. Он считает, что к таким, практически мгновенно протекающим процессам неприменим второй закон термодинамики: *«Вся физика написана для открытых систем, а термодинамика для закрытых, которых в природе не существует»*.

Исследования И. Пригожина привели к открытию «диссипативных структур». Такие структуры образуют систему, которая рассеивает (диссипирует) энергию и, следовательно, производит энтропию. Это понимается как организованное поведение системы, которое характеризуется взаимосвязью двух противоположных аспектов равновесной термодинамики. С одной стороны, диссипация энергии порождает энтропию, с другой - она нарушает упорядоченность системы, что сопровождается снижением энтропии. И Пригожин иллюстрирует этот постулат следующей аналогией. Если отапливать идеально изолированное помещение, то через какое-то время будет достигнута желаемая температура и наступит состояние равновесия. Но если система не изолирована (плохая теплоизоляция, щели в оконных рамах и пр.), то для поддержания баланса между подводом и отводом тепла придется непрерывно подтапливать. И чем менее совершенна теплоизоляция, тем больше тепла придется подводить, т. е. тем дальше система отходит от равновесия.

Для динамических эволюционирующих систем И. Пригожин формулирует три минимальных требования.

1. Необратимость, выражающаяся в нарушении симметрии между прошлым и будущим. В классических уравнениях термодинамики параметр времени t влияет одинаково на состояние системы, что позволяет вернуться в прошлое. Параметры диссипативных систем асимметричны по отношению к их прошлому и будущему состоянию. В частности, изменение состояния горных пород при их нагружении за пределом упругости – процесс явно необратимый.

2. Наличие в системе процессов, которые можно охарактеризовать как «событие». Под событием понимается дискретное изменение параметров системы, имеющее некоторую вероятность появления. Это может быть рождение особи, фазовый переход, зарождение или ветвление трещины и т. п.

3. Разный «вес» событий, т. е. их различное влияние на общее состояние системы. Это подразумевает, что некоторые события способны коренным образом изменить ход эволюции системы. Примером может служить «событие» скачкообразного роста трещин в теле под нагрузкой. В какой-то момент скачок роста одной из множества трещин переводит ее в состояние «критической» (по А. Гриффитсу), и это событие определит дальнейшую эволюцию системы (разрушение тела).

Главной характеристикой динамических систем служит аттрактор. *Аттрактором* в самом общем смысле называется конечное состояние эволюционирующей динамической системы. Например, аттрактором затухающих колебаний маятника является точка, т. е. конечное положение в момент прекращения его колебаний. Для системы, траектория движения которой описывается уравнением гиперболы, аттрактором будет асимптота графика. Аттрактором может быть не только точка, линия, поверхность или объем, но и любая устойчивая (циклическая) траектория системы.

Любой природный объект существует в трехмерном мире. Поэтому любое тело имеет три измерения – длину, высоту и ширину. Положение тела описывается тремя независимыми переменными (координатами X, Y, Z) или степенями свободы. Такая размерность называется *параметрической*. Формализованным и более строгим с математической точки зрения является понятие *топологической размерности* d . Здесь размерность точки составляет $d = 0$, линии - $d = 1$, плоскости - $d = 2$ и объема - $d = 3$.

Однако в природе существуют объекты, для точного измерения которых топологической размерности становится явно недостаточно. Впервые с этим фактом столкнулся англичанин *Д. Ричардсон* [98]. Пользуясь обычным циркулем, он измерял длину береговой линии Великобритании на картах разного масштаба. Он заметил, что чем меньше был раствор циркуля δ , тем все большие подробности побережья входили в измеряемую длину и результаты измерения непрерывно увеличивались. Причем он выявил, что рост длины береговой линии L подчиняется степенному закону (*закон Ричардсона*):

$L(\delta) = \alpha \delta^\beta$, где α - некоторая константа; β - отрицательный показатель степени.

Отсюда возникает парадокс: береговая линия имеет бесконечную длину, хотя она, несомненно, замкнута. Как заметил Ричардсон, это уже не линия, но еще и не плоскость. Она является чем-то средним между одномерной и двумерной фигурами. Так, норвежский физик Е. Федер показал, что береговая линия, изрезанная фьордами, в Норвегии представляет собой фрактальную структуру с размерностью $d_f = 1,52$ [89]. Фрактальные объекты в природе настолько распространены, что являются скорее правилом, чем исключением. К ним относятся очертания облаков и морских побережий, русла рек и траектории трещин, поверхности горных пород и других пористых сред, контуры горных выработок и т. п.

Основные идеи, положившие начало теории размерностей, были сформулированы еще в XIX веке Пуанкаре, Лебегом, Брауэром, Менгером. Связь размерности с геометрией окружающего мира и математический аппарат этой геометрии оформился в работах Кантора, Вейерштрассе, Пеано и др. Впервые понятие дробной размерности d_H ввел Феликс Хаусдорф в 1919 году. В 1975 году Б. Мандельброт [128] назвал объекты с дробной размерностью d_f *фракталами*. Появилась новая отрасль математики – *фрактальная геометрия*. Бенуа Мандельброт дал общее определение: «Фракталом в узком смысле называется множество, размерность Хаусдорфа для которого строго больше его топологической размерности».

С появлением идей и инструментария фрактальной геометрии было установлено, что многие аттракторы имеют дробную размерность. Их называли «*странными аттракторами*». Если ранее аттрактор был синонимом устойчивости и воспроизводимости поведения системы, то аттракторы с дробной размерностью существенно изменили ситуацию. Действительно, в приведенных выше примерах развития детерминированной динамической системы независимо от ее начального состояния финал однозначен: выход на аттрактор, т. е. на стационарное состояние. Аттракторы с фрактальной размерностью порождают такие типы поведения системы, которые невозможно ни предсказать, ни воспроизвести. При этом малейшие различия в начальном состоянии системы могут привести к огромным отклонениям в ее дальнейшей эволюции. Такие системы называют хаотическими.

Появление современной теории хаоса обычно связывают с французским математиком Анри Пуанкаре, который около 1890 года опубликовал свои первые работы по нелинейной динамике. Новый интерес к исследованиям в этой области возник после публикации в 1963 году работы Эдварда Лоренса (Массачусетский технологический институт) о принципиальной невозможности долгосрочных прогнозов погоды. Он обнаружил, что даже ничтожные ошибки при измерении текущего состояния погодных условий приводят к непредсказуемому развитию атмосферных явлений. Такая существенная зависимость состояния системы от начальных условий лежит в основе современной теории хаоса.

Таким образом, аттракторы с фрактальной размерностью нарушают строгую причинно-следственную зависимость для детерминированных систем. На место устойчивости приходит хаос. Состояние системы можно охарактеризовать некоторой точкой, имеющей определенный набор параметров. В этом случае режим называется хаотическим, если расстояние между такими точками, первоначально сколь угодно малое, экспоненциально возрастает во времени. Разбегание траекторий описывается функцией [173]: $f(t) = \exp(t/\tau)$, где $1/\tau$ – положительная величина, называемая показателем Ляпунова, а τ – временем Ляпунова.

Показатель τ определяет величину «временного горизонта», т. е. время, в течение которого можно предсказать с определенной вероятностью развитие системы. За пределом этого горизонта поведение системы непредсказуемо. Расчеты показывают: для того чтобы в десять раз увеличить величину горизонта, т. е. времени, в течение которого эволюция системы остается предсказуемой, необходимо увеличить точность измерения (задания) начальных условий в e^{10} раз.

Следует различать детерминированные хаотические системы и истинно случайные процессы. Первые обладают фрактальным аттрактором, и в таком хаосе можно установить какие-то глобальные закономерности. Истинно случайные процессы аттрактора не имеют, и поведение таких систем зависит от такого множества факторов, что никакие предсказания, в принципе, невозможны.

В настоящее время разработаны способы распознавания таких систем. На основе анализа временных рядов можно установить наличие или отсутствие аттрактора, хотя его вид и размерность для сложных систем (типа погодных явлений) точно установить не удастся. Все же прогресс в этом направлении заметен. Так, колебания темпе-

ратур на Земле за последние миллионы лет имеют хаотический аттрактор малой размерности. Следовательно, в изменении климата на Земле присутствуют определенные (хотя и непознанные) закономерности. Динамика развития циклонов и антициклонов также имеет аттрактор с семью независимыми переменными. А в лучших моделях прогноза погоды учитывается порядка 6 миллионов переменных. Но даже в этом случае погрешность предсказания удваивается каждые три дня. При анализе электроэнцефалограмм головного мозга людей было установлено, что в состоянии глубокого сна изменения активности мозга имеют аттрактор в пятимерном пространстве (пять независимых переменных). А вот в состоянии бодрствования аттрактора нет, т. е. процесс мышления имеет непредсказуемый характер, что, в принципе, совершенно понятно. Интересно, что энцефалограммы умственно больных людей (например, эпилептиков) также могут иметь хаотический аттрактор. Таким образом, как давно замечено, стабильная, предсказуемая работа мозга – это патология.

Траектории хаотического движения обычно моделируются с помощью броуновского движения. При этом время изменяется дискретно, и траектории представляют собой непрерывный ряд скачков. Состояния системы, в которых изменения происходят дискретно, называются *отображениями*. Моделью расхождения траектории хаотических систем может служить уравнение движения для *сдвига Бернулли* [173]: $x_{n+1} = 2x_n \pmod{1}$, где $\pmod{1}$ – отбрасывание целой части числа так, чтобы x всегда заключено между 0 и 1.

Данное уравнение моделирует детерминистический хаос. С одной стороны, при известном значении x_n число x_{n+1} определяется однозначно. С другой стороны, при малейшем изменении начальных условий x_0 траектории существенно расходятся. Так, если x_0 отличаются лишь в сороковом знаке после запятой, то после полусотни шагов (итераций) траектории будут отличаться в сотни раз.

Важно, что сдвиг Бернулли – отображение необратимое. Если с любой точки траектории двигаться назад (уравнение преобразуется к виду $x_{n+1} = x_n/2$), то движение будет стремиться к точечному аттрактору $x = 0$.

Такой подход к динамическим системам часто воспринимается как новое научное направление – *синергетика*. Синергетика рассматривает сложные неравновесные системы, открытые для потоков энергии, энтропии и информации [172].

Основные принципы синергетики:

1. Гомеостатичность.

Гомеостаз – свойство системы поддерживать свои параметры и функции в определенном диапазоне независимо от возмущающих действий внешней среды, т. е. гомеостатичность – устойчивость системы. Такое устойчивое состояние принято называть аттрактором. Если аттрактор существует, то независимо от траектории поведения системы она неизбежно эволюционирует к этому устойчивому состоянию.

2. Иерархичность.

Иерархия – принцип структурной организации сложных многоуровневых систем, который заключается в упорядочении взаимодействия между уровнями. Причем вышележащий уровень является управляющим по отношению к нижележащему.

3. Нелинейность.

Нелинейность проявляется в нарушении принципа суперпозиции, характерного для линейных систем. В нелинейной системе результат воздействия различных факторов не равен (не адекватен) сумме результатов воздействия факторов. Другими словами, результат не пропорционален суммарной величине вклада влияющих факторов. Существует определение синергетики как «коллективное поведение, в результате которого в системе появляются свойства, которые отсутствуют у всех участников этого поведения».

4. Незамкнутость (открытость).

Рассматриваемые системы взаимодействуют с окружающей средой; их нельзя считать изолированными, для которых только и справедливы все законы сохранения (энергии, массы, импульса). Именно такие системы И. Пригожин назвал «диссипативными».

5. Неустойчивость.

Данный принцип выражается в том, что сколь угодно малые отклонения в системе способны вывести ее из положения равновесия и дать толчок к последующей бурной эволюции. Такое состояние неустойчивости принято называть точками бифуркации. Бифуркация (дословно – раздвоение) – в широком смысле – любая качественная перестройка системы при изменении параметров, от которых она зависит. И. Пригожин в качестве примера такого состояния приводит аналог перевернутого маятника в его высшей точке, когда малейшие воздействия способны вывести его из состояния равновесия. Причем нельзя предсказать, куда маятник будет падать. Несомненно, точкой бифуркации является момент начала разрушения горных пород.

Поведение таких систем изучает теория катастроф. Катастрофа – скачкообразное изменение, возникающее в виде внезапного ответа системы на плавное изменение внешних условий. Математическое описание катастроф основывается на теории особенностей (обобщенное исследование функций на экстремум – Х. Уитни) и теории бифуркаций [9].

Таким образом, процесс разрушения горных пород, несомненно, относится к открытым динамическим развивающимся системам. Изучение закономерностей поведения такой системы должно основываться на оценке фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород.

1. КРИТЕРИИ ПРОЧНОСТИ И РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

1.1. Механика разрушения

Разрушение твердых тел – процесс настолько сложный и неоднозначный, что до настоящего времени не существует единой и работоспособной теории прочности. Однако эта проблема настолько актуальна для самых различных областей деятельности человека, что в данном направлении уже сотни лет ведется целенаправленный научный поиск. Известны тысячи публикаций по данному вопросу. В физике определилось самостоятельное научное направление – *механика разрушения*. В историческом аспекте можно выделить следующие этапы развития данного направления.

Первый этап развития науки о прочности связан с представлением твердого тела как абсолютно однородной изотропной среды, не имеющей внутренней структуры (*бесструктурная модель*). Изучение такой модели производится по известному принципу «черного ящика» (Н. Винер) – подается сигнал на вход системы (внешнее воздействие на тело) и фиксируется выходной сигнал (отклик). Задача исследователя – найти количественную зависимость между сигналами. Применительно к процессу разрушения определить некоторую функцию главных компонентов напряжений и соотнести ее с некоторым критерием прочности k , зависящим, как правило, от простейших видов прочности (при растяжении, сжатии или сдвиге):

$$F(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3) \leq k. \quad (1.1)$$

Исторически первой реализацией такого подхода можно считать критерий *наибольших нормальных напряжений* (Галилей). В дальнейшем по мере развития знаний были сформулированы критерии *наибольших удлинений* (Мариотт), *наибольших касательных напряжений* (Кулон), *энергетический*. В механике разрушения прочно закрепилась нумерация этих критериев – первый, второй, третий, четвертый. Для конкретных тел и условий разрушения эти критерии и в настоящее время используются для решения инженерных задач. Такие критерии, определяемые чисто эмпирическим путем, получили название *феноменологических*.

Логическим завершением такого феноменологического подхода стала *теория прочности Мора* [138], приложения которой развиваются и в настоящее время. Теория связывает предельные касательные и нормальные напряжения. При этом принимается, что прочность тел практически не зависит от величины промежуточного напряжения σ_2 . Применительно к горным породам установлено [28, 224], что такое допущение дает ошибку не более 10-15 %. Это не превышает погрешности экспериментальных определений прочности пород.

В соответствии с теорией Мора возможно два типа разрушения твердого тела – хрупкое, которое происходит за счет отрыва, и вязкое (пластичное) – от касательных напряжений сдвига. Развивая эту идею, Н. Н. Давиденков [62] и Я. Б. Фридман [218] разработали *обобщенную теорию прочности* (диаграмма Давиденкова – Фридмана), которая определяет характер разрушения тела в зависимости от соотношения главных нормальных напряжений. В настоящее время установлено, что разрушение только путем сдвига невозможно в принципе. Касательные напряжения, вызывая пластическую деформацию, только ослабляют связи между атомами в определенных сечениях, окончательное же разрушение происходит за счет отрыва. Поэтому для реальных материалов характеристика состояния m становится нелинейной.

Феноменологические теории прочности оказываются весьма полезными для инженерных расчетов и широко используются при проектировании. Однако они никак не рассматривают физику процессов разрушения тел.

Второй этап формирования теорий прочности связан с представлением о процессе разрушения как о преодолении приложенными напряжениями сил взаимодействия между атомами. Разрушаемое тело представляется структурированной моделью в виде геометрически правильного расположения частиц (атомов, ионов или молекул) в пространстве. Рентгеноструктурные исследования позволяют достаточно точно установить параметры кристаллической решетки. Это дает возможность теоретически определить необходимые для разрыва тела напряжения в некотором сечении S , содержащем N частиц, связанных силой взаимодействия f_0 , т. е. теоретическую прочность $\sigma_{p(0)} = f_0 \cdot N / S$. При таком расчете становится очевидным, что теоретическая прочность, как правило, на несколько порядков выше необходимых напряжений для разрушения тела.

Впервые это противоречие для хрупких материалов (стекла) разрешил А. А. Гриффитс [252]. Опираясь на теоретические исследования Г. В. Колосова, определившего закономерности концентрации напряжений в окрестности трещины, Гриффитс сформулировал стройную теорию хрупкого разрушения тел. В соответствии с этой теорией, разрушение тела определяется ростом единственной «магистральной» трещины. За счет концентрации напряжений в ее устье для развития трещины требуется энергия, значительно меньшая, чем для разрушения идеально бездефектного тела. Теория Гриффитса до сих пор остается основным инструментом исследований в области механики разрушения, поскольку она верно отражает физику процесса. Однако количественные оценки теории (критерий Гриффитса) совпадают с экспериментальными данными лишь для хрупких аморфных тел. Для кристаллических материалов разрушающие напряжения должны быть значительно выше, чем предсказывает теория.

Последующие исследования показали, что это обусловлено наличием дефектов структуры кристаллической решетки и связанной с этим пластической деформацией кристаллических тел. Механизм пластического деформирования твердых тел за счет напряжений сдвига был раскрыт в 1934 г. Дж. Тейлором [262]. Он впервые высказал идею о существовании в кристаллах линейных дефектов – *дислокаций*, показал, что они могут взаимодействовать друг с другом. Позднее был описан механизм размножения дислокаций (источник Франка-Рида).

Связь этих явлений с разрушением кристаллов установил венгерский физик Е. Орован [258], автор *дислокационной теории пластической деформации*. Он показал, что на пластическое (необратимое) деформирование берегов трещины расходуется дополнительная энергия, часто значительно превышающая удельную поверхностную энергию тел. Для количественного учета этого явления он предложил в критерий Гриффитса ввести дополнительное слагаемое – удельную энергию пластических деформаций e_p .

Критерий Гриффитса - Орована справедлив лишь для малых пластических зон (зон предразрушения) у контура трещины. В реальных упруго-пластических материалах развитие пластических деформаций определяется геометрией всего тела и условиями его нагружения. Для этого случая предложен в качестве критерия разрушения *J-интеграл* (критерий Черепанова - Райса) [222]. Его выражение осно-

вано на уравнении баланса энергии, отражающем сопротивление материала развитию в нем трещины. Недостатком такого критерия является невозможность его аналитического определения для реальных тел. Используется чисто эмпирический подход.

В инженерных приложениях наиболее широко вместо энергетического используется силовой подход к механике разрушения. Он связан с предложенным Дж. Ирвином понятием коэффициента интенсивности напряжений для различного рода трещин. Такой подход также основан на теории Гриффитса, но не требует оценки таких трудно измеряемых характеристик, как поверхностная энергия тел, работа пластических деформаций и т. п.

В развитие теории Гриффитса для пластических материалов типа металлов в последнее время был предложен ряд деформационных критериев разрушения [135]. Из них наиболее известным является КРТ-критерий (критическое раскрытие трещин). Для повышения работоспособности теории трещин многими авторами в формулу критериев вводятся различные характеристики структуры реального материала. Предложен ряд критериев, учитывающих скорость приложения нагрузки, условия торможения и разветвления трещин и т. д. [135].

Таким образом, теория трещин Гриффитса и ее приложения широко используются в теоретических и практических исследованиях. Однако данная теория имеет существенные недостатки, т. е. не решает ряд проблем.

1. Удельная поверхностная энергия e_s (энергия поверхностного натяжения) вводится в критерий Гриффитса как некоторая фундаментальная константа твердого тела. На самом деле e_s характеризует лишь поверхность данной трещины, и в других областях тела ее величина может быть другой. Не спасает положения и использование некоторой усредненной величины e_s , особенно для таких неоднородных образований, как горная порода.

2. Теория не учитывает фактор времени, который может играть исключительно важную роль в некоторых процессах разрушения горных пород. Так, при очень быстром приложении нагрузки (например, при взрывном или ударном разрушении горных пород) в тело вносится избыточная энергия, что определяет развитие не одной, а многих трещин одновременно. Напротив, при малой скорости нагружения (например, при развитии горного давления) наблюдается по-

степенный «докритический» рост трещин, чего не учитывает теория Гриффитса.

3. Теория описывает только начальное и конечное состояния системы и не учитывает особенности самого процесса развития трещины (ее ветвление, затухание, выход на границу зерна и пр.). Поэтому критерий Гриффитса представляет собой только *необходимое* условие разрушения тела. *Достаточным* условием является наличие запаса потенциальной энергии деформаций в окрестности трещины.

4. В энергетическом балансе не учитывается величина кинетической энергии, которую приобретают расходящиеся берега трещины. При большой скорости деформирования (например, при взрыве или ударе) эта составляющая может быть достаточно существенной.

Кроме того, теория Гриффитса постулирует наличие в разрушаемом теле трещин, никак не объясняя механизм их зарождения. А без наличия трещин теория просто не работает.

Третий этап исследований начался с попыток решить данные проблемы. По мере накопления экспериментальных данных было выяснено, что такие характеристики тел, как пределы упругости, прочности, текучести, явно нестабильны и их величина существенно зависит от условий нагружения тел. Такое непостоянство указанных «пределов» свидетельствует какой-то общей физической причине, делающей их неоднозначными, а принятую статичную модель – неполной. Такой причиной оказались тепловые колебания атомов в твердом теле. Их учет существенно меняет саму постановку задачи разработки теории прочности. Действительно, в этом случае внешней нагрузке сопротивляется уже не статичный ансамбль связанных атомов, а некоторая динамическая система, находящаяся в колебательном движении.

Систематические исследования такой динамической системы были начаты в 1952 г. С. Н. Журковым [71]. Опытами на растяжение твердых тел самой различной структуры (моно- и поликристаллы, полимеры, композитные материалы) было установлено уравнение долговечности тел в зависимости от действующего напряжения и температуры. Данное уравнение по самой структуре и физическому смыслу оказалось тождественным ранее полученному уравнению термических флуктуаций энергии Я. И. Френкеля. Это позволило однозначно определить физический смысл констант уравнения долговечности и сформулировать *кинетическую (термофлуктуационную) теорию прочности* [189]. Основная идея теории состоит в том, что

главной причиной разрушения тел являются термические флуктуации энергии, а приложенное напряжение лишь способствует данному процессу и направляет его.

Главным достоинством кинетической теории является то, что она объясняет физику процессов, лежащих в основе разрушения твердых тел, и создает научную базу для дальнейших исследований. Однако на современном этапе эта теория не может быть использована для количественных расчетов. По сути дела, она достаточно разработана лишь для случая одноосного растяжения и не способна дать критерий разрушения тел в сложном напряженном состоянии. Кроме того, кинетическая теория прочности никак не описывает механизм слияния микродефектов на термофлуктуационном уровне в макротрещины, которые являются необходимым условием разрушения любого твердого тела.

В настоящее время исследования в области механики разрушения развиваются в следующих направлениях.

Предпринимаются попытки объединить кинетическую теорию прочности с теорией трещин Гриффитса. Упрощенно идея такого подхода состоит в следующем. Зарождение микродефектов следует описывать с термофлуктуационных позиций, а развитие магистральной трещины до разрушения тела – с помощью теории Гриффитса. Слабым местом такой постановки задачи является отсутствие ясного понимания механизма группирования микро нарушений в макротрещины. Идея суммирования (группирования) повреждений была высказана еще Больцманом. Развитию этой идеи и доведению ее до работоспособной теории посвящены работы Л. М. Качанова [87], Ю. Н. Работнова [181] и других исследователей. Однако ощутимых результатов пока не получено. По-видимому, это связано с коренными различиями в самой постановке задачи и в физических предпосылках теории Гриффитса и кинетической теории прочности.

Другим направлением исследований является развитие непротиворечивой и полной теории прочности с чисто кинетических позиций [70, 106]. Наиболее интересной представляется концепция, в соответствии с которой зарождение трещины происходит в результате накачки энергии из окружающей среды в разрушающую флуктуацию плотности – *дилатон*. Это приводит к разогреву и тепловому расширению дилатонов, что сопровождается возникновением локальных очагов термических напряжений. При достижении этими напряжениями критической величины происходит распад дилатонов и образова-

ние в теле микротрещин. В процессе распада дилатона за счет перенапряжений на его границах генерируется поток дислокаций. Таким образом, элементарные акты хрупкого разрушения и пластической деформации оказываются взаимосвязанными и действующими одновременно.

Дилатонная концепция прочности позволяет объяснить причину разрушения бездефектного тела в силу внутренне присущей любому ансамблю атомов неустойчивости. Однако в настоящее время эта концепция не вышла из стадии генерирования идей и очень далека от создания работоспособной теории.

Таким образом, на данный момент можно констатировать следующее. Главным (и, пожалуй, единственным) инструментом инженерных расчетов, связанных с процессами разрушения тел, является теория Мора и ее приложения. Однако по своей сути теория Мора не ставит задачи объяснить физику процесса разрушения тел. Существующие физические теории (теория трещин Гриффитса и кинетическая теория) описывают лишь некоторые проявления процесса разрушения твердых тел, причем с разных позиций. Попытка объединения этих теорий пока не дает позитивных результатов. По-видимому, для прорыва в данном направлении требуется некоторая новая «революционная» идея, на базе которой начнется следующий (четвертый) этап развития механики разрушения.

Рассмотренные выше теории и концепции прочности основываются на модели тела либо как однородной бесструктурной среды, либо как материала, имеющего структуру, но однородного по всему объему. Горные породы такими телами заведомо не являются. Они сложены различными по свойствам минеральными зёрнами, содержат макродефекты в виде пор и различных включений, а также объекты различного агрегатного состояния (газы, жидкости). В этих условиях детерминированные теории прочности оказываются явно несостоятельными.

В частности, использование классической теории трещин Гриффитса осложняется следующим обстоятельством. Поскольку горная порода является агрегатом минеральных зёрн, развивающаяся внутри зёрна микротрещина неизбежно выходит на его границу и, следовательно, радиус r устья трещины скачком увеличивается. Поэтому для перехода трещины в другое зёрно и дальнейшего ее развития требуется напряжение больше, чем это следует из теории Гриффитса. Таким образом, существует некоторое «барьерное» напряжение, при

котором только и возможно развитие трещины в реальной горной породе. Кроме того, развитие трещин в горной породе происходит преимущественно по контакту минеральных зерен, т. е. по цементирующему материалу, нередко глинистого состава. Для такого материала теория хрупкого разрушения в принципе не применима.

Разрушение горной породы (с позиций любой теории прочности) определяется действующими в ней напряжениями. Но в силу неоднородного строения пород локальные очаги концентрации напряжений распределены в ее объеме случайным образом. Поэтому прочность и разрушение горных пород необходимо рассматривать со статистических позиций. Такой подход оправдан и для большинства других, используемых человеком материалов.

Идея о статистической природе прочности впервые (в научном плане) была выдвинута отечественными учеными А. П. Александровым и Н. С. Журковым в 1933 г. [72]. Дальнейшее развитие статистической теории прочности отражено в работах Вейбулла [263], Т. А. Канторовой и Я. И. Френкеля, С. Д. Волкова [40] и других исследователей.

1.2. Теоретическая прочность горных пород

В теоретических расчетах горную породу часто представляют непрерывной, однородной и изотропной средой. В этом случае прочность однозначно определяется силами взаимодействия между частицами тела. Классический график зависимости силы взаимодействия двух атомов f от расстояния между ними представлен на рис. 1.1 [67]. При большом расстоянии (x) между атомами силы их взаимодействия стремятся к нулю. По мере уменьшения расстояния между ними возрастают силы притяжения, достигая максимума на расстоянии x_0 . При дальнейшем сближении атомов резко возрастают силы отталкивания. Отсюда следует, что элементарный акт разрушения определяется растягивающей силой f_0 . Для разрыва тела в некотором сечении S , содержащем N атомов, необходимо напряжение, которое называют теоретической прочностью тела [66]:

$$\sigma = \frac{f_0 N}{S} = n f_0, \quad (1.2)$$

где $n = N/S$ – концентрация атомов.

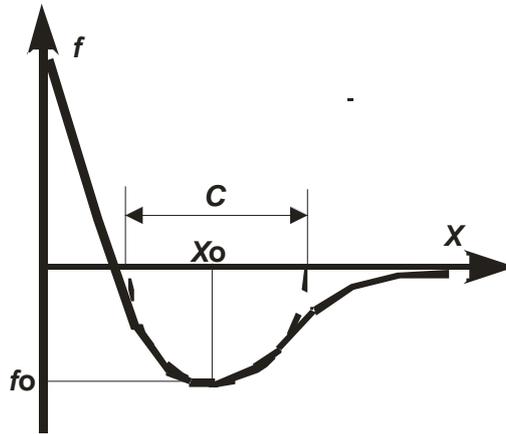


Рис. 1.1. Силы взаимодействия атомов

Нижнюю часть графика венгерский физик Орован предложил аппроксимировать уравнением синусоиды (ее первой половины):

$$f(x) = f_0 \sin\left(\frac{2\pi x}{c}\right). \quad (1.3)$$

Переходя к напряжениям и учитывая малую величину смещения x (т. е. $\sin \alpha \approx \alpha$), можно записать:

$$\sigma = \sigma_0 \left(\frac{2\pi x}{c}\right). \quad (1.4)$$

В рассматриваемой модели разрушение породы носит хрупкий характер, т. е. протекает без пластических деформаций, тогда из закона Гука:

$$\sigma = E\varepsilon = E \frac{x}{c}. \quad (1.5)$$

Приравнивая правые части последних уравнений, получим значение теоретической прочности пород:

$$\sigma_0 = E/2\pi \approx 0,1E. \quad (1.6)$$

Модуль упругости большинства горных пород имеет порядок 10^{10} Па, тогда теоретическая прочность составит 10^9 Па, в то время

как реальная прочность при растяжении не превышает $(2 - 3) \cdot 10^7$ Па. Столь большая (на несколько порядков) разница обусловлена следующими обстоятельствами.

Горная порода представляет собой многокомпонентную (гетерогенную) систему с различными по свойствам минеральными зёрнами и цементирующим материалом. В соответствии с теорией Маргетройда при нагружении такой системы напряжения на упругих элементах будут повышаться за счет релаксации напряжений в вязкопластических областях [156]. Вследствие этого в горной породе возникают очаги перенапряжений.

Кристаллы, слагающие горную породу, не образуют идеально правильной упаковки атомов, а имеют множество дефектов, нарушающих межатомное взаимодействие. К их числу относятся [67] тепловые колебания атомов, точечные (вакансии, атомы внедрения, примесные атомы) и линейные дефекты (дислокации).

Тепловые колебания атомов присущи любым телам. Наиболее устойчивое положение атомов кристаллической решетки, т. е. состояние равновесия соответствует минимуму потенциальной энергии системы (см. рис. 1.1). Однако в действительности силы, удерживающие атомы в узлах решетки, столь малы, что достаточно уже тепловой энергии самих атомов, чтобы заставить их переместиться из равновесного положения. Силы взаимодействия стремятся вернуть атом в исходное положение. Возникающие тепловые колебания вызывают временные искажения регулярности решетки кристалла.

Энергия тепловых колебаний распределяется по отдельным атомам неравномерно. При неизменной общей энергии системы мгновенные значения энергии каждого атома изменяются от нуля до удвоенной средней энергии тепловых колебаний атома. Такое отклонение истинного (мгновенного) значения энергии атома от ее средней величины называется *флуктуацией энергии* и обусловлено хаотичностью теплового движения частиц. Флуктуации энергии подчиняются вероятностным законам. Вероятность появления флуктуации данной величины E определяется уравнением Больцмана:

$$P(E) = A(T) \cdot \exp\left(\frac{E}{kT}\right), \quad (1.7)$$

где $A(T)$ – функция абсолютной температуры T и параметров системы; подбирается так, чтобы полная вероятность $P(E)$ была равна единице; k – постоянная Больцмана.

Точечные дефекты - это нарушения кристаллической решетки в изолированных друг от друга точках. Вследствие флуктуации энергии отдельный атом может получить энергию, достаточную для разрыва связей с соседними атомами и выхода из узла решетки. На его месте образуется вакансия, в направлении к которой смещаются соседние атомы, тем самым внося искажения в кристаллическую решетку.

Ушедший атом может реализовать одну из трех возможностей: занять соседнюю вакансию (при этом происходит аннигиляция, т. е. взаимное уничтожение дефектов); выйти на границу кристалла (оставляя после себя вакансию); внедриться между узлами решетки (образуя пару дефектов - атом внедрения и вакансия). Наличие примесных атомов, т. е. атомов другого химического элемента, также вносит искажение в кристаллическую решетку.

За счет тепловых флуктуаций указанные дефекты постоянно зарождаются и исчезают в любом реальном кристалле. С повышением температуры увеличивается кинетическая энергия атомов и, следовательно, возрастает вероятность выхода атомов из узла решетки. При отсутствии механических воздействий дефекты кристалла находятся в термодинамическом равновесии, т. е. число вновь образующихся дефектов компенсируется их аннигиляцией. Данной температуре соответствует определенная концентрация дефектов (достигающая 10^9 1/мм³). В результате серии последовательных «скачков» вакансий и атомов наблюдается диффузия точечных дефектов, носящая хаотический характер.

Под действием внешней механической нагрузки за счет внесения дополнительной энергии в тело термодинамическое равновесие нарушается, концентрация дефектов возрастает и их движение приобретает упорядоченный (направленный) характер. Вследствие этого происходит объединение вакансий (что энергетически выгодно) с образованием микропустот и зародышевых микротрещин.

Линейные дефекты можно представить сочетанием краевой и винтовой дислокаций. Краевая дислокация образуется за счет лишней (или оборванной) атомной плоскости, внедренной в кристаллическую решетку. Под линией дислокации понимают место «обрыва» этой плоскости, где искажения кристаллической решетки максимальны.

Винтовая дислокация образуется за счет сдвига кристаллической решетки на одно межатомное расстояние.

Энергия образования дислокаций значительно выше, чем точечных дефектов, и составляет порядка 3-30 эВ на одно межатомное расстояние вдоль линии дислокации. Поэтому тепловые флуктуации не могут рождают дислокации, т. е. число дислокаций не зависит от температуры и обусловлено лишь предысторией кристалла (условиями кристаллизации и последующей пластической деформацией).

Важнейшим свойством дислокаций является их подвижность и активное взаимодействие между собой и с любыми другими дефектами кристаллической решетки. Для того чтобы вызвать движение дислокаций, достаточно создать в кристалле небольшое напряжение сдвига порядка 0,1 МПа. Уже под влиянием такого напряжения дислокация будет перемещаться в кристалле, пока не встретит какого-либо препятствия, которым может быть граница зерна, другая дислокация, атом внедрения и др. При встрече с препятствием дислокация искривляется, огибает препятствие, образуя расширяющуюся дислокационную петлю, которая затем «отшнуровывается» от исходной дислокации и начинает самостоятельное существование. Оставшаяся часть дислокации (перед препятствием) под воздействием достаточного внешнего напряжения снова будет изгибаться, и весь процесс повторится.

Таким образом, при взаимодействии движущихся дислокаций с препятствиями происходит их размножение. Если в недеформированных кристаллах через площадку в 1 см^2 проходит порядка 10^6 - 10^8 дислокаций, то при пластической деформации плотность дислокаций возрастает в тысячи, а иногда и в миллионы раз. Процесс размножения дислокаций продолжается до тех пор, пока их суммарное упругое поле не сбалансирует внешнее напряжение.

Мощными концентраторами напряжений являются трещины. Г. В. Колосовым (1909 г.) показано, что если представить трещину в виде эллипса (рис. 1.2) с полуосями L и b , то в его вершинах концентрируются напряжения:

$$\sigma_x = \sigma (1 + 2L/b). \quad (1.8)$$

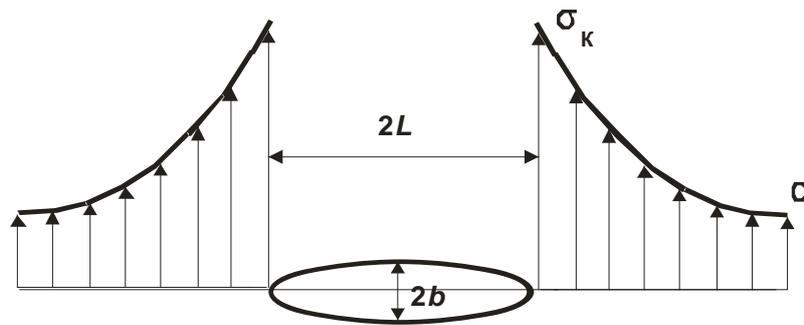


Рис. 1.2. Концентрация напряжений в вершинах трещины

Величина $r = b^2/L$ называется радиусом кривизны в вершине трещины, тогда

$$\sigma_k = \sigma(1 + 2\sqrt{L/r}). \quad (1.9)$$

Можно оценить, насколько концентрированные напряжения σ_k превосходят по величине приложенные напряжения σ , если учесть, что для реальной трещины $L \gg r$.

1.3. Технические критерии прочности

Разрушение твердых тел – процесс настолько сложный и неоднозначный, что до настоящего времени не существует единой и работоспособной теории прочности. Однако эта проблема так актуальна для самых различных областей деятельности человека, что в данном направлении уже сотни лет ведется целенаправленный научный поиск. Известны тысячи публикаций по данному вопросу. В физике определилось самостоятельное научное направление – *механика разрушения* [87, 181 и др.].

Первый этап развития науки о прочности связан с представлением твердого тела как абсолютно однородной изотропной среды, не имеющей внутренней структуры (*бесструктурная модель*). Изучение такой модели производится по известному принципу «черного ящика» (Н. Винер): подается сигнал на вход системы (внешнее воздействие на тело) и фиксируется выходной сигнал (отклик). Задача исследователя – найти количественную зависимость между сигналами. Применительно к процессу разрушения определить некоторую функцию главных компонентов напряжений и соотнести ее с некоторым

критерием прочности k , зависящим, как правило, от простейших видов прочности (при растяжении, сжатии или сдвиге):

$$F(\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3) \leq k. \quad (1.10)$$

Исторически первой реализацией такого подхода можно считать критерий *наибольших нормальных напряжений* (Галилей): «Разрушение наступает тогда, когда наибольшее из нормальных напряжений достигает предельного значения»:

$$\sigma_i \leq \sigma_{\max}. \quad (1.11)$$

Критерий дает удовлетворительные результаты при разрушении хрупких материалов в условиях одноосного напряженного состояния или при объемном растяжении, когда все три главные напряжения различны по величине. В сущности, все используемые в практике «пределы прочности» при растяжении, сжатии и т. п. основаны на данном критерии. В дальнейшем по мере развития знаний были сформулированы другие критерии.

Критерий *наибольших удлинений* (критерий Мариотта). Согласно данному критерию, разрушение тела наступает тогда, когда его относительная деформация достигнет предельных значений, т. е.

$$\varepsilon_i \leq \varepsilon_{\max}. \quad (1.12)$$

Данный критерий справедлив только при хрупком разрушении горных пород путем отрыва. В соответствии с законом Гука при упругом деформировании $\varepsilon_i = [\sigma_1 - \nu(\sigma_2 + \sigma_3)]/E$ и $\varepsilon_{\max} = \sigma_{\max}/E$, где ν – коэффициент Пуассона. Тогда критерий можно записать в виде:

$$[\sigma_1 - \nu(\sigma_2 + \sigma_3)] \leq \sigma_{\max}. \quad (1.13)$$

Критерий *наибольших касательных напряжений* (критерий Кулона-Треска):

$$\tau_i \leq \tau_{\max}. \quad (1.14)$$

В условиях сложного напряженного состояния касательное напряжение достигает максимума в площадке под углом 45° к линии действия нормальных напряжений $\tau_i = (\sigma_1 - \sigma_3)/2$ и составляет $\sigma_{\max}/2$, тогда

$$\sigma_1 - \sigma_3 \leq \sigma_{\max}. \quad (1.15)$$

Критерий справедлив для пластичных тел и, в сущности, представляет собой условие возникновения пластического течения.

Энергетический критерий. Разрушение наступает тогда, когда накопленная телом потенциальная энергия деформации достигнет предельного значения:

$$A_i \leq A_{\max}. \quad (1.16)$$

Рассматривая выражение удельной энергии ($A = \sigma^2/2E$) для трехмерного случая, можно получить:

$$[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_1 - \sigma_3)^2] \leq 2\sigma_{\max}^2. \quad (1.17)$$

Учитывая, что $(\sigma_i - \sigma_j)/2 = \tau_{ij}$, условие разрушения можно записать в виде:

$$\sqrt{2(\tau_{12}^2 + \tau_{23}^2 + \tau_{31}^2)} \leq \sigma_{\max}. \quad (1.18)$$

Из полученного выражения видно, что данное условие близко к критерию Кулона и также наиболее соответствует разрушению пластичных материалов.

В механике разрушения прочно закрепилась нумерация этих критериев – первый, второй, третий, четвертый. Для конкретных тел и условий разрушения эти критерии и в настоящее время используются для решения инженерных задач. Такие критерии, определяемые чисто эмпирическим путем, получили название *феноменологических*.

Логическим завершением такого феноменологического подхода стала *теория прочности Кулона-Мора* [138], приложения которой развиваются и в настоящее время.

1.4. Теория прочности Кулона-Мора (паспорт прочности)

Теория связывает предельные касательные и нормальные напряжения. При этом принимается, что прочность тел практически не зависит от величины промежуточного напряжения σ_2 . Применительно к горным породам установлено [28, 224], что такое допущение

дает ошибку не более 10-15 %. Это не превышает погрешности экспериментальных определений прочности пород.

Теория Кулона основывается на предположении о том, что прочность тела на сдвиг по данной площадке равна сумме величины сцепления τ_c и нормального напряжения σ с учетом угла внутреннего трения φ :

$$\tau = \tau_c + \sigma \operatorname{tg} \varphi. \quad (1.19)$$

Основное положение теории прочности Мора заключается в том, что разрушение тела обусловлено совместным действием нормальных и касательных напряжений. Эти напряжения взаимосвязаны и могут быть рассчитаны методом сложения векторов и представлены с помощью соответствующих кругов предельных напряжений. Каждому частному значению напряженного состояния соответствует свой круг напряжений. Таким образом, можно построить целое семейство кругов напряжений, построенных для различных случаев предельного напряженного состояния горной породы. Кривая, огибающая круги предельных напряжений, называется огибающей Мора, или паспортом прочности. Эта огибающая представляет собой совокупность точек, характеризующих предельное напряженное состояние породы.

В соответствии с теорией Мора, реальная огибающая кругов предельных напряжений всегда нелинейна. Это монотонная кривая, симметричная относительно оси абсцисс, замкнутая в области растягивающих напряжений и открытая в области сжатия. Экспериментально установлено [180], что в зависимости от типа горных пород огибающую Мора можно описать уравнениями параболы или гиперболы. Реже используют циклоиду или комбинацию циклоиды с прямой. Уравнение гиперболы:

$$\tau = \tau_{\max} \left(\frac{x^2}{x^2 + a^2} \right)^{3/8}, \quad (1.20)$$

где τ_{\max} – максимальное сопротивление породы сдвигу при полностью закрытых трещинах (асимптота огибающей); $x = \sigma + \sigma_p$ – нормальные напряжения относительно начала координат в точке пересечения огибающей с осью абсцисс; a – параметр формы кривой, характеризующий трудность закрытия трещин в породе.

Для скальных пород уравнение огибающей можно представить уравнением параболы в виде [223]:

$$\tau = \sqrt{K(\sigma_p + \sigma)}, \quad (1.21)$$

где K – параметр формы огибающей.

Величина сцепления определится из условия $\sigma = 0$, тогда

$$\tau_c = \sqrt{K \sigma_p}. \quad (1.22)$$

Тангенс угла внутреннего трения определится как первая производная уравнения огибающей в точке с координатами $[\tau = \tau_c; \sigma = 0]$, т. е.

$$\varphi = \arctg (K/2\tau_c). \quad (1.23)$$

Параметр формы огибающей K зависит от строения горной породы и, прежде всего, от ее трещиноватости.

Допущение о малом влиянии промежуточного напряжения σ_2 дает вполне допустимую для практических расчетов ошибку, но все-таки ошибку. От нее можно избавиться, если в качестве критерия прочности принять соотношение [226]:

$$\sigma_i^2 + a I^2 + b I = c, \quad (1.24)$$

где a, b, c – константы горной породы, определяемые в простейших испытаниях на одноосное растяжение σ_p и сжатие $\sigma_{сж}$; $I = \sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3$.

$$\sigma_i = \frac{\sqrt{2}}{2} \sqrt{(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2}. \quad (1.25)$$

Если, следуя теории Мора, промежуточное напряжение σ_2 не учитывать, то из уравнения (1.24) при $a = 0$, получим:

$$\frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_3)^2 + b(\sigma_1 + \sigma_3) = c. \quad (1.26)$$

Параметры b и c определяются соотношениями:

$$\begin{aligned}\frac{1}{2}\sigma_{сж}^2 + b\sigma_{сж} &= c; \\ \frac{1}{2}\sigma_p^2 - b\sigma_p &= c.\end{aligned}\tag{1.27}$$

Решая данную систему уравнений и обозначив $\sigma_p/\sigma_{сж} = \psi$, получим:

$$\begin{aligned}b &= \frac{1}{2}\sigma_{сж}(\psi - 1); \\ c &= \frac{1}{2}\sigma_{сж}^2\psi.\end{aligned}\tag{1.28}$$

Подставив значения параметров (1.28) в соотношение (1.26), получим следующее условие прочности:

$$(\sigma_1 - \sigma_3)^2 - \sigma_{сж}^2\psi - (1 - \psi)\sigma_{сж}(\sigma_1 + \sigma_3) = 0.\tag{1.29}$$

Если обозначить

$$k = \frac{1}{2}\sqrt{\sigma_{сж}^2\psi + (1 - \psi)\sigma_{сж}(\sigma_1 + \sigma_3)},\tag{1.30}$$

то условие прочности (1.30) запишется в виде:

$$\sigma_1 - \sigma_3 = 2k.\tag{1.31}$$

При $\psi = 1$, т. е. для материалов, одинаково сопротивляющихся сжатию и растяжению, например, для идеально пластичной глины, условие прочности (1.29) запишется в виде $\sigma_1 - \sigma_3 = \sigma_{сж}$ или $(\sigma_1 - \sigma_3)/2 = \tau_{\max} = \sigma_{сж}/2$. Имеем классическую запись критерия Кулона.

Из выражения (1.29) может быть получена формула для приведения сложного напряженного состояния к простому одноосному [226]:

$$\sigma_e = \frac{(1 - \psi)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi}.\tag{1.32}$$

Здесь σ_e называется эквивалентным напряжением, т. е. напряжением, подобным одноосному напряженному состоянию. Тогда,

зная распределение главных напряжений в массиве, можно оценить опасность его разрушения в любой точке по соотношению $\sigma_e < \sigma_{сж}$.

1.5. Теория хрупкого разрушения (теория трещин Гриффитса)

Теория прочности Мора повсеместно используется в инженерной практике, но она никак не рассматривает физику процесса разрушения. Это ограничивает возможность прогнозирования и управления процессами. Теория, предложенная в 1921 году английским инженером Аланом Арнольдом Гриффитсом (1883-1963 гг.) [252], рассматривает именно физику процесса разрушения. Опираясь на теоретические исследования Г. В. Колосова, определившего закономерности концентрации напряжений в окрестности трещины, Гриффитс сформулировал стройную теорию хрупкого разрушения тел. Он предположил, что в твердом теле всегда присутствуют трещины, значительно снижающие его сопротивление нагрузкам. Сформулированная им теория хрупкого разрушения заключается в следующем.

Пусть имеется пластина единичной толщины с трещиной. Трещину можно представить в виде эллипса с полуосями L и b (см. рис. 1.2). Тогда радиус кривизны в вершине трещины $r = b^2/L$. При растяжении пластины наличие трещины приводит к концентрации напряжений на ее краях:

$$\sigma_k = \sigma [1 + \sqrt{L/r}]. \quad (1.33)$$

Поскольку для реальной трещины r много меньше L , величина концентрированного напряжения σ_k значительно (на один, два порядка) превосходит начальное напряжение. Если σ_k превысит предел прочности тела, то в локальных областях у концов трещины произойдет местное разрушение и трещина вырастет. На новых концах трещины вновь концентрируется напряжение. Поскольку длина трещины при этом увеличивается, то возрастает и концентрация напряжений. Следовательно, рост трещины будет происходить с ускорением вплоть до ее прорастания до границ тела, т. е. разрушения пластины.

Рассмотрим количественную сторону процесса. Пусть график деформации пластины (рис. 1.3) описывается прямой OA . Тогда запасенная в единице объема упругая энергия:

$$\frac{A}{V} = \frac{\sigma^2}{2E} \quad (1.34)$$

соответствует площади OAB . Наличие трещины уменьшает модуль упругости тела E , и для достижения той же деформации нужны меньшие напряжения (линия OC). Запасенная упругая энергия соответствует площади OCB . Таким образом, наличие трещины связано с освобождением энергии, пропорциональной площади треугольника OAC .

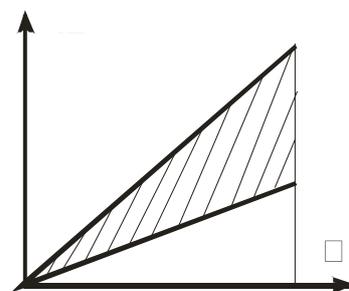


Рис. 1.3. График деформирования пластины с трещиной

Примем, что за счет трещины происходит разгрузка пластины в объеме эллипса с полуосями L и $2L$. Учитывая, что толщина пластины равна единице, такой объем определится по формуле

$$V = 2\pi L^2. \quad (1.35)$$

Таким образом, образование трещины сопровождается освобождением упругой энергии:

$$A_E = \frac{\pi L^2 \sigma^2}{E}. \quad (1.36)$$

Скорость освобождения упругой энергии по мере роста трещины:

$$G_T = \frac{dA_E}{dL} = \frac{2\pi \sigma^2}{E} \quad (1.37)$$

называется *трещиноподвижной силой*. Ее размерность (Н/м) соответствует силе, отнесенной к единице длины трещины.

Освобождающаяся энергия расходуется на образование новых поверхностей при росте трещины, так как при этом надо совершить

работу против сил поверхностного натяжения. Обозначим удельную поверхностную энергию тела e_s . Поскольку при возникновении трещины образуются две новые поверхности, каждая площадью $2L \cdot 1$ (кривизной берегов трещины можно пренебречь), то для этого нужно затратить энергию:

$$A_s = 4L e_s. \quad (1.38)$$

Следует отметить, что в своей работе [252] А. Гриффитс обозначил показатель e_s как «поверхностное натяжение материала» (по англ. – the surface tension of the material). Изменение этой энергии с ростом длины трещины называется *сопротивлением росту трещины*:

$$R = \frac{dA_s}{dL} = 4e_s. \quad (1.39)$$

Условие роста трещины (критерий Гриффитса):

$$G_T = R. \quad (1.40)$$

С учетом выражений (1.37) и (1.39)

$$\frac{2\pi \sigma^2}{E} = 4e_s. \quad (1.41)$$

Величина R зависит только от удельной поверхностной энергии e_s и является свойством, т. е. константой тела. Тогда уравнение (1.41) описывает взаимосвязь между напряжением и критической длиной трещины, которая способна расти при данном напряжении. Несмотря на то, что напряжения концентрируются на каждой из множества трещин в реальном теле, разрушение начинается с роста единственной «критической» трещины. Длина критической трещины (из уравнения (1.39)):

$$2L_{кр} = \frac{4Ee_s}{\pi\sigma^2}. \quad (1.42)$$

Из этой формулы следует, что для поддержания критической длины трещины напряжения в теле можно снижать. Фактически это означает, что внешняя нагрузка уже не нужна. Для завершения про-

цесса разрушения достаточно уже той упругой энергии, которая была запасена в теле к моменту достижения трещиной критической длины. Таким образом, теория Гриффитса объясняет катастрофический характер хрупкого разрушения, огромные ускорения при развитии трещины, невозможность остановить процесс роста трещины, если он уже прошел критическую точку.

Разрушающее напряжение (прочность при растяжении) в соответствии с критерием Гриффитса определится по формуле:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2Ee_s}{\pi L_{кр}}}. \quad (1.43)$$

Данная формула, как и все предыдущие выкладки, справедлива для плоского напряженного состояния тела. В условиях плоской деформации следует учитывать ее поперечную составляющую, т. е. коэффициент Пуассона ν . Тогда предыдущая формула примет вид:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2Ee_s}{\pi(1-\nu^2)L_{кр}}}. \quad (1.44)$$

Таким образом, данная теория позволяет определить прочность как функцию длины критической трещины в теле. Однако теория дает точные результаты при разрушении очень хрупких тел типа стекла, на котором и экспериментировал А. Гриффитс. Кроме того, показатель e_s , принимаемый А. Гриффитсом за константу материала, таковым фактически не является. Все большее число экспериментальных исследований свидетельствуют о том, что на величину e_s существенно влияют характер и скорость нагружения тел, окружающая среда и пр.

Последующие исследования показали, что это обусловлено наличием дефектов структуры кристаллической решетки и связанной с этим пластической деформацией кристаллических тел. Внутри кристаллических зерен, которые слагают горную породу, существуют плоскости скольжения (плоскости спайности), где расстояние между соседними атомными плоскостями значительно больше, чем между атомами в других частях кристаллической решетки. Это определяет меньшую силу связи между атомами в таком ослабленном сечении.

В общем случае плоскости скольжения составляют некоторый угол по отношению к линии действия нагрузки на кристалл. Тогда в этих сечениях возникают касательные напряжения τ , которые обеспечивают необратимый сдвиг частей кристалла. Однако расчеты показывают, что необходимые касательные напряжения для отрыва и смещения одной атомной плоскости от другой составляют величину порядка $\tau = G/30$, где G – модуль сдвига. Это значение на несколько порядков выше реальных напряжений, при которых начинается пластическое течение.

Такое противоречие устраняется, если учесть, что сдвиг частей кристалла происходит не за счет разрыва связи между всеми атомами в сечении, а вследствие движения дислокаций, которые при выходе на границу кристалла образуют «ступеньку». Исследование этого процесса показало, что существующих в кристалле дислокаций явно недостаточно для обеспечения наблюдаемых в опыте пластических деформаций. Главным здесь является процесс размножения дислокаций и их последующее участие в переносе массы. Действительно, опыт показывает, что плотность дислокаций в ходе деформирования кристалла возрастает в сотни тысяч раз. Однако переизбыток дислокаций приводит к ограничению их подвижности из-за взаимного переплетения и упругого взаимодействия между ними. Поэтому для перемещения дислокаций требуется дополнительная энергия. Это приводит к тому, что для реализации пластической деформации необходимо увеличивать напряжения в горной породе. Рассмотренный механизм часто называют «внутризеренным скольжением».

Следует отметить, что на макроуровне для горных пород преобладающим механизмом является «межзеренное скольжение», которое можно представить следующим образом. За счет разницы в упругих свойствах минеральных зерен, составляющих горную породу, при одной и той же нагрузке им свойственна неодинаковая деформация. Но поскольку в горной породе разные зерна деформируются совместно, то на контактах зерен возникают дополнительные напряжения. Если эти напряжения превысят прочность контакта, произойдет его разрушение и проскальзывание зерен. Такие необратимые изменения уже связаны с местным разрушением материала, т. е. с частичной потерей сплошности тела, и потому называются квазипластическими.

Механизм пластического деформирования твердых тел за счет напряжений сдвига был раскрыт в 1934 г. Дж. Тейлором [262]. Он

впервые высказал идею о существовании в кристаллах линейных дефектов – дислокаций, показал, что они могут взаимодействовать друг с другом. Позднее был описан механизм размножения дислокаций (модели Франка-Рида, Зинера, Коттрелла, Балафа-Гилмана, Орована-Стро [131]).

Связь этих явлений с разрушением кристаллов установил венгерский физик Е. Орован [258], автор *дислокационной теории пластической деформации*. Он показал, что на пластическое (необратимое) деформирование берегов трещины расходуется дополнительная энергия, часто значительно превышающая удельную поверхностную энергию тел. Действительно, аморфные тела, не имеющие дислокаций, разрушаются так, что осколки с высокой точностью прилегают друг к другу (например, стеклянное изделие можно склеить), в то время как поверхность разрушения горной породы будет пластически деформирована, что не позволяет собрать и склеить обломки.

Для количественного учета данного механизма Орован предложил ввести в критерий Гриффитса (уравнение (1.43)) новое слагаемое e_p , т. е. удельную энергию пластических деформаций, тогда:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2E(e_s + e_p)}{\pi L_{кр}}}. \quad (1.45)$$

Для горных пород величина e_p на 2-3 порядка больше e_s , поэтому часто упругую составляющую e_s вообще исключают из формулы ввиду ее малости. Однако теоретического инструмента оценки величины удельной энергии пластической деформации не существует. Поэтому ее определяют чисто эмпирическим путем с помощью разрушения образцов с искусственно созданным надрезом, имитирующим трещину.

В этой связи в инженерной практике чаще используется силовой подход к механике разрушения. Он основан на предложенном Дж. Ирвином [255] показателе - коэффициенте интенсивности напряжений. При действии нагрузки на тело с трещиной берега этой трещины смещаются относительно друг друга. На основании принципа суперпозиции линейной теории упругости [66] это смещение можно представить следующим образом. В зависимости от характера напряжений возможно развитие трещин трех видов или родов (рис. 1.4):

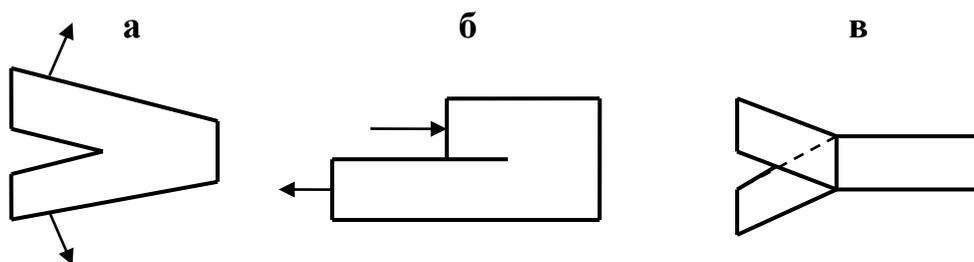


Рис. 1.4. Виды трещин:
а – отрыва; б – поперечного сдвига; в – продольного сдвига

Трещины отрыва или нормального разрыва - образование таких трещин можно представить как забивания клина в тело. Трещины поперечного сдвига образуются, например, при движении резца по поверхностному слою породы. Трещины продольного (антиплоского) сдвига - аналогом может служить резание ножницами.

Важнейшей характеристикой трещины является коэффициент интенсивности напряжений. Для трещин I рода:

$$K_I = \sigma\sqrt{\pi L}. \quad (1.46)$$

Развитие трещин II и III рода определяется касательными напряжениями τ , тогда

$$K_{II} = \tau\sqrt{\pi L}. \quad (1.47)$$

Коэффициент интенсивности напряжений связывает силовые характеристики нагруженного тела с длиной трещины и в этом качестве является константой материала. Из выражения (1.33) следует, что дополнительные напряжения на конце трещины:

$$\Delta\sigma = 2\sigma\sqrt{L/r} \quad (1.48)$$

или с учетом выражения (1.46):

$$\Delta\sigma = 2K_I / \sqrt{\pi L}. \quad (1.49)$$

Таким образом, для данного тела любые трещины, нагруженные до одинакового значения K_I , будут иметь одинаковое поле напряжений. Например, две трещины размерами $4L$ и L будут иметь одинаковые поля напряжений, если первая трещина нагружена до напряжения σ , а вторая – до 2σ . Именно в этом случае коэффициент интенсивности напряжений будет одинаковым.

Если пластина с трещиной размером $2L$ разрушилась при напряжении σ_p , то коэффициент интенсивности напряжений будет иметь критическое (пороговое) значение:

$$K_{IC} = \sigma_p \sqrt{\pi L}. \quad (1.50)$$

Развитие трещин II и III рода определяется касательными напряжениями, поэтому

$$K_{IIC} = \tau_{сдв} \sqrt{\pi L}, \quad (1.51)$$

где $\tau_{сдв}$ – прочность тела при сдвиге.

Критерий Гриффитса (уравнение (1.43)) с учетом выражения для коэффициента интенсивности напряжений примет вид:

$$2K_{IC}^2 / E = 4e_s, \quad (1.52)$$

тогда

$$K_{IC} = \sqrt{2E e_s} = \text{const}. \quad (1.53)$$

В этом качестве (как свойство тела) коэффициент интенсивности напряжений называется *вязкостью разрушения* или *трещиностойкостью*. По его величине можно оценить удельную поверхностную энергию тела:

$$e_s = K_{IC}^2 / 2E. \quad (1.54)$$

В отличие от модели Гриффитса (см. рис. 1.2) в реальном теле магистральная трещина может иметь произвольную ориентацию. Если угол отклонения нормали трещины от линии действия нагрузки составляет α , то в плоскости трещины $\sigma_y = \sigma \cos^2 \alpha$ и $\tau_{xy} = \sigma \cos \alpha \sin \alpha$.

Тогда коэффициенты интенсивности напряжений определяются по формулам [160]:

$$K_I = \sigma \sqrt{\pi L} \cos^2 \alpha; \quad (1.55)$$

$$K_{II} = \sigma \sqrt{\pi L} \cos \alpha \sin \alpha. \quad (1.56)$$

Для экспериментального определения коэффициентов интенсивности напряжений обычно используется метод сечений, известный из курса «Сопротивление материалов». При этом технически удобней всего использовать методику трехточечного изгиба балок с искусственно выполненным надрезом, моделирующим трещину.

1.6. Кинетическая (термофлуктуационная) концепция прочности

Теория Гриффитса с поправками Ирвина – Орована достаточно точно описывает механизм разрушения горных пород. Однако не решает проблему прочности в целом в силу следующих присущих данной теории недостатков (см. раздел 1.1).

В частности, теория Гриффитса постулирует наличие в разрушаемом теле трещин, никак не объясняя механизм их зарождения. А без наличия трещин теория просто не работает.

Экспериментальные данные по разрушению горных пород [227] показывают, что такие характеристики, как пределы упругости, прочности, текучести, явно нестабильны, и их величина существенно зависит от условий нагружения тел. Такое непостоянство указанных «пределов» свидетельствует о какой-то общей физической причине, делающей их неоднозначными, а принятую статическую модель – неполной. Отсюда следует, что разрушение материалов следует рассматривать как эволюционный процесс, развивающийся во времени.

Предпринимались попытки объяснить этот процесс в рамках классической теории хрупкого разрушения (теории Гриффитса). Так, Е. Орован [258] предположил, что временная зависимость прочности обусловлена адсорбцией молекул воды поверхностью трещин, что снижает поверхностную энергию тел e_s . В соответствии с концепцией Маргетройда [189], этот феномен определяется гетерогенным строением горных пород, вследствие чего с увеличением длительности нагружения происходит увеличение (концентрация) напряжений на более упругих элементах тела за счет разгрузки (релаксации) вязко-

пластических областей. Данные явления, несомненно, имеют место. Однако они не в состоянии полностью объяснить и, что главное, количественно описать процесс. Таким образом, зависимость прочности от времени нагружения невозможно понять с чисто статических позиций, принимая прочность как константу материала. Необходимо рассматривать процесс разрушения на атомно-молекулярном уровне.

Такие исследования впервые предпринял академик С. Н. Журков [71] в 50-х годах XX века. Он предложил кинетическую концепцию прочности и ввел понятие долговечности тела t_d , т. е. время его жизни при данных условиях нагружения. Уравнение долговечности материала при постоянной температуре можно описать уравнением [189]:

$$t_d = A \exp(-\alpha\sigma), \quad (1.57)$$

где A и α – константы материала.

Главным фактором снижения прочности во времени оказались тепловые колебания атомов в твердом теле. Их учет существенно меняет саму постановку задачи разработки теории прочности. Действительно, в этом случае внешней нагрузке сопротивляется уже не статичный ансамбль связанных атомов, а некоторая динамическая система, находящаяся в колебательном движении. Опытами на растяжение твердых тел самой различной структуры (моно- и поликристаллы, полимеры, композитные материалы) было установлено, что их прочность существенно зависит от температуры и времени нагружения. Характер этой зависимости показывает, что со временем в нагруженном теле идут процессы постепенного накопления элементарных актов разрушения. Например, после прерывания нагрузки по истечении какого-то времени образец становится ослабленным, и при дальнейшем нагружении его прочность снижается. При этом существенно, что темпы снижения прочности во времени зависят от температуры тела. Аналитически эта зависимость выражается формулой:

$$t_d = t_0 \cdot \exp\left[\frac{U(\sigma)}{kT}\right], \quad (1.58)$$

где k – постоянная Больцмана;

T – абсолютная температура.

В логарифмических координатах график этой экспоненты представляется прямой линией. Если проводить измерения при различных

температурах, то для каждой из них зависимость $\ln t_d = f(\sigma)$ остается линейной, но закономерно изменяется наклон прямой (рис. 1.5). С повышением температуры угол наклона прямых уменьшается, а с понижением – увеличивается, приближаясь к вертикали. Именно это обстоятельство объясняет введение в свое время такого понятия, как «предел прочности», ибо для многих горных пород «обычные» в земной коре температуры являются уже достаточно низкими. Важно, что семейство прямых на графике пересекается в одной точке и для всех материалов эта точка отмечает примерно одно и то же значение – 10^{-13} с, что соответствует средней частоте тепловых колебаний отдельного атома (10^{13} 1/с).

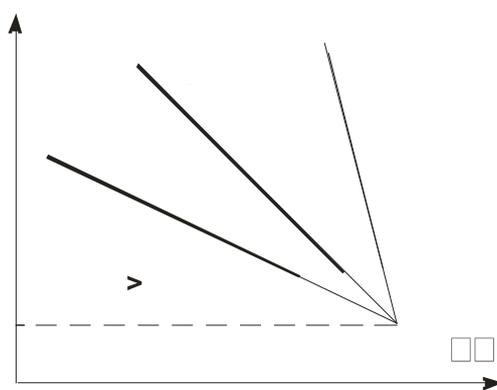


Рис. 1.5. Долговечность тела при разных температурах T

Согласно Я. И. Френкелю [217], среднее время $t_{фл}$ между двумя одинаковыми последовательными флуктуациями тепловой энергии величиной $E_{фл}$, появляющимися на данном атоме, описывается выражением:

$$t_{фл} = t_a \cdot \exp\left[\frac{E_{фл}}{kT}\right], \quad (1.59)$$

где $t_a = t_0 = 10^{-13}$ с – средний период собственных колебаний атомов.

Очевидным является сходство приведенных выражений. Формулы (1.76) и (1.75) совпадают в случае $U(\sigma) = E_{фл}$, а это равенство показывает, что ответственными за разрушение тела являются флуктуации энергии. Поэтому данную теорию часто называют термофлуктуационной. Энергия тепловых флуктуаций тратится на разрыв связей между атомами в нагруженных твердых телах, что и составляет сущность разрушения. Величина $U(\sigma)$ может быть названа энергией активации процесса разрушения, т. е. энергией, необходимой для от-

рыва атомов из узла кристаллической решетки (потенциальный барьер). Структура данной функции следующая:

$$U(\sigma) = U_0 - \gamma\sigma, \quad (1.60)$$

где U_0 – начальная энергия активации при отсутствии напряжений ($\sigma = 0$).

Данное выражение показывает, что с увеличением напряжений энергия активации, а следовательно, и долговечность тела уменьшаются. Внешняя сила σ напрягает связи между атомами и играет роль «вентиля», облегчая и направляя разрушающее действие тепловых флуктуаций. В отсутствие σ процессы ухода атомов из узла решетки за счет прихода $E_{\text{фл}}$ уравниваются обратным приходом атомов из межузлия, т. е. данный процесс имеет ненаправленный характер. Член $\gamma\sigma$ выражает ту работу, которую в разрушении тела выполняет внешняя сила (остальную часть работы, т. е. $U_0 - \gamma\sigma$, выполняют тепловые флуктуации). Эта работа:

$$A = P d = \sigma d^3 = \sigma V_a = \gamma\sigma, \quad (1.61)$$

где P – сила, действующая на атом; d – размер атома; V_a – объем атома.

Тогда множитель γ соответствует объему атомов V_a и называется активационным объемом. Для всех элементов V_a неизменен и равен 10^{-23} см^3 . Опыты же показывают, что величина γ значительно больше 10^{-23} см^3 и существенно меняется для разных тел. Это объясняется тем, что реальные тела, особенно горные породы, являются гетерогенными (многокомпонентными) системами и внешне напряжение не распределяется равномерно по всем атомам, а в теле создаются свои локальные напряжения $\sigma_{\text{лок}}$, которые значительно превосходят усредненную величину σ . Тогда

$$\gamma\sigma = V_a \sigma_{\text{лок}} \text{ и } \gamma = (\sigma_{\text{лок}}/\sigma) V_a = q V_a, \quad (1.62)$$

где $q = \sigma_{\text{лок}}/\sigma$ - коэффициент перенапряжений.

Таким образом, приложение к горной породе внешней нагрузки вызывает напряжение межатомных связей. При этом за счет неоднородности строения реальных пород внешняя нагрузка распределяется

неравномерно по связям – возникают локальные перенапряжения. В этих местах энергия активации распада межатомных связей понижается особенно сильно. Именно в этих местах наиболее интенсивно идут процессы термофлуктуационного разрыва напряженных связей. Здесь формируются очаги разрушения, развитие которых и заканчивается распадом тела на части.

Механизм зарождения микротрещин можно представить следующим образом (механизм А. Стро и Н. Мота [131]). За счет приложенного напряжения по плоскостям скольжения происходит движение дислокаций. Если на пути их движения встретится какое-либо препятствие (граница зерна, место пересечения плоскостей скольжения и др.), то перед барьером образуется скопление дислокаций. При этом каждая впереди стоящая дислокация будет испытывать давление всех последующих. Если у препятствия затормозится ряд из n дислокаций, то головная дислокация будет испытывать давление, в n раз превосходящее внешнее. Возникающее напряжение может оказаться настолько большим, что превысит прочность кристалла в данной точке и вблизи головной дислокации зародится клиновидная трещина за счет объединения ближайших к препятствию дислокаций.

Для практического использования кинетической концепции прочности в расчетах наиболее приемлемо уравнение (1.74). Здесь коэффициенты A и α отражают процессы перехода активируемых атомов из одного устойчивого равновесия в другое путем преодоления энергетического барьера. Из вышеприведенных уравнений следует:

$$A = t_0 \exp\left[\frac{U_0}{kT}\right]; \quad (1.63)$$

$$\alpha = \gamma/kT. \quad (1.64)$$

Величина этих коэффициентов определяется по экспериментально полученным зависимостям.

Таким образом, согласно кинетической концепции прочности, процесс разрушения горных пород может быть с известной условностью разделен на следующие стадии [189]:

- возбуждение межатомных связей в нагруженном теле, ведущее к уменьшению энергетического барьера U_0 на величину $\gamma\sigma$;
- разрыв межатомных связей за счет термических флуктуаций;

- накопление разорванных связей и возникновение в нарушенном теле мельчайших зародышевых субмикроскопических трещин;
- объединение их в более крупные микро-, а затем в макротрещины.

Главным достоинством кинетической теории является то, что она объясняет физику процессов, лежащих в основе разрушения твердых тел, и создает научную базу для дальнейших исследований. Однако на современном этапе эта теория не может быть использована для количественных расчетов. По сути дела, она достаточно разработана лишь для случая одноосного растяжения и не способна дать критерий разрушения тел в сложном напряженном состоянии. Кроме того, кинетическая теория прочности никак не описывает механизм слияния микродефектов на термофлуктуационном уровне в макротрещины, которые являются необходимым условием разрушения любого твердого тела.

Опытным путем с помощью методов акустической эмиссии и оптической микроскопии эволюцию процесса разрушения горных пород удалось разделить на три стадии [104]:

- Первая стадия связана с зарождением микротрещин в наиболее ослабленных областях горной породы. Причем такие области (очаги) независимо и случайно распределены по всему объему.

- На второй стадии подводимая за счет нагрузки горной породы энергия стягивается в некоторые наиболее развитые очаги. За счет этого наблюдается подрастание в них микротрещин, их слияние. Образуются области повышенной концентрации трещин, в которых активно развиваются деформационные процессы.

- Третья стадия характеризуется образованием и развитием магистральной трещины, которая приводит к распаду горной породы на отдельные части.

Дилатонная модель описывает процессы на атомарном и микроскопическом уровне с характерным размером 1 – 10 нм, т. е. описывает только первую стадию процесса разрушения. Более того, она никак не учитывает гетерогенную структуру материалов, особенно присутствующую горным породам.

1.7. Статистическая природа прочности и масштабный эффект в горных породах

Рассмотренные выше теории и концепции прочности основываются на модели тела либо как однородной бесструктурной среды, ли-

бо как материала, имеющего структуру, но однородного по всему объему. Горные породы такими телами заведомо не являются. Они сложены различными по свойствам минеральными зёрнами, содержат макродефекты в виде пор и различных включений, а также объекты различного агрегатного состояния (газы, жидкости). В этих условиях детерминированные теории прочности оказываются явно несостоятельными.

В частности, использование классической теории трещин Гриффитса осложняется следующим обстоятельством. Поскольку горная порода является агрегатом минеральных зёрен, развивающаяся внутри зёрна микротрещина неизбежно выходит на его границу и, следовательно, радиус r устья трещины скачком увеличивается. Поэтому для перехода трещины в другое зерно и дальнейшего ее развития требуется напряжение больше, чем это следует из теории Гриффитса. Таким образом, существует некоторое «барьерное» напряжение, при котором только и возможно развитие трещины в реальной горной породе. Кроме того, развитие трещин в горной породе происходит преимущественно по контакту минеральных зёрен, т. е. по цементирующему материалу нередко глинистого состава. Для такого материала теория хрупкого разрушения неприменима.

Разрушение горной породы (с позиций любой теории прочности) определяется действующими в ней напряжениями. Но в силу неоднородного строения пород локальные очаги концентрации напряжений распределены в ее объеме случайным образом. Поэтому прочность и разрушение горных пород необходимо рассматривать со статистических позиций. Такой подход оправдан и для большинства других, используемых человеком материалов. Идея о статистической природе прочности впервые (в научном плане) была выдвинута отечественными учеными А. П. Александровым и Н. С. Журковым в 1933 г. [5]. Дальнейшее развитие статистической теории прочности отражено в работах В. Вейбулла [263], Т. А. Канторовой и Я. И. Френкеля [84], С. Д. Волкова [40] и других исследователей.

С позиций статистической концепции прочность не является константой материала. Поэтому предлагается оценивать не пороговое значение напряжения, а вероятность разрушения тела при данной величине нагрузки. Так, В. Вейбулл [263] предложил оценивать вероятность разрушения тела при одноосном растяжении следующим выражением:

$$P(\sigma) = 1 - \exp [-V (\sigma - \sigma_{\text{п}})^m \sigma_0^m], \quad (1.65)$$

где V – безразмерная величина, зависящая от объема разрушаемого тела;

$\sigma_{\text{п}}$ – экспериментальная константа, имеющая размерность напряжения;

σ_0 – пороговый уровень напряжения, ниже которого вероятность разрушения равна нулю;

m – константа, характеризующая плотность дефектов (трещин).

Многочисленные исследования, выполненные в данном направлении, позволили получить уравнения вероятности разрушения для других видов напряжения (срез, сжатие и пр.) и в сложном напряженном состоянии. Общим для всех предлагаемых уравнений является учет степени нарушенности (трещиноватости) горных пород с использованием вероятностных законов распределения трещин.

Применительно к горным породам В. Н. Мосинец [139] предложил оценивать разрушающие напряжения следующим выражением:

$$[\sigma] = \sigma_p - C\sqrt{kA}, \quad (1.66)$$

где σ_p – прочность однородной бездефектной породы;

C – эмпирический коэффициент (константа материала);

k – коэффициент неоднородности, пропорциональный концентрации микротрещин в горной породе;

A – удельная работа деформирования единицы объема породы.

Коэффициент k предлагается оценивать по отношению энергии деформирования трещиноватой породы A_1 к энергии деформации идеально однородной породы A_0 в виде:

$$k = \frac{1}{3} \left(\frac{A_1}{A_0} - 1 \right). \quad (1.67)$$

В простейшем случае можно принять $A = \sigma_p^2/2E$, тогда уравнение (1.67) преобразуется к виду:

$$[\sigma] = \sigma_p \cdot \left(1 - C\sqrt{\frac{k}{2E}} \right). \quad (1.68)$$

Критерий разрушения Гриффитса можно записать в виде:

$$\sigma_p \cdot \sqrt{l} = K; \quad (1.69)$$

$$K = \sqrt{\frac{2E \cdot e_s}{\pi}}, \quad (1.70)$$

где l – полудлина трещины;

e_s – удельная поверхностная энергия тела.

При условии, что число трещин в горной породе велико и они распределены независимо и случайно, плотность распределения трещин по размерам можно описать уравнением Коши [50]:

$$F(l) = \exp\left\{-\left(\frac{l}{U}\right)^{-\alpha}\right\}, \quad (1.71)$$

где U и α - параметры распределения.

Тогда вероятность разрушения горной породы можно определить уравнением:

$$P(\sigma) = 1 - \exp\left\{-\left(\frac{K^2}{\sigma^2 U}\right)^{-\alpha}\right\}. \quad (1.72)$$

Таким образом, установив закон распределения трещин в горной породе, можно прогнозировать вероятность ее разрушения при данном напряжении σ .

Важнейшим преимуществом статистического подхода является возможность описать и количественно оценить влияние масштабного фактора на прочность горных пород. Этому вопросу посвящено большое число исследований [12, 28, 50, 51, 226 и др.]. Основные выводы по данным исследованиям сводятся к следующему. Среднее (модальное) значение прочности зависит от объема разрушаемого тела. Эта зависимость явно нелинейна, поскольку в наибольшей степени масштабный эффект проявляется у малых по размеру образцов. Эффект носит универсальный характер.

В соответствии с теорией Гриффитса, прочность тела обратно пропорциональна корню квадратному размера критической трещины $\sigma \sim (1/l_{кр})^{1/2}$, т. е. чем больше длина трещины, тем меньше прочность тела. В соответствии с уравнением (1.43), чем больше трещина, тем меньше вероятность ее появления в горной породе. Если обозначить относительную длину трещины $l_{кр}/V = C$, то функция вероятности за-

пишется в виде $P(l) = f(C, V)$. Это означает, что чем больше объем тела V , тем выше вероятность появления там критической (при данном напряжении) трещины.

Таким образом, наиболее плодотворной представляется оценка масштабного эффекта со статистических позиций, которая в данном аспекте сводится к статистике экстремальных значений [60]. Ее основные положения можно свести к следующему.

1. Для любого материала при данном напряженном состоянии существует определенная функция вероятности его разрушения.

2. Любой по объему материал состоит из m первичных элементов (элементарных объемов), закон распределения прочности которых известен.

3. Материал считается разрушенным тогда, когда разрушается хотя бы один первичный элемент из всей совокупности.

Тогда для оценки масштабного эффекта необходимо установить закон распределения прочности (плотности вероятности) для конкретного литотипа горных пород и оценить статистику его экстремальных (минимальных) значений.

В теории вероятностей [52] доказывается, что если на измеряемую величину влияет множество независимых случайных факторов, то такая величина имеет распределение Гаусса (нормальное распределение):

$$f(x) = \frac{1}{S\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\left(\frac{x-\bar{x}}{S\sqrt{2\pi}}\right)^2\right], \quad (1.73)$$

где \bar{x} - среднее арифметическое (как оценка истинного значения измеряемой величины a);

S – среднее квадратическое отклонение.

Действительно, наши экспериментальные исследования [115] и данные литературных источников [192] свидетельствуют о нормальном распределении значений прочности горных пород. В этом случае интегральная функция вероятности разрушения данного образца объемом V_0 при напряжениях σ не более x определится уравнением:

$$F(x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^{(x-\bar{x})/S} e^{-t^2/2} dt, \quad (1.74)$$

где $t = (x - a)/S$.

Вероятность, что образец данного размера не разрушится при напряжении σ составит $1 - F(\sigma)$; а для образца с объемом, в m раз большим, $- [1 - F(\sigma)]^m$. Тогда вероятность разрушения образца объемом в m раз, большим исходного V_0 , составит:

$$P(\sigma) = 1 - [1 - F(\sigma)]^m. \quad (1.75)$$

Согласно теории статистики экстремальных значений [60], функция $P(\sigma)$ при $m \rightarrow \infty$ будет стремиться к асимптотическому распределению Гумбеля:

$$G(x) = 1 - \exp\left[-\exp\left(\frac{x - \mu}{\sigma}\right)\right], \quad (1.76)$$

где μ – параметр положения;

σ – параметр масштаба.

Параметры уравнения в зависимости от масштаба m определяются формулами:

$$\mu(m) = \bar{x} + S v_1(m); \quad (1.77)$$

$$\sigma(m) = S d(m). \quad (1.78)$$

Для достаточно больших m ($m > 50-100$) коэффициенты данных уравнения можно вычислить по асимптотическим формулам:

$$v_1(m) = -\sqrt{2 \ln m} + \frac{\ln \ln m + \ln 4\pi}{2\sqrt{2 \ln m}}; \quad (1.79)$$

$$d(m) = \frac{\pi}{\sqrt{12 \ln m}}. \quad (1.80)$$

При малых m , т. е. при оценке масштабного эффекта для небольших объемов горных пород, асимптотическое приближение может давать существенную погрешность. В этом случае нужно найти точное решение уравнения Гумбеля (1.76) по формулам:

$$v_1(m) = \int_{-\infty}^{+\infty} t \{1 - [1 - F_0(x)]^m\} dt, \quad (1.81)$$

$$v_2(m) = \int_{-\infty}^{+\infty} t^2 \{ [1 - F_0(x)]^m \} dt; \quad (1.82)$$

$$d(m) = \sqrt{v_2(m) - v_1^2(m)}, \quad (1.83)$$

где $F_0(x)$ – нормированная функция Гаусса (при $a = 0$ и $S = 1$).

Процедура оценки масштабного эффекта состоит в следующем. По результатам лабораторного определения прочности на малых по объему V_0 образцах производится проверка статистической гипотезы о нормальном распределении опытных данных с параметрами: среднее арифметическое X_0 и среднее квадратическое отклонение (стандарт) S_0 . Если гипотеза не опровергается, по формулам (1.81) - (1.83) в зависимости от требуемого масштаба m определяются новые значения прочности $X_m = v_1(m)$ и стандартного отклонения $S_m = \sigma(m)$.

Однако недостатком такой модели является то, что нормальное распределение не ограничено снизу, т. е. при большой вариации единичных определений возможно появление отрицательных значений прочности. Кроме того, для ряда горных пород (например, при неоднородном распределении дефектов в пробе) возможно распределение опытных данных прочности, отличное от нормального. В этих случаях наиболее приемлемым представляется распределение Вейбулла, которое ограничено в области минимальных значений и при определенных значениях его параметров способно описывать и нормальное распределение данных.

Формулу (1.74) можно привести к уравнению Вейбулла вида [50]:

$$F(\sigma) = \begin{cases} 1 - \exp \left[- \left(\frac{\sigma - \mu}{\beta} \right)^K \right], & \text{при } \sigma \geq \mu \\ 0, & \text{при } \sigma < \mu, \end{cases} \quad (1.84)$$

где β – параметр масштабного фактора, имеющий размерность напряжения;

μ – минимальное значение прочности;

K – коэффициент однородности горной породы.

Эта интегральная функция распределения Вейбулла определяется тремя параметрами: β , μ , и K . С формальных математических позиций она неразрешима. Для нахождения параметров функции в ра-

боте [50] предлагается использовать систему трех уравнений, выражающих равенство асимметрии распределения, среднего арифметического и стандартного отклонения их математическим ожиданиям. Решения этих уравнений с помощью гамма-функции табулированы и даны в виде таблиц. Подбор параметров уравнения Вейбулла возможен также методом последовательных приближений с помощью необходимого числа итераций.

Однако более предпочтительной представляется оценка параметров μ и K с помощью анализа структурных особенностей реальной горной породы. Так, параметр μ представляет собой нижнюю границу прочности, которую (в зависимости от типа решаемой задачи) можно определить как асимптоту графика снижения прочности с увеличением размеров горной породы или по характеристикам блочного строения породного массива. Коэффициент однородности K напрямую зависит от степени трещиноватости горной породы, которую можно измерить в опыте. Так, по данным работы [50], для однородных металлов K изменяется от 10 до 25; для горных пород $K = 1 - 4$.

В этой же работе для прямого расчета прочности горной породы данного объема V предлагается уравнение:

$$\sigma_V = \sigma_{\min} + \frac{\beta}{V^{1/K}}, \quad (1.85)$$

где $\sigma_{\min} = \mu + \beta (-\ln P)^{1/K}$ – рассматривается как минимальное статистически вероятное значение прочности при принятом уровне значимости P .

Рассмотренные способы оценки масштабного эффекта, основанные на статистической концепции прочности, базируются на различии в структуре горных пород разного объема в их исходном состоянии (до опыта). Однако уже в ходе нагружения горной породы ее структура меняется; процесс разрушения может включать вязкую и хрупкую стадии, и характеристики этого процесса также могут зависеть от масштаба [162, 220]. Таким образом, можно предположить, что масштабный эффект имеет двойственную природу.

Рассматривая механизм масштабного эффекта с позиций кинетической концепции прочности, Б. Н. Цай [220] указывает на зависимость параметра $\gamma = q V_{\phi}$ в уравнении долговечности (1.58) от масштаба разрушения. Коэффициент перенапряжений межатомных связей q зависит от длины l_i , образующихся в ходе разрушения микротрещин. Полагается, что в больших по объему образцах трещины мо-

гут достигать больших размеров. Флуктуационный объем V_{ϕ} связан с размерами пластической зоны в вершине трещины, которые меняются при переходе от вязкой к хрупкой стадии разрушения и длительности процесса, который, в свою очередь, также зависит от объема тела. Наконец, в больших по объему образцах возрастает вероятность появления больших по величине термических флуктуаций энергии. По-видимому, данные эффекты имеют место, но априорная количественная их оценка практически невозможна. Признавая это, автор [220] предлагает оценку масштабного эффекта в виде $\psi = (D_1/D_2)^{1/4}$, где D – линейные размеры образца. Однако эта оценка вообще не учитывает статистику дефектов в горной породе и вряд ли может быть использована для разных горных пород. Поэтому фактор изменения трещиноватости горных пород в ходе их нагружения требует дополнительных исследований, которые позволят количественно оценить данные эффекты.

Так, в работе [162] при рассмотрении масштабного эффекта с термофлуктуационных позиций предполагается, что структурный коэффициент γ зависит от общего числа трещин N в разрушаемом теле. При нормальном распределении дефектов

$$\gamma_{\max} = \gamma + \beta\sqrt{2 \ln N} - \beta \frac{\ln(4\pi \ln N)}{2\sqrt{2 \ln N}}, \quad (1.86)$$

где β – среднее квадратическое отклонение распределения трещин.

Отсюда следует, что при увеличении числа трещин N в теле возрастает величина γ_{\max} и, следовательно, снижается порог разрушающих напряжений. Поэтому чем больше объем разрушения, тем выше значение N и тем меньше прочность тела.

Одним из перспективных направлений оценки масштабного эффекта является энергетический подход. Так, в работе [78] на основе рассмотрения разрушения как двухстадийного процесса предлагается следующее уравнение:

$$\sigma^2 L = A \lambda E = \text{const}, \quad (1.87)$$

где L – размер тела, разрушаемого напряжением σ ;

λ – удельная работа роста трещины.

Последний показатель учитывает как работу упругих, так и работу пластических деформаций при росте трещины.

2. РАЗРУШЕНИЕ ГОРНЫХ ПОРОД В ПРОЦЕССАХ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ

2.1. Теории и концепции механического бурения

В общем случае разрушение горных пород происходит под действием сложного напряженного состояния, которое можно охарактеризовать совокупностью сжимающих, растягивающих и скалывающих напряжений. Исходя из предположения о равенстве вклада каждого вида напряжений в процессе разрушения пород, В. В. Ржевский и Г. Я. Новик [192] предложили обобщенный показатель относительной трудности разрушения:

$$\Pi_{\text{тр}} = k_c A (\sigma_{\text{сж}} + \sigma_p + \tau_{\text{сдв}}) + B \gamma, \quad (2.1)$$

где k_c – коэффициент структурного ослабления массива;

$\sigma_{\text{сж}}$, σ_p , $\tau_{\text{сдв}}$ – прочность пород при сжатии, растяжении и сдвиге;
 γ – объемный вес горных пород.

$A = 5 \cdot 10^{-8}$ и $B = 5 \cdot 10^{-5}$ м – коэффициенты, введенные из соображений удобства классификации горных пород по разрушаемости. Данный обобщенный показатель может быть конкретизирован для различных способов разрушения, в частности для бурения:

$$\Pi = A (\sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сдв}} + B \gamma), \quad (2.2)$$

где $A = 7 \cdot 10^{-8}$ и $B = 10^3$ м.

Совершенно очевидно, что такие обобщенные показатели, не учитывающие реальный механизм разрушения, параметры техники и технологии процесса, применимы лишь в классификационных целях для укрупненной сравнительной оценки разных горных пород. Более точную информацию могут дать статистически установленные взаимосвязи между параметрами конкретных процессов разрушения и свойствами горных пород.

Механические способы бурения можно разделить на ударные и вращательные [115]. *Ударное бурение* происходит за счет кратковременной ударной нагрузки инструмента, имеющего форму клина. Инструмент после удара отскакивает от забоя шпура или скважины и поворачивается на некоторый угол. При повторном ударе происходит скол образующихся секторов породы. Осевая подача на инструмент

либо незначительна, либо отсутствует вовсе. При *вращательном бурении* разрушение на забое шпура или скважины осуществляется за счет среза горной породы при движении резца по винтовой линии. Это происходит в результате сочетания вращательного и поступательного движений, которые образуются за счет приложения к буровому инструменту значительного крутящего момента и больших осевых усилий. Ударные нагрузки при этом отсутствуют.

В настоящее время при бурении широко применяется сочетание ударного и вращательного способов. При этом на непрерывно вращающийся под большим осевым давлением инструмент передаются ударные нагрузки. В зависимости от преобладающего механизма разрушения различают *ударно-вращательный* и *вращательно-ударный* способы бурения. В первом случае основной объем разрушения образуется за счет удара. При вращательно-ударном бурении определяющим является механизм резания, а удар играет вспомогательную роль. Граница между этими двумя способами весьма условна, и на практике один и тот же буровой станок может реализовывать как тот, так и другой механизмы бурения.

Особо следует выделить *шарошечное бурение*. По кинематике этот способ является вращательным. Однако по механизму разрушения шарошечное бурение близко к ударному или вращательно-ударному в зависимости от типа используемого долота и режима бурения. Существуют способы бурения (хотя и малораспространенные), которые нельзя отнести ни к одному из указанных типов в чистом виде. Такие способы (например, гидравлическое, гидровакуумное или взрывное бурение) можно условно назвать *специальными*. Рассмотренные принципы классификации отражены в табл. 2.1.

Применительно к бурению, показателем, наиболее полно отражающим эффективность процесса, может служить скорость бурения V_6 . Так, по данным разных авторов [12, 38, 192 и др.], для перфораторного бурения V_6 связана со свойствами пород следующим образом:

$$V_6 = \frac{k}{\sigma_{сж}^{0,59}}, \quad (2.3)$$

где k – коэффициент, учитывающий конструктивные особенности бурового инструмента;

$$V_6 = 415 - 32f + 0,65f^2, \quad (2.4)$$

где f – коэффициент крепости горных пород, V_6 – мм/мин;

Таблица 2.1

Классификация способов бурения горных пород

Виды бурения	Способы бурения	Основные особенности
Механическое	Ударный (ударно-поворотный)	Разрушение ударом с последующим поворотом инструмента в момент отскока
	Ударно-вращательный	Разрушение ударом при вращении инструмента
	Вращательно-ударный	Разрушение преимущественно резанием при ударной нагрузке на инструмент
	Вращательный	Разрушение резанием при вращении инструмента
	Шарошечный	Разрушение выколом за счет внедрения зуба шарошки
	Специальные	Гидравлическое, гидровакуумное, электрогидравлическое, взрывное бурение
Термическое	Термический	Прямой нагрев тепловым потоком
	Электромагнитный	Косвенный нагрев в электромагнитном поле
	Термомеханический	Совместное действие прямого или косвенного нагрева с механическим инструментом

$$V_6 = \frac{290N}{d^2(f_d + 2,6)}, \quad (2.5)$$

где N – мощность перфоратора, кВт,
 d – диаметр буровой коронки, мм,
 f_d – динамический коэффициент крепости;

$$V_6 = \frac{k}{\sigma_{сж} \tau_{сдв} \cdot \operatorname{tg}(\alpha/2 + f_T)}, \quad (2.6)$$

где α - угол приострения лезвия инструмента;
 f_T – коэффициент трения инструмента о породу;

$$V_{\text{б}} = \frac{AnV_{\text{max}}^{0,85}}{d_{\text{ш}}}, \quad (2.7)$$

где A – энергия единичного удара, Дж;
 n – частота ударов в минуту;
 $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура, мм;

$$V_{\text{б}} = \frac{0,003AnV_{\text{max}}}{d^2}, \quad (2.8)$$

где V_{max} – показатель дробимости (по Л. И. Барону):

$$V_{\text{б}} = \frac{1}{7,2 \cdot 10^{-9} P_{\text{к}} - 2,75}, \quad (2.9)$$

где $P_{\text{к}}$ – контактная прочность горных пород.

Не меньшее количество таких статистических уравнений известно для вращательного, шарошечного и других способов бурения. Анализ этих уравнений показывает, что рассчитанные скорости бурения для одних и тех же пород и условий могут отличаться в несколько раз. Обращает на себя внимание и разный характер зависимостей. Все это становится понятным, если учесть, что уравнения найдены по опытным данным для конкретных пород, типов перфораторов, технологий бурения, включая условия работы, квалификацию бурильщиков и др. Поэтому каждое уравнение можно использовать лишь для тех условий, для которых оно найдено.

Объективную информацию можно получить на основе учета физических закономерностей процесса разрушения. Однако разработка строгих аналитических методов расчета в силу сложности и неоднозначности реального механизма разрушения пород всегда связана с некоторыми (иногда спорными) допущениями и известной идеализацией объекта – горной породы. Это часто приводит к тому, что расчетные показатели существенно отличаются от данных практики. И, тем не менее, аналитический подход является более предпочтительным, ибо он позволяет учесть объективно действующие в природе закономерности.

Первая теоретическая схема ударного разрушения была предложена в конце XIX века Долежалекком (Чехословакия). Дальнейшее ее

развитие связано с русским ученым Н. С. Успенским (1909 г.) [206]. Теория основана на рассмотрении системы сил при внедрении в породу инструмента клиновидной формы. При этом физика разрушения пород под инструментом не рассматривается. Качественно механизм ударного бурения можно представить следующим образом. При динамическом внедрении клина образуется начальный объем разрушения в виде борозды, при последующем ударе с поворотом инструмента на некоторый угол – вторичный объем разрушения. В плоскости забоя возникает скалывающее усилие T , которое разрушает породу в объеме сектора между бороздами. Циклически повторяясь, такой процесс приводит к разрушению всего поверхностного слоя забоя шпура или скважины на некоторую глубину.

Под действием силы P_Y лезвие бурового инструмента внедряется в горную породу на глубину h . Для этого нужно преодолеть силу сопротивления породы смятию $F_{см}$ и силу трения $F_{тр}$. Тогда условие разрушения запишется в виде:

$$F_Y = F_{см} + F_{тр}. \quad (2.10)$$

При внедрении клина возникают реакции отпора горной породы N , перпендикулярные образующим клина. Векторной суммой этих сил будет $F_{см}$. Тогда

$$F_{см} = 2N \sin(\alpha/2). \quad (2.11)$$

Прочность горной породы на смятие $\sigma_{см} = F_{см}/S_{см}$ или

$$F_{см} = \sigma_{см} S_{см}. \quad (2.12)$$

Теория Н. С. Успенского дает верные соотношения между силовыми характеристиками бурения, однако ее использование для конкретных расчетов ограничено в силу присущих ей недостатков. Во-первых, это наличие эмпирических коэффициентов, величину которых нельзя определить из общефизических представлений. Кроме того, теория не рассматривает физику процесса разрушения. В частности, используемые в расчетных формулах величины прочности на смятие и скалывание горных пород не имеют ясного физического смысла. Однако достоверность расчетной схемы и корректность вывода основных соотношений позволяют использовать данную теорию

как базовую при разработке методов проектирования процессов бурения.

Для уяснения физики бурения необходимо рассмотреть распределение напряжений при внедрении инструмента в горную породу. В простейшем случае моделью процесса может служить действие сосредоточенной силы P на упругое полупространство. Анализ напряженного состояния в такой модели базируется на решении пространственной задачи Буссинеска [200]. Рассмотрим произвольную точку A на некотором расстоянии R от места приложения сосредоточенной нагрузки. Полный вектор напряжения σ_R по направлению совпадает с лучом R и направлен к точке приложения нагрузки O под углом β . Если через начало координат (точка O) и точку A провести сферу диаметром d , то для всех точек этой сферы полные напряжения будут одинаковы:

$$\sigma_R = \frac{3P}{2\pi d^2}. \quad (2.13)$$

Такая сфера равных напряжений в плоской задаче трансформируется в окружность. Полное напряжение можно разложить на нормальную (к поверхности нагружения) и касательную составляющие:

$$\sigma_z = \frac{3P}{2\pi d^2} \cdot \cos \beta; \quad (2.14)$$

$$\tau_{xz} = \frac{3P}{2\pi d^2} \cdot \sin \beta. \quad (2.15)$$

Таким образом, по оси симметрии все нормальные напряжения являются сжимающими, т. е. горная порода находится в условиях объемного сжатия. В реальных условиях буровой инструмент имеет определенную форму и геометрические размеры, поэтому рассмотренная модель (условие сосредоточенной нагрузки) не реализуется. В зависимости от геометрии бурового инструмента площадка нагружения может иметь самые различные размеры и форму. В теории обычно принимают одну из следующих расчетных схем: цилиндрический штамп, сферу или клин. При разнице в количественной оценке качественные закономерности распределения напряжений под буровым инструментом остаются неизменными. Поэтому достаточно рассмот-

реть модель внедрения в горную породу цилиндрического штампа с плоским основанием.

Распределение давления по плоскости контакта плоского основания цилиндрического штампа радиусом a с горной породой не является равномерным и зависит от расстояния x от оси штампа [200]:

$$\sigma(x) = \frac{P}{2\pi a \sqrt{a^2 - x^2}}. \quad (2.16)$$

Отсюда следует, что на оси штампа (при $x = 0$) давление будет наименьшим: $\sigma(x=0) = P/2\pi a^2$. На контуре контакта (при $x = a$) давление становится бесконечно большим: $\sigma(x=a) \rightarrow \infty$.

Теория и опытные исследования показывают, что на поверхности контакта штампа с породой вертикальные и горизонтальные напряжения максимальны и равны между собой: $\sigma_z = \sigma_x = \sigma_y = \max$, а касательные напряжения отсутствуют: $\tau = 0$. Следовательно, тонкий приповерхностный слой горной породы находится в условиях равномерного всестороннего сжатия, т. е. разрушиться не может. Однако по мере удаления от поверхности контакта ($Z > 0$), нормальные напряжения убывают. Причем горизонтальные напряжения ($\sigma_x = \sigma_y$) убывают более интенсивно, чем вертикальные σ_z . Разница в нормальных напряжениях (в соответствии с теорией Мора) вызывает появление касательных напряжений. С увеличением этой разницы касательные напряжения растут, достигая максимума на глубине, примерно соответствующей радиусу штампа a . Именно эти касательные напряжения и определяют разрушение горной породы под штампом.

Основываясь на этой модели, И. А. Остроушко [155] разработал теорию бурения, основные черты которой можно представить в следующем виде. Разрушение породы под штампом носит циклически-затухающий характер. В каждом цикле можно выделить несколько этапов. На *первом этапе* под действием осевой нагрузки P_Y возникает упругий прогиб породы под штампом. Деформация породы при этом соответствует закону Гука. На *втором этапе*, когда напряжения породы под штампом достигают предела упругости, в ней происходят необратимые изменения, заключающиеся в следующем. В площадках под углом 45° касательные напряжения достигают максимума и образуется система трещин. Деформация породы становится нелинейной. На *третьем этапе* под инструментом образуется

ограниченное трещинами ядро уплотнения в объеме конуса. Горные породы в ядре находятся в условиях объемного сжатия. Расширяясь под действием нагрузки, ядро уплотнения выталкивает породу по трещинам. После этого ядро мгновенно разгружается и объемное напряженное состояние переходит в одноосное. Запасенная в ядре уплотнения упругая энергия расходуется на разрушение и переизмельчение породы. Нагрузка резко падает, и штамп заглубляется в породу на глубину h_0 . При этом под штампом в основании конуса разрушения остается переизмельченная порода. На *четвертом этапе* при движении инструмента происходит уплотнение разрушенной породы под штампом, что сопровождается возрастанием усилия P_Y . При этом уплотненная порода служит дополнительным рабочим телом, передающим нагрузку на окружающий массив. Затем цикл разрушения повторяется, но уже при большем осевом усилии, поскольку расходуется дополнительная энергия на уплотнение разрушенной породы под штампом и преодоление сил трения боковой поверхности штампа о породу. Число циклов разрушения зависит от величины осевого усилия и свойств горных пород. При этом от цикла к циклу сопротивление внедрению инструмента увеличивается, а объем разрушения, как и величина деформации, уменьшается.

Зная глубину и объем разрушения, можно теоретически определить требуемые для эффективного разрушения пород осевые усилия P_Y , энергоемкость разрушения, скорость бурения, параметры бурового инструмента и т. п. Однако приводить эти расчеты нецелесообразно в силу следующих причин. Данный расчет выполнен для первого цикла разрушения. Однако, как отмечает сам И. А. Остроушко, объемы разрушения в последующих циклах по мере углубления инструмента в массив уменьшаются и не имеют правильных геометрических форм, оконтуриваясь сложными поверхностями, которые зависят от свойств и реального строения горных пород и во многом носят случайный характер. В соответствии с законом распределения напряжений под буровым инструментом (см. уравнение (2.7)), максимальные касательные напряжения возникают на глубине, составляющей половину диаметра штампа $d/2$. Тогда угол раствора конуса уплотнения $\alpha = 45^\circ$. Однако при реальном бурении $\alpha = (60-75)^\circ$. Более того, фактическая форма ядра уплотнения, как правило, не является конической. Тем не менее теория И. А. Остроушко верно отражает циклический характер разрушения горных пород при бурении. Особенно плодотворна идея об образовании ядра уплотнения и его роли в

последующем сколе породы. Это доказывают многочисленные эксперименты и данные практики.

По данным Л. А. Шрейнера и других исследователей [200, 234], ядро уплотнения под штампом имеет сферическую геометрию. Горные породы в этом объеме находятся в условиях объемного сжатия. Специальные исследования закономерностей разрушения породы под штампом показывают следующее. Вследствие перенапряжений породы по контуру контакта образуются эллипсоидные зоны разрушения, от которых ответвляется система вертикальных трещин. Эти трещины ограничивают зону ослабления, горные породы в которой разбиты сеткой трещин и имеют пониженную прочность. Эту зону называют зоной предразрушения. Для образования этой зоны затрачивается дополнительная энергия, но это компенсируется последующим облегчением разрушения породы при повторных ударах.

Рассмотренные выше закономерности разрушения горной породы под буровым инструментом не учитывают фактор времени, т. е. процесс описывается в статике. При реальном ударном и ударно-вращательном бурении время внедрения инструмента на глубину 3-5 см составляет 200-400 мс. За это время начальный ударный импульс при средней скорости упругих волн в породе 2000-4000 м/с распространяется на глубину 80-160 см [110]. При этом величина напряжений в породе с расстоянием экспоненциально уменьшается.

Динамику внедрения инструмента в горную породу при ударных нагрузках можно представить в виде совокупности следующих этапов [115]:

1. Поверхностное разрушение. При движении инструмента сминаются выступы и шероховатости, образовавшиеся в момент предшествующего удара. Продукты разрушения, попадая под инструмент, обеспечивают его плотный контакт с породой.

2. Образование зоны предразрушения. За счет соударения инструмента с породой и мгновенной передачи упругого импульса происходит образование радиальных трещин. Распространяясь в глубь массива на расстояние, гораздо большее, чем глубина зоны выкола, эти трещины образуют зону ослабления горной породы.

3. Объемное разрыхление. При дальнейшем внедрении инструмента нормальные напряжения в породе будут увеличиваться до тех пор, пока их критические значения, равные прочности при объемном сжатии породы, не распространятся на слой толщиной, равной среднему размеру зерен, образующих данную породу. Это обуслов-

лено тем, что прочность контактов всегда меньше прочности самих кристаллов. В этом случае разрушение по контактам разделяет данный слой на отдельные кристаллические фрагменты – образуется слой объемного разрушения.

4. Скол (или выкол) горной породы. При дальнейшем движении инструмента возрастает величина касательных напряжений в породе. Разрыхление породы в слое объемного разрушения способствует увеличению этих напряжений. При достижении касательными напряжениями критической величины происходит скол (или выкол) горной породы. В реальном процессе разрушение определяется сочетанием механизмов скола и выкола. После этого напряжения в породе резко падают, и цикл разрушения повторяется.

Как показано Л. А. Шрейнером [234], разрушение горных пород механическим инструментом всегда связано с его внедрением в поверхность породы. При этом процесс можно представить как вдавливание плоского штампа в полубесконечное тело (упругое или упруго-пластичное полупространство). За счет действующей нагрузки под штампом образуется область объемного сжатия, называемая ядром уплотнения. Плодотворная идея об образовании и роли ядра уплотнения в процессе разрушения горных пород была высказана И. А. Остроушко [155]. В общем случае сжатое в продольном направлении ядро уплотнения расширяется в поперечном направлении. Возникающие вблизи этого ядра растягивающие напряжения и приводят к разрушению горной породы. Разрушение горной породы под инструментом происходит в результате комбинации скола (разрушение на вторую свободную поверхность, образованную в результате предыдущего акта разрушения) и выкола (разрушение на ту же поверхность, на которую приложена разрушающая сила).

В простейшем случае скола на вторую свободную поверхность Ю. И. Протасов [177] предложил следующую модель разрушения горных пород. При внедрении силой F инструмента (штампа) в горную породу на величину Δh под ним образуется ядро уплотнения объемом V_0 , где порода находится в состоянии всестороннего сжатия. По боковой поверхности ядра уплотнения возникает реакция массива P , которая зависит от силы F и расстояния до свободной поверхности H . Разрушение горной породы путем скола происходит по площадке S_0 , и объем разрушения составляет V .

Ядро уплотнения, расширяясь под действием силы F в направлении свободной поверхности, производит работу по отделению объема V от массива:

$$A = k V \sigma_p^2 / E, \quad (2.17)$$

где k – коэффициент, учитывающий отличие реального поведения массива от идеально упругого; может интерпретироваться как коэффициент пластичности.

С другой стороны, работа ядра уплотнения определяется увеличением его объема:

$$dV = dV_F - dV_p, \quad (2.18)$$

где dV_F и dV_p – прирост объема ядра уплотнения соответственно от силы F и реакции отпора p .

Из закона сохранения энергии можно записать для данной схемы разрушения уравнение энергетического баланса [177]:

$$\frac{kV\sigma_p^2}{E} = \frac{2\sigma_p V\nu F}{HBE} - \frac{3\sigma_p^2 V^2 b^2 \sigma_0 A_1 (1-2\nu)}{2H^2 FE}, \quad (2.19)$$

где ν - коэффициент Пуассона горной породы;

A_1 и B – ширина и длина лезвия инструмента;

σ_0 – прочность горной породы при всестороннем сжатии; может быть принята как $\sigma_0 = 0,1 E$;

b – коэффициент формы объема V ; для прямоугольной фигуры $b = 1$.

Из уравнения (2.19) можно определить величину отбиваемого объема породы:

$$V = \frac{2H^2 F}{3\sigma_p b \sigma_0 A_1 (1-2\nu)} \left(\frac{2\nu F}{HB} - k\sigma_p \right). \quad (2.20)$$

Очевидно, что разрушение будет происходить, если $V > 0$, тогда минимально необходимое усилие на инструмент, приводящее к сколу горной породы, определится выражением:

$$F_{\min} = k \sigma_p H B / 2\nu. \quad (2.21)$$

В свою очередь, усилие на инструмент определяется соответствующей энергией Q , например, энергией удара:

$$F = \frac{2QE}{A_1\sigma_0}. \quad (2.22)$$

Учитывая, что $\sigma_0 = F / A_1B$, получим:

$$F = \sqrt{2QEB} \quad (2.23)$$

и

$$\sigma_0 = \sqrt{\frac{2QE}{A_1^2B}}. \quad (2.24)$$

Удельная энергоемкость отбойки $q = Q / V$, тогда, учитывая уравнения (2.20), (2.23), (2.24), получим:

$$q = \frac{3k\sigma_p^2b(1-2\nu)}{2Ev^2}. \quad (2.25)$$

Из выражения (2.20) видно, что разрушаемый объем породы нелинейно зависит от величины H , часто называемой толщиной стружки. Тогда экстремум функции при $dV / dH = 0$ будет соответствовать оптимальной величине толщины стружки:

$$H_{\text{опт}} = \frac{\nu F}{k\sigma_p B} \quad (2.26)$$

или с учетом (2.23)

$$H_{\text{опт}} = \frac{2bv\sqrt{QE}}{k\sigma_p\sqrt{2b}}. \quad (2.27)$$

Как показано в работе [177], заменив в формуле (2.20) силу F на энергию Q , объем единичного акта разрушения можно определить выражением:

$$V = \frac{4v^2 QE}{3k\sigma_p^2 b(1-2v)}. \quad (2.28)$$

Из теории упругости известно:

$$\eta = \frac{2v^2}{3(1-2v)} \quad (2.29)$$

есть КПД процесса разрушения, т. е. доля энергии, непосредственно расходуемой на разрушение породы, в общей энергии, передаваемой на инструмент.

Тогда

$$V = \frac{2QE\eta}{k\sigma_p^2 b}. \quad (2.30)$$

Линейная скорость разрушения определится как $V_6 = V/S \cdot t$, где t – время единичного акта разрушения. Применительно к процессу перфораторного бурения $S = \pi d^2/4 = \pi B^2/4$ и $t = 1/n$, где n – частота ударов. Отсюда скорость бурения:

$$V_6 = \frac{4Vn}{\pi B^2}. \quad (2.31)$$

Нагружение массива, ограниченного одной свободной поверхностью, силой F при ограниченной площади ее приложения S приводит к местному разрушению горной породы – выколу. По схеме, предложенной Ю. И. Протасовым [177], под инструментом образуется первичное ядро уплотнения V_{01} , деформация которого в поперечном направлении ΔV_1 вызывает ответную реакцию породы. При этом образуется вторичное ядро уплотнения V_{02} , которое, расширяясь в направлении свободной поверхности, выталкивает из массива объем V породы. Руководствуясь той же логикой, что и в случае скола, Ю. И. Протасов получил следующее уравнение энергетического баланса для выкола:

$$\frac{k\sigma_p V}{E} = \frac{2v^2 F^3 \eta}{3A_1 B^2 E(1-2v)_0}. \quad (2.32)$$

Из уравнения (2.32):

$$V = \frac{8H^2 F}{3\sigma_p b^2 \sigma_0 A_1 (1 - 2\nu)} \left(\frac{\nu F b \eta}{HB} - k\sigma_p \right). \quad (2.33)$$

Отсюда при $V = 0$:

$$F = \frac{k\sigma_p HB}{\nu b \eta}. \quad (2.34)$$

Удельная энергоемкость разрушения:

$$q = \frac{3k\sigma_p b(1 - 2\nu)}{4E\nu^2 \eta^2} = \frac{k\sigma_p b}{2E\eta^3}. \quad (2.35)$$

Функция (2.33) также имеет экстремум при $dV / dH = 0$. Отсюда оптимальная глубина разрушения выколом определится выражением:

$$H_{\text{опт}} = \frac{\nu F b \eta}{2k\sigma_p B}. \quad (2.36)$$

Аналогично уравнениям (2.28) – (2.30) для выкола можно записать:

$$V = \frac{16Q^3 E^3 \nu^2 \eta^2}{3A_1^4 B^2 (1 - 2\nu) k\sigma_p b^2 \sigma_0^4} = \frac{8Q^3 E^3 \eta^3}{A_1^4 b^2 B^2 k\sigma_p^2 \sigma_0^4}. \quad (2.37)$$

Анализируя полученные уравнения, можно сделать следующие выводы. Структура соотношений как для скола, так и для выкола однотипна. Основное отличие заключается в различной степени показателя η . Реальный процесс разрушения горной породы механическим инструментом всегда содержит элементы скола и выкола. Однако удельная энергоемкость выкола в $1/\eta^2$ раз больше, чем скола. В этой связи параметры процесса разрушения следует подбирать таким образом, чтобы как можно больший объем породы отбивать сколом.

Максимальный вклад механизма скола будет в том случае, когда расстояние от разрушающего инструмента до второй обнаженной плоскости соответствует $H_{\text{опт}}$ (уравнение (2.26)). При увеличении этого расстояния доля механизма скола уменьшается и при некотором критическом расстоянии $H_{\text{кр}}$ сводится к нулю, т. е. разрушение породы возможно только выколом. Величину $H_{\text{кр}}$ можно определить из уравнения (2.20) при $V = 0$:

$$H_{\text{кр}} = \frac{2\nu F}{k\sigma_p B} \quad (2.38)$$

или с учетом (2.23):

$$H_{\text{кр}} = \frac{2\nu\sqrt{2QE}}{\sqrt{k\sigma_p B}}. \quad (2.39)$$

Сравнивая выражения (2.26) и (2.39), нетрудно увидеть, что $H_{\text{кр}}$ в 2 раза больше, чем $H_{\text{опт}}$.

Таким образом, единой работоспособной теории бурения в настоящее время не создано. Однако многочисленные исследования теории и практики процесса позволяют выбирать оптимальную для данных горно-геологических условий буровую технику и проектировать эффективные режимы ее работы.

2.2. Разрушение горных пород взрывом

Исторически первую концепцию дробящего действия взрыва можно назвать *объемной*. Она связывает объем разрушения с удельным расходом ВВ [115]. Впервые французский маршал Себастиан Пьер Вобан (1633-1707) установил, что объем конуса дробления пропорционален весу заряда. Впоследствии русские инженеры М. М. Фролов и М. М. Боресков на основании опыта минного дела при обороне Севастополя предложили метод расчета веса заряда на основе формулы:

$$Q = q W^3 f(n), \quad (2.40)$$

где q – удельный расход ВВ;

W – линия наименьшего сопротивления (ЛНС);

$f(n)$ – функция показателя выброса; при $f(n) = 0,4 + 0,6n^3$ выражение приобретает вид, известный как формула Борескова.

Дальнейшее развитие объемной концепции связано с трудами проф. А. Ф. Суханова [203], который считал, что потенциальная энергия ВВ мгновенно переходит в механическую работу отрыва части горной породы по боковой поверхности S и преодоления инерции перемещаемой разрушенной массы объемом V . Тогда необходимое для этого количество ВВ:

$$Q = q_1 S + q_2 V, \quad (2.41)$$

где q_1 и q_2 – соответствующие удельные расходы ВВ.

Формула (2.41) в явном виде не учитывает качество дробления горных пород. Постулируется, что за время действия взрыва в объеме воронки выброса происходит первичное дробление массива. При этом считается, что степень дробления пород пропорциональна скорости приложения нагрузки, т. е. чем больше скорость нагружения, «тем больше создаваемые ею ускорения, тем больше возникающие силы инерции и вызванные ими напряжения, а следовательно, больше степень дробления». В расчетных формулах требуется учитывать с помощью некоторого эмпирического коэффициента.

Квазистатическая гипотеза разрушения (Ф. А. Белаенко [25, 26]) рассматривает действие взрыва с позиций классической теории упругости. Предполагается, что действие взрыва заряда ВВ аналогично действию давления газов в толстостенной трубе с бесконечным внешним диаметром. При этом принимается, что напряжения, обусловленные действием продуктов детонации P_0 , равномерно распределены по всему разрушаемому объему, а состояние среды стационарно. Критерий разрушения определяется из условия равенства действующих напряжений прочности горной породы при растяжении σ_p . В этом случае величина ЛНС:

$$W = k r \sqrt{\frac{P_0}{\sigma_p}}, \quad (2.42)$$

где r – радиус заряда;

k – коэффициент условий взрывания.

С помощью моделирования взрыва на оптически активных материалах Ф. А. Белаенко приходит к выводу о правомочности решения динамической задачи в статической постановке с учетом коэффициента динамичности, равного 2.

Такие же предпосылки лежат в основе теории Г. М. Крюкова [99, 100]. Им установлено, что достаточно быстро (через 15-20 мкс после выхода фронта детонации на границу зарядной полости) в горной породе формируется квазистатическое поле напряжений. Причем (по данным Ю. В. Глазкова [48]) на распределение напряжений практически не влияет процесс формирования радиальных трещин в горной породе. Таким образом, разрушаемую взрывом горную породу можно представить квазинепрерывной, квазиоднородной и квазиизотропной средой, связь между напряжениями и деформациями в которой описывается обобщенным законом Гука.

Динамику процесса разрушения учитывает *гидродинамическая* гипотеза (О. Е. Власов) [37]. Здесь на основе фундаментальных законов сохранения массы, энергии и количества движения дается решение системы дифференциальных уравнений. По этим уравнениям исходя из прочностных свойств горных пород находятся линии разрывов сплошности среды, что определяет конечный эффект дробления пород. Однако принятые допущения о несжимаемости горной породы (как идеальной жидкости) и мгновенной передачи импульса ВВ среде значительно снижают практическую ценность результатов.

Развитие *волновой* концепции взрывного разрушения является результатом исследований многих отечественных и зарубежных ученых.

Систематическое изложение данной концепции приводится в работах Г. П. Демидюка [63]. В соответствии с его представлениями, волна напряжений распространяется равномерно в радиальных направлениях от заряда ВВ и по мере удаления от заряда затухает. При этом выделяются сферические слои массива с различным характером разрушения горных пород:

- 1) сфера сжатия, где горная порода раздавливается и частично сгорает;
- 2) сфера выброса, где горная порода разрывается на отдельные куски и получает поступательное движение со скоростью звука;
- 3) сфера трещинообразования, в которой образующиеся трещины, пересекаясь, разделяют горную породу на отдельные блоки;

4) сфера колебательного движения среды, где разрушения горных пород не происходит.

Если первые две сферы достигают свободной поверхности, образуется воронка выброса. Однако в данной концепции не учитывается влияние свободной поверхности на характер разрушения горных пород. Более того, здесь сформулирован *принцип независимости внутреннего (подземного) действия взрыва* заряда ВВ, в соответствии с которым объем разрушения определяется только свойствами пород и ВВ и не зависит от расположения заряда по отношению к свободной поверхности.

Японская научная школа (Кумао Хино и др.) [211] явилась основоположником концепции о решающем значении в дроблении скальных пород отраженной от свободной поверхности волны напряжений и образовании зоны откольных явлений.

Большой вклад в разработку целостной картины дробления горных пород взрывом сделал Г. И. Покровский [167, 168]. По его схеме в ближней области, непосредственно примыкающей к заряду, горная порода находится в условиях неравномерного объемного сжатия. При этом в плоскостях, ориентированных преимущественно под углом 45° к радиальному направлению, возникают наибольшие по величине касательные напряжения, за счет чего образуется система спиральных линий скольжения, разбивающих породу на мельчайшие блоки. За пределами этой зоны в результате расширения массива образуется система радиальных трещин. При падении давления в газовой полости и обратном движении массива в направлении заряда возникают тангенциальные трещины. Совокупность зоны объемного сжатия и зоны трещинообразования образует так называемую область регулируемого дробления. При выходе волны сжатия на обнаженную поверхность она трансформируется в волну растяжения, которая при своем движении от поверхности к заряду образует систему откольных трещин. При достаточной энергии взрыва фугасное действие взрывных газов приводит к выбросу такой разрушенной породы.

Схема Г. И. Покровского до сих пор является основой для теоретических и экспериментальных исследований физики взрывного разрушения горных пород.

Дальнейшее развитие волновой концепции связано с работами Ф. А. Баума [20]. Он детально описал механизм разрушения горной породы по спиральным линиям скольжения в ближней от заряда зоне (зоне объемного сжатия). Основным разрушающим фактором Ф. А.

Баум считает действие прямой ударной волны сжатия. Отраженная же от свободной поверхности волна растяжения, взаимодействуя с хвостовой частью волны сжатия, лишь дополнительно развивает образованные прямой волной трещины.

Такой же точки зрения придерживаются Л. И. Барон, В. К. Рубцов [196], М. Ф. Друкованный [64, 65], которые считают, что монолитный массив разрушается в направлении от заряда ВВ к свободной поверхности и роль откольных явлений невелика.

Общепризнанно, что помимо волнового механизма в разрушении горных пород существенную роль играет давление продуктов детонации (ПД). Основываясь на схеме Г. И. Покровского, В. К. Филиппов [214] исследовал и детально описал динамику действия взрывных газов при развитии радиальных трещин и их роль в механизме откольных явлений. Он дополнил классическую схему трещинообразования при взрыве. Так, по его мнению, за счет отраженной волны возникают радиальные трещины, направленные от свободной поверхности в сторону зарядной полости, и на их концах – трещины «взлома». Последние обусловлены «вспучивающим» действием продуктов детонации на заключительных стадиях разрушения.

Он различает две стадии взрыва – *предразрушение*, где главную роль играет волновой механизм и *основной процесс*, обусловленный действием взрывных газов.

Иной смысл в понятие «предразрушение» вкладывает академик Е. И. Шемякин [229]. Он выделяет зоны макро- и микротрещиноватости. Причем зона микротрещиноватости перекрывает (в 2 раза) зону макротрещин. Вследствие этого утверждается, что радиус действия взрыва много больше того, что обычно учитывают на практике. Именно микротрещины за пределами зоны дробления и образуют зону предразрушения. Указывается на практическую важность изучения закономерностей образования данной зоны, поскольку ее наличие облегчает разрушение горных пород при последующих взрывах, в частности, при короткозамедленном взрывании. Таким образом, Е. И. Шемякин вводит понятие «зона предразрушения» при взрывной отбойке по аналогии наличия такой зоны при ударном бурении.

Академик Е. И. Шемякин указывает на то [228], что при взрыве прочных скальных пород радиальные деформации настолько преобладают над тангенциальными, что последними можно пренебречь. Из этого следует, что горные породы ведут себя не так, как предполагается с позиций гидродинамической теории, когда деформации не раз-

личаются и можно ограничиться рассмотрением только изменения плотности среды. Более того, возникновение растягивающих напряжений еще не означает появления радиальных трещин. Они могут образовываться при возвратном движении газовой полости.

В этой же работе отмечается, что на фронте волны напряжений и в ее глубине, где напряжения существенно ниже, для одной и той же горной породы могут существовать различные паспорта прочности. При малых напряжениях огибающую предельных кругов напряжений Мора можно с достаточной для расчетов точностью принять линейной. В то время как на фронте волны с ростом нормальных напряжений σ предельные касательные напряжения τ практически остаются постоянными. При этом отмечается ситуация, когда касательные напряжения достигают предельной для данной породы величины $\tau_{кр}$, а разрушения не происходит до тех пор, пока сдвиговая деформация не достигнет предела $\gamma_{кр}$. Таким образом, при исследовании взрыва кроме $\tau_{кр}$ необходимо знать величину критической сдвиговой деформации $\gamma_{кр}$. По сути, Е. И. Шемякин вводит новый технический критерий прочности $\gamma_{кр}$ и рассматривает его как константу тела. Причем $\tau_{кр}$ и $\gamma_{кр}$ не связаны между собой прямой пропорциональной зависимостью, как это следует из теории упругости.

А. Н. Кочанов [94] отмечает, что скорость трещинообразования в несколько раз меньше скорости распространения волны напряжений. Это обстоятельство, по его мнению, является одной из причин того, что прохождение волны напряжений вызывает лишь первичное начальное трещинообразование вблизи заряда. Дальнейший рост трещин происходит при расширении газовой полости в предразрушенной среде. Это позволяет ему утверждать, что давление газа является основным фактором при разрушении горных пород взрывом. При этом под разрушением он понимает процесс сложной внутренней перестройки среды под действием нагрузок, описание которого следует осуществлять с позиций механизма зарождения и развития дефектов на разных масштабных уровнях.

Очевидно, что в разрушение горных пород вносят свой вклад оба этих механизма. Впервые попытку учесть совместное действие ударной волны и продуктов детонации предпринял Г. И. Покровский. Детально исследовал и установил соотношение различных механизмов (действие ударной волны и расширяющихся ПД) в дроблении пород с разной акустической жесткостью А. Н. Ханукаев [219]. Сама концепция является очень важной для развития теории разрушения

пород взрывом. Однако полученные им количественные соотношения далеко не бесспорны, поскольку однозначной связи между характером разрушения пород и акустической жесткостью, по-видимому, не существует. А. Н. Ханукаев одним из первых четко описал механизм образования ударной волны при выходе детонации на границу зарядной полости и ее дальнейшую модификацию во взрывную и сейсмическую волну. По его мнению, ударная волна в горных породах формируется в течение всего времени расширения газовой полости. В ударную волну трансформируется от 60 до 80 % энергии заряда ВВ. Рассматривая трещины как источник многократного отражения волны напряжений, он детализировал механизм откольных явлений.

С трудами В. Н. Мосинца [139, 140, 141] связана постановка и развитие *энергетической концепции* разрушения горных пород взрывом. В соответствии с этой концепцией процесс дробления пород взрывом обусловлен предельно возможной для данной породы плотностью энергии, при которой по всему разрушаемому объему наблюдается равномерное и устойчивое распространение трещин со скоростью, близкой к скорости поверхностных волн (волн Релея). Этот режим соответствует предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин. Понятия предельной энергоемкости и роли трещиноватости пород позволили существенно расширить представления о механизме дробления пород взрывом.

На основе энергетической концепции Б. Р. Ракишев [182] вводит понятие коэффициента динамичности, характеризующего кратное увеличение статической прочности пород в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке:

$$K_d = (\rho C_2 / \sigma_{сж})^{1/4}. \quad (2.43)$$

Используя комплексную прочностную характеристику горных пород при динамическом нагружении, он приводит расчетные формулы для оценки радиуса зоны мелкого дробления и зоны радиальных трещин.

Разнообразие приведенных выше концепций и гипотез свидетельствует об отсутствии единой работоспособной теории взрыва. Это обусловлено чрезвычайной сложностью процесса. Тот факт, что не существует даже единой теории прочности, позволяет предположить, что в обозримом будущем создания всеобъемлющей теории, описывающей закономерности всех аспектов дробления пород взры-

вом, ожидать не следует. В этой связи в исследованиях преобладает *феноменологический подход*.

Развитие такого подхода базируется на периодизации процесса разрушения горных пород взрывом и экспериментальном изучении отдельных стадий процесса. Так, У. Лангефорс и Б. Кильстрем [113] разделяют процесс разрушения горных пород на три стадии:

- образование радиальных трещин под действием ударной волны;
- образование откольных явлений при выходе волны на свободную поверхность;
- развитие радиальных трещин и выброс горной породы за счет давления продуктов детонации.

Более дробное деление процесса разрушения горных пород взрывом на стадии предлагает Г. М. Крюков [100]:

- разрушение горных пород в непосредственной близости от заряда при $x \leq 15 d_{\text{зар}}$;
- разрушение отдельностей в массиве горных пород в результате их соударения под действием взрывных волн (при $x \leq 40 d_{\text{зар}}$);
- перемещение разрушенной горной массы – разлет кусков, формирование развала и т. п.;
- формирование и распространение в атмосфере ударных воздушных волн (УВВ);
- формирование и распространение в массиве пород сейсмических волн.

Для описания первой стадии (разрушения пород в непосредственной близости от заряда ВВ) он предлагает *феноменологическую квазистатически-волновую теорию* (ФКСВ). Название теории определяется следующим. *Феноменологическая* означает то, что в теории используются феноменологические (технические) критерии прочности горных пород. Вторая часть названия обозначает подход автора, согласно которому разрушение горных пород *полностью* определяется квазистатическим полем напряжений, которое, в свою очередь, формируется взрывными волнами, генерируемыми в горных породах продуктами детонации (ПД).

Важнейшее значение для практики проектирования буровзрывных работ имеют исследования влияния отдельных факторов на эффективность разрушения горных пород взрывом. Наиболее систематические такие исследования представлены в трудах Э. О. Миндели [136, 137]. Здесь на основе обобщения производственного опыта ве-

дения буровзрывных работ и теоретического анализа обсуждается влияние свойств разрушаемых пород и параметров БВР на эффективность разрушения пород взрывом. Исследованию этого вопроса посвящены также работы [100, 109, 141, 221 и др.]

Сложность и опасность проведения натуральных исследований взрывного разрушения горных пород обусловило широкое применение методов моделирования. Наибольшее распространение получили физические модели на основе метода эквивалентных материалов. При этом адекватность модели и природы обеспечивается строгим выполнением условий подобия. Однако как отмечается многими исследователями, эти условия в полной мере при изучении процессов взрыва выполнить крайне трудно, а в ряде аспектов практически невозможно заменить горную породу эквивалентными материалами.

Поэтому все большее распространение получают методы исследования, основанные на использовании глубокой аналогии результатов дробления горных пород ударом и взрывом. Так, исследованиями В. А. Безматерных [22] показано, что гранулометрические составы горных пород, разрушенных ударом и взрывом, имеют общие закономерности и могут быть описаны единым законом распределения. При этом важно, что результаты были получены при исследовании известняков Североуральских бокситовых месторождений, которые являются предметом изучения и наших исследований. Эта аналогия обусловлена тем, что удар и взрыв имеют много общих признаков:

- высокое начальное давление на тело;
- кратковременность воздействия ($10^{-2} - 10^{-5}$ с) [210];
- деформации и скорости движения частиц, выходящие за предел упругости;
- разрушение за счет пересекающихся трещин, что влечет за собой образование отдельных кусков.

Академик Е. И. Шемякин в своих работах [228, 229] подтверждает аналогию волны напряжений от взрыва с ударной волной. Наши исследования [115] также показали плодотворность такого подхода.

Таким образом, можно сформулировать главные направления научных исследований разрушения горных пород взрывом: установление механизма передачи энергии взрыва разрушаемой среде, определение способов и средств повышения коэффициента полезного действия (КПД) энергии взрыва, разработка методов регулирования качества дробления горных пород. Развитие теории взрыва базируется

ся на моделировании данного процесса в лабораторных и производственных условиях. Такие исследования осуществляются в двух основных направлениях, соответствующих разным методическим принципам. Первое направление базируется на теории максимальных напряжений, в соответствии с которой разрушение тела наступает тогда и в тех его точках, когда и где действующие напряжения превысят прочность горной породы.

Второе направление связано с энергетическим принципом разрушения, основной постулат которого состоит в следующем. Разрушение тела наступает в том случае, когда запасенная в теле упругая энергия достигает некоторого предела, при котором существование нескольких частей среды становится энергетически более выгодным, чем одной.

Большое многообразие и неоднородность строения реальных горных пород обусловили широкое развитие *статистической* концепции изучения законов дробления (В. М. Кузнецов, В. М. Комир, В. А. Безматерных) [21, 102, 154 и др.]. На базе исследования законов распределения величины свойств, трещиноватости и блочности пород, а также фракционного состава продуктов разрушения устанавливаются расчетные формулы, связывающие характеристики пород и условия взрывания с параметрами, определяющими качество дробления. При разработке таких формул опираются на уже известные теоретические закономерности процесса дробления пород взрывом.

По общему признанию, определяющим фактором при разрушении горных пород является наличие и геометрия трещин. Исследованию влияния трещиноватости горных пород на процесс их динамического (взрывного) разрушения посвящено большое число работ. При этом как принятые теоретические модели, так и полученные с их использованием выводы далеко не однозначны и зачастую противоречивы.

Так, В. Н. Родионов [193, 194] при теоретическом рассмотрении процесса дробления твердого тела взрывом сферического заряда ВВ в неограниченном массиве полагает, что если образующаяся трещина пересекает природную трещину или выходит на границу кристалла, то ее рост прекращается. Таким образом, естественная трещиноватость исключает процесс зарождения и развития трещин при взрыве, и разрушение горных пород состоит лишь в расчленении массива по естественным трещинам отдельности. При этом проникновение продуктов детонации в трещины в данной модели не рассматривается.

Их действие (по мнению В. Н. Родионова) заключается лишь в выбрасывании и ускорении разрушенных пород.

В работе [229] академик Е. И. Шемякин выделяет зоны макро- и микротрещиноватости. Причем зона микротрещиноватости перекрывает (в 2 раза) зону макротрещин. Вследствие этого утверждается, что радиус действия взрыва много больше того, что обычно учитывают на практике. Более того, микротрещины за пределами зоны дробления образуют зону предразрушения. Указывается на практическую важность изучения закономерностей образования данной зоны, поскольку ее наличие облегчает разрушение горных пород при последующих взрывах, в частности, при короткозамедленном взрывании. Таким образом, Е. И. Шемякин вводит новое понятие «зоны предразрушения» при взрывной отбойке (по аналогии наличия такой зоны при ударном бурении).

При анализе результатов взрыва с термокинетических и термодинамических позиций авторы работы [132] отмечают важное обстоятельство. Помимо поверхности образовавшихся при взрыве кусков внутри них также образуются новые поверхности неслившихся трещин, на что тратится немалая энергия взрыва. Для учета этого предлагается использовать предложенный С. Н. Журковым концентрационный критерий:

$$K = \sqrt[3]{\frac{1}{\sum n_i l_i}}, \quad (2.44)$$

где n_i – концентрация в единице объема неслившихся трещин длиной l_i .

Величина критерия используется авторами для физической интерпретации параметров логарифмически нормального распределения гранулометрического состава разрушенных взрывом пород.

В работе [24] рассмотрена упрощенная модель развития и объединения трещин. Приняты следующие допущения:

1. Развитие трещины рассматривается как результат разрушения материала между последовательно и случайно расположенными дефектами. Результат объединения n дефектов назван цепочкой.

2. Имеется два состояния цепочки – активное, образующее цепочку из $n \neq 1$ нарушений, и неактивное, когда развивающаяся трещина встречается с другой трещиной, что можно интерпретировать как образование куска.

Вероятность затухания роста трещины (недостаток энергии за время dt или отсутствие смежного дефекта) опишется уравнением:

$$P = 1 - K\gamma dt, \quad (2.45)$$

где K – константа горной породы;

γ – концентрация дефектов Гриффитса на единице длины.

Объединяя все возможные вероятности роста и остановки трещины, автор получил выражение для размера зоны трещиноватости при разрушении горных пород:

$$R(t) = b \left[1 + \frac{K\gamma}{\lambda} (1 - e^{-\lambda t}) \right], \quad (2.46)$$

где b – среднее расстояние между дефектами Гриффитса;

λ – параметр распределения.

Если обозначить T среднее время трещинообразования в данном процессе, то $\lambda = 1/T$ будет иметь смысл и размерность частоты. При t , равном полному времени образования зоны разрушения, можно полагать $\exp(-\lambda t) \ll 1$. Поэтому в пределе:

$$R = b \left(1 + \frac{K\gamma}{\lambda} \right) \quad (2.47)$$

можно рассматривать как средний размер куска. Полученные опытным путем (по анализу грансостава) параметры уравнения имеют следующий порядок:

$$\lambda = 10^4 \text{ 1/с}; \gamma = 10^2 \text{ 1/см}; b = 10^{-3} \text{ см}; K \sim \gamma.$$

На решающую роль в характере дробления горных пород блочного строения массива указывают М. Б. Эткин и А. Е. Азаркевич [243]. В данной работе доказывается, что распределение блоков массива по размерам подчиняется закону Вейбулла.

В соответствии с теорией трещин Гриффитса, разрушение тела определяется ростом единственной «магистральной» трещины, имеющей критический для данных напряжений размер. Однако при взрыве или ударе в горную породу практически мгновенно вносится настолько большая порция энергии, что расти начинает сразу достаточно большое число трещин. Все неоднородности в разрушаемом

массиве, которые способны дать начало развитию трещин, принято называть «активируемыми нарушениями» [115].

Таким образом, важнейшей задачей прогнозирования и управления качеством дробления горных пород является установление связи закономерностей распределения трещин в исходном массиве с параметрами распределения кусков разрушенной породы при различных параметрах БВР.

Для практики важнейшей задачей является оценка взрываемости горных пород. Основные параметры паспорта буровзрывных работ (БВР) - количество и тип взрывчатых веществ (ВВ), число шпуров и их глубина, способы и средства взрывания в первую очередь определяются удельным расходом ВВ. Исторически первую попытку увязать выбор удельного расхода ВВ с горнотехническими условиями ведения взрывных работ предпринял проф. М. М. Протодяконов. Он предложил формулу [166]

$$q = 0,5\sqrt{0,2f - 1/S}, \quad (2.48)$$

где f – коэффициент крепости горных пород;

S – площадь поперечного сечения выработки.

Дальнейшим развитием такого подхода можно считать методику расчета Н. М. Покровского [169], которая широко используется в шахтостроительных организациях:

$$q = q_1 f_1 v \cdot e, \quad (2.49)$$

где $q_1 = 0,1f$ – нормальный удельный расход ВВ;

f_1 – коэффициент структуры горной породы;

$v = 7(l_{\text{шп}})^{1/3}/S^{1/2}$ – коэффициент зажима породы;

$l_{\text{шп}}$ – средняя глубина шпуров;

e – коэффициент работоспособности ВВ.

Указанные формулы и большое число их известных модификаций [112], использующие в качестве основного критерия коэффициент крепости, применимы лишь для оценочных расчетов с последующими поправками на реальные горно-геологические условия. К этой же категории методов расчета можно отнести предложение Л. И. Барона [12] использовать в качестве критерия показатель дробимости V_{max} :

$$q = 0,678 \exp(-0,0647 V_{\text{max}}). \quad (2.50)$$

Более предпочтительными представляются методики расчета удельного расхода ВВ, учитывающие энергоемкость взрывного разрушения. Так, В. Н. Мосинец предлагает выражение [140]

$$q = e / A^{(1+\eta)}, \quad (2.51)$$

где e – удельные затраты энергии на дробление и перемещение горной массы:

$$e = \frac{\sigma_p^2 \lg D}{2E d_{cp}} + \frac{\rho u_0^2 \ln K_p}{2}, \quad (2.52)$$

где A – удельная потенциальная энергия ВВ, кДж/кг;

$\eta = 0,04-0,06$ – коэффициент полезного использования энергии ВВ;

D – средний размер отдельности до взрывания;

D_{cp} – средний размер кусков после дробления;

ρ – плотность горной породы;

u_0 – начальная скорость разлета кусков породы;

K_p – коэффициент разрыхления.

К достоинствам последних выражений следует отнести то, что удельный расход ВВ связан со степенью дробления D / d_{cp} и коэффициентом разрыхления с учетом свойств пород. Из тех же соображений, учитывающих качество дробления, в работе [80] предлагается уравнение

$$q = \frac{K}{0,427} \frac{\sigma_{сж}^2}{2E} \frac{6}{d_{cp}}, \quad (2.53)$$

где K – коэффициент формы заряда.

Оптимальная величина заряда при скважинной отбойке связана с величиной линии наименьшего сопротивления (ЛНС) W :

$$q = \frac{G_1}{nW^2}, \quad (2.54)$$

где G_1 – вес заряда ВВ, отнесенный к длине скважины;

n – показатель действия взрыва.

В. В. Ржевским и Г. Я. Новиком [192] предлагается удельную работу разрушения пород взрывом определять по формуле

$$e = \frac{k[\sigma_p^2 + 2(1+\nu)\tau_{сдв}^2]}{2E}. \quad (2.55)$$

Общее количество шпуров в забое определяется из условия размещения заряда ВВ или по величине ЛНС. В первом случае число шпуров:

$$N = S l_{\text{шп}} q/E \quad (2.56)$$

прямо пропорционально удельному заряду q (здесь E – емкость шпура, кг). Анализ используемых в практике горных работ зависимостей показывает, что величина ЛНС прямо пропорциональна трещиноватости пород, обратно пропорциональна прочности ($\sigma_p^{1/2}$), коэффициенту крепости пород (f) и удельному заряду ВВ ($q^{1/2}$).

Большое значение для понимания физики процесса имеют вероятностные аспекты разрушения пород взрывом и в частности развития активируемых нарушений. Основываясь на теории хрупкого разрушения (теории Гриффитса), Гилвари (J. J. Gilvarry, 1961) впервые предложил описывать распределение кусков с учетом наличия дефектов в разрушаемом объеме. Базовым он принял распределение Пуассона в виде следующей интегральной функции [149]:

$$\begin{aligned} F(x) &= 1 - \exp(-Gx); \\ G &= \gamma_1 L + \gamma_2 S + \gamma_3 V, \end{aligned} \quad (2.57)$$

где L , S , V – длина, площадь и объем разрушаемого тела соответственно;

γ_1 , γ_2 , γ_3 – средние концентрации линейных, поверхностных и объемных дефектов.

Главным недостатком данного подхода является предположение о равном вкладе и независимости действия дефектов разного типа, что заведомо не соответствует действительности. Более того, в силу кратковременности действия при взрыве больших давлений, участвовать в процессе разрушения способны не все, а только некоторая часть дефектов, называемых «активируемыми».

Развивая идеи Гилвари, В. А. Безматерных [21, 23] предложил следующую интегральную функцию гранулометрического состава при дроблении горных пород взрывом:

$$F(x) = 1 - \exp[-(\alpha_0 + \alpha) x], \quad (2.58)$$

где α_0 – константа, пропорциональная средней концентрации активируемых нарушений любого типа;

$$\alpha = \beta \cdot I;$$

I – удельный импульс взрыва;

β - коэффициент условий взрывания.

Теоретические разработки В. А. Безматерных [21, 23, 24] позволили сформулировать принципиально новый подход к рассмотрению механизма разрушения горных пород взрывом. Совокупность основных положений названа автором «вероятностно-волновой теорией дробления». В соответствии с этой теорией гранулометрический состав разрушенной взрывом горной породы описывается уравнением:

$$F(x) = \omega_1 F_1(x) + \omega_2 F_2(x); \quad (2.59)$$
$$\omega_1 + \omega_2 = 1.$$

Физическая интерпретация данного распределения с позиций необратимости процесса разрушения (возрастания энтропии) позволила установить следующее. Вероятностная функция $F_1(x)$ описывает распределение кусков разрушенной породы по размерам x , образованных действием прямой взрывной волны. Функция $F_2(x)$ характеризует распределение кусков, образованных действием волны, отраженной от свободной поверхности. Множители ω_1 и ω_2 количественно характеризуют долю первого и второго механизмов при дроблении горных пород взрывом.

Предложенное уравнение описывает часто встречающееся на практике двухмодальное распределение кусков разрушенной породы. Характер и положение экстремумов данного распределения определяются значениями ω_1 и ω_2 . Очевидно, что для различных условий взрывания эти доли могут существенно меняться, и при ω_1 или ω_2 , близких к нулю, можно получить чисто одномодальное распределение.

В. М. Комир [166] объясняет наличие двухмодального распределения кусков после взрыва особенностями блочного строения исходного массива. Первая вершина обусловлена преобладающей фракцией кусков разрушенной породы, вторая – остаточной блочностью в развале взорванной породы.

В случае одномодального вида кривой предлагается обобщенное распределение Вейбулла – Розина-Раммлера:

$$F(x) = \left(\frac{nx^{n-1}}{x_0^n} \right) \exp \left[- \left(\frac{x}{x_0} \right)^n \right], \quad (2.60)$$

где n и x_0 – параметры распределения.

В случае двухмодального распределения предлагается формула

$$F(b, x) = \frac{\left(\frac{nx^{n-1}}{x_{0b}^n} \right) \exp \left[- \left(\frac{x}{x_{0b}} \right)^n \right]}{\left[1 - \exp \left(- \frac{b}{x_{0b}} \right)^n \right]}, \quad (2.61)$$

где b – размер отдельности массива; x_{0b} – масштабный параметр, представляющий собой некоторую функцию разрушаемых блоков – $x_{0b} = f(b)$.

Тогда плотность вероятности:

$$f(x) = \alpha \int_{x_{\min}}^{\infty} f(b) F(b, x) db + (1 - \alpha) f_1(x), \quad (2.62)$$

где α – коэффициент, определяющий, какая часть массива раздроблена, т. е. при $\alpha = 1$ дробятся все естественные отдельности, при $\alpha = 0$ происходит развал массива по его естественным блокам; $0 \leq \alpha \leq 1$; x_{\min} – минимальный размер блоков; $f_1(x)$ – исходное распределение блочности – предлагается описывать распределением Релея:

$$f_1(x) = \left(\frac{2x}{b_0} \right) \exp \left[- \frac{x^2}{b_0^2} \right], \quad (2.63)$$

где b_0 – средний размер естественной отдельности.

В простейшем случае плотность распределения блочности можно принять равномерным, тогда

$$f(x) = \begin{cases} \frac{\alpha}{x_{\max} - x_{\min}} \int_{x_{\min}}^{x_{\max}} F(b, x) db & \text{при } x < x_{\min}, \\ \frac{\alpha}{x_{\max} - x_{\min}} \int_x^{x_{\max}} F(b, x) db + \frac{1 - \alpha}{x_{\max} - x_{\min}} & \text{при } x_{\min} < x < x_{\max}. \end{cases} \quad (2.64)$$

На наличие двухмодального распределения кусков разрушенной взрывом горной породы указывает и академик Е. И. Шемякин [229]. В его интерпретации максимумы распределения соответствуют двум зонам трещиноватости пород: в окрестности заряда и за зоной разрушения.

В работе [36] получено трехмодальное распределение кусков по размерам, которое сопоставляется с тремя зонами дробления: переизмельчения, активного разрушения и развала. Каждой зоне соответствует логарифмически нормальное распределение со своими параметрами. Принимается, что дисперсия логарифмов размера кусков как параметр распределения инвариантна для данного типа горных пород, т. е. не зависит от параметров БВР. При игнорировании зоны тонкодисперсного измельчения, как не имеющей практической значимости, получим двухмодальное распределение, описываемое уравнением (2.64).

При высокой степени дробления и более дробном выделении фракций авторами работы [221] выделяется 7 различных зон дробления. Каждой из этих зон соответствует логарифмически нормальное распределение с отличающимися параметрами. Для практического использования предлагается для каждого из участков находить свое уравнение распределения с последующим их объединением в одно глобальное уравнение. При этом указывается, что при степени дробления $J = 2-5$ наиболее адекватно описывает результаты дробления уравнение Вейбулла.

Большой объем экспериментальных исследований, включая организацию массовых взрывов, показал работоспособность разработанной В. А. Безматерных теории и достаточно точное соответствие реального гранулометрического состава расчетным значениям. При чем главным объектом исследований при получении теоретических результатов являлся известняк Североуральских бокситовых месторождений. На основании экспериментальных исследований установлено, что распределение $F_2(x)$ может иметь различный аналитический

вид в зависимости от условий взрывания и свойств горных пород, а распределение $F_1(x)$ независимо от этих факторов имеет экспоненциальное распределение вида:

$$F_1(x) = 1 - \exp(-\gamma_1 x). \quad (2.65)$$

Для известняков Североуральских месторождений в условиях взрывания на свободную поверхность получим:

$$F_2(x) = 1 - \exp\left(-\frac{\gamma_2^2 x^2}{2}\right). \quad (2.66)$$

В данных уравнениях γ_1 и γ_2 параметры, пропорциональные плотности (на единицу длины) активируемых взрывом дефектов структуры горной породы, соответствуют данному механизму разрушения. В. А. Безматерных полагает, что γ_1 соответствует плотности активируемых линейных дефектов, а γ_2 - поверхностных.

На основании своей теории В. А. Безматерных разработал расчетную методику прогнозирования и управления качеством дробления горных пород взрывом. Слабым местом методики является отсутствие механизма априорной оценки плотности активируемых нарушений и параметров γ_1 и γ_2 . Предлагается оценивать данные величины путем анализа гранулометрического состава разрушенных пород в реальном взрыве. Процедура определения параметров распределения состоит в следующем.

Для приведения уравнения (2.61) к стандартному виду производится нормирование его параметров: $\sigma_1 = 1/\gamma_1$; $\sigma_2^2 = 1/\gamma_2^2$. Тогда уравнения (2.65) и (2.66) запишутся в виде:

$$F_1(x) = 1 - \exp\left(-\frac{x}{\sigma_1}\right); \quad (2.67)$$

$$F_2(x) = 1 - \exp\left(-\frac{x^2}{2\sigma_2^2}\right). \quad (2.68)$$

Соответствующие плотности распределения кусков по размерам

$$\begin{aligned} P(x) &= \omega_1 P_1(x) + \omega_2 P_2(x); \\ \omega_1 + \omega_2 &= 1, \end{aligned} \quad (2.69)$$

где

$$P_1(x) = \frac{1}{\sigma_1} \exp\left(-\frac{x}{\sigma_1}\right); \quad (2.70)$$

$$P_2(x) = \frac{x}{\sigma_2^2} \exp\left(-\frac{x^2}{2\sigma_2^2}\right). \quad (2.71)$$

Для оценки распределения необходимо знать величины σ_1 , σ_2 , ω_1 и ω_2 для данных условий взрывания. Они определяются с помощью моментов распределения кусков разрушенной породы:

$$M_1 = \frac{1}{100} \sum_i m_i x_i; \quad (2.72)$$

$$M_2 = \frac{1}{100} \sum_i m_i x_i^2; \quad (2.73)$$

$$M_3 = \frac{1}{100} \sum_i m_i x_i^3, \quad (2.74)$$

где m_i – процентное содержание i -й фракции.

В соответствии с принятым законом распределения:

$$\begin{aligned} M_1 &= \int_0^{\infty} x \cdot [\omega_1 dF_1(x) + \omega_2 dF_2(x)]; \\ M_2 &= \int_0^{\infty} x^2 \cdot [\omega_1 dF_1(x) + \omega_2 dF_2(x)]; \\ M_3 &= \int_0^{\infty} x^3 \cdot [\omega_1 dF_1(x) + \omega_2 dF_2(x)]. \end{aligned} \quad (2.75)$$

Отличное от нуля решение этой системы уравнений имеет вид

$$\sigma_1 = \frac{1}{3} \frac{M_3}{M_2}; \quad (2.76)$$

$$\sigma_2 = 1,06 \frac{M_3}{M_2}; \quad (2.77)$$

$$\omega_1 = \frac{4M_3 - 3M_2M_1}{3M_3}; \quad (2.78)$$

$$\omega_2 = 1 - \omega_1. \quad (2.79)$$

Для проверки теории и апробирования расчетной методики В. А. Безматерных [21] проведена серия экспериментальных определений гранулометрического состава кернов известняков Североуральских бокситовых месторождений (СУБР), разрушаемых взрывом во взрывной камере.

На основании экспериментальных исследований автор делает следующие выводы.

1. С увеличением удельного импульса взрыва грансостав горных пород более точно описывается распределением $F_1(x)$, т. е. $\omega_1 \rightarrow 1$.

2. При любых условиях взрыва в грансоставе всегда имеется часть кусков (наиболее мелких), которая описывается уравнением Розина-Раммлера:

$$F_1(x) = 1 - \exp(-\gamma_l x). \quad (2.80)$$

3. Плотность активируемых нарушений γ_l связана с удельным импульсом взрыва следующими соотношениями:

$$\begin{aligned} \gamma_1 &= \gamma_{01} \cdot J \quad \text{- для плоского заряда ВВ;} \\ \gamma_1 &= \gamma_{02} \cdot J^{1/2} \quad \text{- для цилиндрического заряда ВВ;} \\ \gamma_1 &= \gamma_{03} \cdot J^{1/3} \quad \text{- для сферического заряда ВВ.} \end{aligned} \quad (2.81)$$

Здесь γ_{01} , γ_{02} , γ_{03} – некоторые константы горной породы и конструкции заряда ВВ.

Таким образом, качество дробления горных пород, характеризующее гранулометрическим составом разрушенной горной массы, зависит от концентрации активируемых взрывом нарушений. В свою очередь, плотность активируемых нарушений определяется парамет-

рами БВР, главным из которых является удельный расход ВВ q . Исследованиями Г. П. Берсенева [29] установлено:

$$\omega_2 = e^{-\alpha q}, \quad (2.82)$$

$$\omega_1 = 1 - \omega_2 = 1 - e^{-\alpha q}, \quad (2.83)$$

где α - параметр, зависящий от свойств горных пород и типа применяемого ВВ.

Число активируемых дефектов зависит от их общего числа в разрушаемой породе γ_0 и удельного расхода ВВ в виде:

$$\gamma_l = \gamma_0 q^n. \quad (2.84)$$

Здесь показатель n зависит от типа взрывной волны. От одиночного шпурового или скважинного заряда распространяется цилиндрическая волна напряжений. При совместном действии нескольких зарядов волны накладываются друг на друга и, выходя на свободную поверхность, трансформируются в плоскую волну растяжения. При достаточном числе шпуров или скважин в ряду их можно рассматривать как единый плоский заряд. Для такого плоского заряда $n = 1$, для цилиндрического - $n = 1/2$.

В. А. Безматерных [21] теоретически установил следующее. Дробящее действие взрыва определяется характеристиками используемого ВВ (его количеством, которое зависит от плотности ВВ $\rho_{ВВ}$ и радиуса заряда r_0 , скорости детонации D) и свойствами разрушаемой породы (ее плотностью ρ , скоростью продольной C_m и поперечной C_s волны). Важнейшей характеристикой условий передачи импульса взрыва горной породе является массовая скорость u_0 на границе зарядной полости. Следовательно, все эти факторы определяют и число активируемых взрывом дефектов горной породы:

- для плоского заряда

$$\gamma_1 = \gamma_{01} \left(\frac{\rho_{ВВ} D}{\rho C_m} \right) \left(\frac{u_0}{C_s} \right)^2 \frac{r_0}{R}, \quad (2.85)$$

- для цилиндрического заряда

$$\gamma_1 = \gamma_{02} \left(\frac{\rho_{\text{ВВ}} D}{\rho C_m} \right)^{1/2} \left(\frac{u_0}{C_s} \right) \cdot \frac{r_0}{R}, \quad (2.86)$$

где r_0 – радиус заряда; R – линейный размер разрушаемой породы (в частности, ЛНС или размер естественной отдельности массива); γ_{01} и γ_{02} – имеют смысл числа дефектов в исходной горной породе на единице длины.

В общем случае величины γ_{01} и γ_{02} могут не совпадать, поскольку плоская волна формируется вблизи свободной поверхности, а цилиндрическая – вокруг зарядов внутри массива.

Распределение кусков по размерам есть результат сложного процесса взрывного разрушения горных пород, зависящего от множества независимых факторов. Поэтому однозначно определить заранее качество дробления невозможно. Можно предсказать результат единичного взрыва лишь с определенной долей вероятности, которая реализуется при достаточно большом числе испытаний. Г. П. Берсеновым [29] разработана процедура прогнозирования качества дробления горных пород с заданной степенью надежности. Функция надежности имеет вид:

$$f_n = 1 - \exp(-\lambda). \quad (2.87)$$

Каждому уровню надежности f_n соответствует определенное значение параметра λ . Так, наиболее распространенному в инженерной практике уровню надежности в 95 % ($f_n = 0,95$) соответствует $\lambda = 3$, при $f_n = 0,99$ параметр $\lambda = 4,6$.

Типичным для горной практики является взрывание на свободную поверхность. В этом случае наибольший объем разрушения определяется действием отраженной волны, формирующей зону откольных явлений. При этом функцию распределения кусков по размерам можно представить уравнением (2.66). Тогда из условия равенства $F_2(x) = f_n$ получим:

$$\gamma_l x = (2\lambda)^{1/2}. \quad (2.88)$$

В данном случае x – требуемый предельный размер куска (например, негабарита) при заданном параметре надежности λ . Это соотношение может быть использовано для проектирования рацио-

нальных параметров БВР, обеспечивающих требуемое качество дробления пород с заданной надежностью.

2.3. Критерии эффективности процессов разрушения горных пород

2.3.1. Общие принципы формирования критериев эффективности

Проектирование и выбор оптимальных параметров процесса разрушения горных пород требуют разработки количественных критериев, позволяющих сравнивать различные варианты технологии. Как показывает анализ механизма разрушения горных пород, эффективность процесса определяется комплексом свойств разрабатываемых пород и характеристиками техники и технологии разрушения.

В настоящее время преобладает подход, в соответствии с которым параметры техники и технологии разрушения условно принимаются постоянными, а эффективность процесса оценивается только по свойствам и состоянию горных пород. На этом принципе основаны различные классификации пород по буримости, взрываемости, дробимости и др. [12]. Однако эффективность разрушения определяется не только свойствами горных пород, техникой и технологией процесса, но в большей степени сложным взаимодействием породоразрушающего органа и разрабатываемого массива. Так, Б. И. Воздвиженским [38] убедительно показано, что не может быть единого показателя разрушаемости, пригодного для характеристики горных пород применительно ко всем способам бурения. Например, та или иная горная порода может находиться в различных категориях шкалы буримости в зависимости от способа бурения, глубины скважин и других факторов. Но даже если создавать классификации или комплексные критерии свойств отдельно для каждого случая, они все равно окажутся мало пригодными для практического определения параметров разрушения горных пород. Действительно, на практике может случиться так (и часто случается), что по тем или иным причинам разрушение пород будет вестись не самым рациональным способом и не с теми характеристиками породоразрушающего механизма, которые указаны в его техническом паспорте. Таким образом, наиболее

предпочтительны критерии, где комплексно учитываются как характеристики самого процесса разрушения, так и свойства горных пород.

Исходя из всего этого, в качестве критерия эффективности целесообразно использовать сочетание двух характеристик – интенсивности разрушения P , определяемой техникой и технологией процесса, и комплексного показателя свойств горных пород W , характеризующего трудность их разрушения. Учитывая, что эффективность процесса разрушения увеличивается с ростом P и уменьшением W , в качестве такого критерия целесообразно принять отношение [115]:

$$K_p = \frac{P}{W}. \quad (2.89)$$

Содержание характеристики P определится задачами и характером конкретного процесса разрушения горных пород. Так, при механическом разрушении это может быть скорость бурения или комбайновой проходки, при взрывной отбойке – качество дробления или КПД взрыва и т. п. Однако в общем случае всякий процесс сопровождается собственно затратами на разрушение пород и перемещением разрушенной горной массы. Эффективность первой составляющей можно принять пропорциональной интенсивности процесса V . Второе, т. е. перемещение продуктов разрушения, зависит от их объемной массы ρ .

Структура данного показателя априорно неизвестна, но для возможности использования его в качестве универсального критерия необходимо, чтобы входящие в формулу (8.1) величины образовывали безразмерную комбинацию. Эффективным инструментом анализа в этом случае является теория размерностей [74], которая позволяет не только формализовать задачу, но и глубже понять физическую сущность процесса, выявляя соотношения между его параметрами.

Для каждого конкретного способа разрушения критерий эффективности будет приобретать различный вид. Для обеспечения возможности сравнительной оценки эффективности разрушения пород в различных горно-геологических условиях и использования критериев как классификационных признаков предусмотрена процедура их нормирования путем приведения выражений к виду

$$K_1 = \ln (q_i K_p), \quad (2.90)$$

где q_i – нормирующий множитель, обеспечивающий приведение величины критерия к единому интервалу изменчивости, например, от 0,1 до 10.

Структура и конкретное содержание критериев эффективности определяются на основе анализа физики соответствующих процессов и привлечения инструмента теории размерностей.

2.3.2. Критерии эффективности дробления горных пород взрывом

Качество дробления определяется комплексом свойств горных пород и параметрами БВР в их сложном взаимодействии и взаимобусловленности. Рассмотрению этого вопроса посвящено множество работ (см. раздел 2.2). Физические основы действия взрыва детально рассмотрены в монографии [115]. Некоторые обобщения приведены в работе В. Н. Рождественского [195]. В ней дан системный анализ накопленного исследовательского и практического материала по влиянию различных факторов на качество подготовки горной массы при открытой разработке месторождений. Все факторы, определяющие качество дробления горных пород, автор разделяет на пять категорий:

- Φ - физико-механические и структурные характеристики пород и массива;
- T - технологические параметры горных работ в карьере ;
- \mathcal{E} - энергетические параметры заряда;
- Γ -геометрические параметры заряда ВВ и его расположение на уступе;
- B - средства и способы взрывания.

В качестве критерия оптимизации параметров буровзрывных работ предлагается зависимость вида:

$$d_{\text{cp}} = f_1(\Phi)f_2(T)f_3(\mathcal{E})f_4(\Gamma)f_5(B), \quad (2.91)$$

где d_{cp} – размер среднего куска, который рассматривается как показатель качества дробления горных пород. Вид функций f_i априорно неизвестен, но предполагается, что наиболее адекватным выражением является степенная зависимость. Показатели степени предлагается определять путем анализа результатов опытных взрывов или моделированием процесса. Знак показателя степени отражает положительное или отрицательное влияние фактора на размер среднего куска.

Функция $f_1(\Phi)$ выражает зависимость качества дробления от свойств горных пород. Определению ее вида также посвящено большое число исследований. Плодотворной для целей прогноза является идея В. В. Ржевского [192] об использовании показателей трудности разрушения горных пород в конкретных процессах. Такие показатели представляют собой комплекс свойств горных пород, определяющих эффективность их разрушения. Применительно к разрушению пород взрывом в качестве такого показателя В. В. Ржевским предложена формула эталонного удельного расхода ВВ:

$$q \cong \frac{k_{\text{пл}}[\sigma_p^2 + 2(1 + \nu) \cdot \tau_{\text{сдв}}^2]}{E}, \quad (2.92)$$

где $k_{\text{пл}}$ – коэффициент пластичности; σ_p и $\tau_{\text{сдв}}$ – прочность горной породы при растяжении и сдвиге; ν – коэффициент Пуассона; E – модуль упругости.

Применительно к разработке месторождений открытым способом академиком В. В. Ржевским предлагается другое выражение эталонного удельного расхода ВВ [191], которое исходит из предположения о равной доле участия в дроблении горных пород растягивающих, сжимающих и сдвигающих напряжений:

$$q_{\text{э}} = 0,1K_T (\sigma_p + \sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сдв}}) + 40\gamma, \quad (2.93)$$

где K_T – коэффициент трещиноватости горных пород.

Последнее слагаемое, зависящее от объемного веса пород γ , характеризует затраты энергии взрыва на перемещение кусков породы и их выброс из зоны взрыва. Применительно к оценке качества дробления горных пород данным фактором можно пренебречь.

Другую оценку, учитывающую степень дробления I и коэффициент разрыхления горных пород K_p , предлагает В. Н. Мосинец [141]:

$$q \cong \frac{\sigma_p^2}{2E} \cdot \lg I + \frac{\rho D}{32} \cdot \lg K_p, \quad (2.94)$$

где D – скорость детонации используемого ВВ.

Степень и энергоемкость дробления напрямую определяются размерами естественных отдельностей (блочностью) разрушаемого

массива. В качестве численной оценки данного фактора можно принять линейный модуль трещиноватости массива M_T (1/м).

С точки зрения учета влияния свойств горных пород большой интерес представляет обобщенная энергетическая концепция дробления, которую сформулировал В. Н. Мосинец [139, 141]. Он показал, что процесс разрушения обусловлен только возможной для данной породы плотностью энергии, при которой по всему разрушаемому объему наблюдается равномерное и устойчивое распространение трещин со скоростью, близкой к скорости волн Релея. Этот режим соответствует предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин. В. Н. Мосинец впервые доказал определяющую роль в процессе дробления исходной микротрещиноватости (дефектности) горных пород. В качестве меры, пропорциональной концентрации микротрещин в горной породе, он ввел показатель – коэффициент неоднородности пород k_H . Этот показатель предложено оценивать по отношению энергии деформации трещиноватой породы A_1 к энергии деформации идеально однородной породы A_0 в виде $k_H = 1/3 (A_1/A_0 - 1)$. Учитывая выражение энергии упругой деформации $A = \sigma^2/2E$, отношение A_1/A_0 можно заменить отношением динамического E_d и статического $E_{ст}$ модулей упругости:

$$k_H = \frac{1}{3} \left(\frac{A_1}{A_0} - 1 \right) = \frac{1}{3} \left(\frac{E_d}{E_{ст}} - 1 \right). \quad (2.95)$$

Качество дробления во многом определяется динамикой распространения волны напряжений в горной породе. Этот волновой процесс определяется плотностью среды ρ , ее динамическим модулем упругости E_d и коэффициентом Пуассона ν в виде $(1 + \nu)$.

Таким образом, комплексный показатель свойств пород, определяющий качество их дробления, можно представить в виде функции

$$C = f \left(\frac{[\sigma] \rho (1 + \nu)}{k_H M_T E_d} \right), \quad (2.96)$$

где $[\sigma]$ – комплексная характеристика прочностных свойств горных пород.

Эти и подобные им критерии позволяют оценивать разрушаемость горных пород взрывом по комплексу их свойств. При направ-

ленном изменении этих свойств данные показатели позволяют прогнозировать некоторый количественный результат. Однако эффективность дробления определяется не только свойствами пород, но и параметрами БВР. Например, при успешном изменении свойств горных пород в нужном направлении, но неверно подобранных параметрах БВР (тип ВВ, конструкция зарядов, расстояние между ними и др.) можно получить крайне низкую эффективность взрыва. Следовательно, в критерий эффективности должны включаться и характеристики технологии процесса. Рассмотрим влияние данных факторов на эффективность дробления горных пород.

Комплексной характеристикой взрыва является удельный расход ВВ. Его величина определяется свойствами горных пород и энергетическими характеристиками применяемого ВВ. Роль первого фактора рассмотрена выше. Энергию взрыва можно представить произведением удельной мощности P используемого ВВ и разрушаемого за один взрыв объема массива. Известно, что в энергетическом балансе взрыва лишь его малая часть (несколько процентов) расходуется на полезную работу, т. е. дробление горных пород. Тогда, с учетом КПД взрыва μ , $P = \mu \cdot W_{\text{уд}} \cdot \rho_{\text{ВВ}}$, где $W_{\text{уд}}$ – полная удельная работа взрыва (Дж/кг), $\rho_{\text{ВВ}}$ – плотность ВВ. Другой важной характеристикой заряда ВВ является скорость детонации D (м/с).

Объем разрушаемого взрывом массива пропорционален произведению $(L \cdot N \cdot r^2)$, где N – число зарядов (шпуров или скважин); r – половина среднего расстояния между зарядами (радиус влияния заряда). Тогда произведение Nr^2 (опуская численные коэффициенты) пропорционально площади забоя или поверхности обуриваемого уступа. Показатель L выражает величину уходки или высоту уступа. Пренебрегая величиной КИШ или перебура (в силу их относительно малой изменчивости), в качестве L можно принять глубину шпура или скважины. Значимость введенных показателей подтверждается практикой ведения взрывных работ. Действительно, величина r определяется таким важным показателем, как ЛНС. С увеличением L (при прочих одинаковых условиях) качество дробления горных пород, как правило, улучшается.

Одним из наиболее значимых факторов является диаметр заряда (шпура или скважины) d . Теория и практика взрывного дела показывают [137], что для удлиненных зарядов поверхность зарядной полости пропорциональна ее диаметру, а объем – квадрату диаметра. Поэтому с уменьшением d при одинаковом удельном заряде величина

энергии взрыва, приходящаяся на единицу поверхности зарядной камеры, снижается, что повышает коэффициент полезного действия взрыва. Кроме того, при одинаковом удельном расходе ВВ и неизменном числе зарядов, уменьшение d обуславливает его большую относительную длину. Фронт детонационной волны все больше приближается от сферического к плоскому. Это приводит к более равномерному распределению напряжений в сечениях, параллельных оси заряда и, следовательно, к более равномерному дроблению.

Качество дробления горных пород зависит и от других, не учтенных в данной модели факторов: величины и материала забойки; конструкции заряда, в частности наличия воздушных промежутков, интервалов замедления, порядка и схемы инициирования зарядов и др. Однако учесть количественно каждый из этих факторов весьма затруднительно. Кроме того, их совокупность определяет характер приложения динамической нагрузки к разрушаемому массиву и в этой связи может быть косвенно оценена величиной КПД взрыва μ .

Таким образом, совокупность параметров БВР, определяющих качество дробления горных пород, может быть представлена функцией

$$R = f\left(\frac{\mu W_{\text{уд}} \rho_{\text{ВВ}} N r L}{d}\right). \quad (2.97)$$

В качестве характеристик механического дробления пород ударом используют параметры конкретного дробящего устройства, например мельницы. Применительно к процессам бурения (ударно-поворотный, ударно-вращательный способы) необходимо учитывать энергию и частоту ударов, геометрию бурового инструмента и пр.

Решение главной задачи данной работы – повышение качества дробления горных пород связано с исследованием возможности направленного изменения свойств и состояния горных пород поверхностно-активными веществами. Для выбора оптимальной поверхностно-активной среды и оценки ее действия на результаты дробления горных пород ударом и взрывом требуется обоснование некоторого критерия, позволяющего априорно оценить эффективность предлагаемых мероприятий.

На практике в качестве таких критериев обычно используют различные классификации горных пород по дробимости или взрываемости. Наиболее распространенной из них (базовой) является клас-

сификация пород по взрываемости (шкала Союзвзрывпрома и Госстроя). Эта и подобные ей классификации привязаны, как правило, к названию горной породы и в лучшем случае количественно учитывают лишь коэффициент крепости. Поэтому надежным инструментом проектирования взрывных работ они служить не могут. В реальной практике оптимальные параметры БВР определяются путем опытного взрывания и для каждого горного предприятия формируется своя классификация горных пород. Такой подход отражает существующие горно-геологические условия и при их изменении оказывается нероботоспособным.

Эффективность процесса дробления определяется не столько отдельно параметрами технологии, применяемой техники и свойствами горных пород, сколько сложным взаимодействием указанных факторов. С учетом этого наиболее адекватной оценкой является форма критерия (8.1). Применительно к процессу дробления горных пород ударом и взрывом этот критерий можно представить в виде:

$$K_{др} = R/C, \quad (2.98)$$

где R – совокупность показателей БВР, определяющих качество дробления горных пород; C – комплексный показатель свойств, характеризующий трудность разрушения горных пород в данном процессе.

Выше приведен анализ структуры данных показателей (уравнения (2.96), (2.97)). Объединяя данные уравнения, получим:

$$K_{др} = f \left\{ \frac{\mu W_{ВВР} \rho_{ВВ} N r L}{d} \cdot \frac{k_n M_T E_d}{[\sigma] \rho (1 + \nu)} \right\}. \quad (2.99)$$

Таким образом, задачей исследований является определение вида данного критерия.

В соответствии с вышеизложенными принципами, входящие в формулу (2.99) величины должны образовывать безразмерную комбинацию. Поэтому для нахождения вида критерия используем методы теории размерностей [61]. На первом шаге исключим из формулы безразмерные величины (коэффициенты): КПД взрыва μ , число шпуров или скважин N , коэффициент неоднородности k_n и коэффициент Пуассона ν горных пород. Пусть оставшиеся размерные показатели

входят в формулу критерия в некоторой (заранее неизвестной) степени α_i . Тогда

$$K_{др} = f \{ W_{ВВ}^{\alpha_1}; \rho_{ВВ}^{\alpha_2}; r^{\alpha_3}; L^{\alpha_4}; M_T^{\alpha_5}; E_d^{\alpha_6}; d^{\alpha_7}; [\sigma]^{\alpha_8}; \rho^{\alpha_9} \}. \quad (2.100)$$

Примем в качестве базовых единицы измерения: длины L , массы M , времени T . Тогда параметры, входящие в уравнение (2.100), будут иметь размерности:

- удельная теплота взрыва $W_{ВВ}$, Дж/кг = кг·м²/с²·1/кг – L^2T^{-2} ;
- плотность ВВ и горных пород $\rho_{ВВ}$, ρ , кг/м³ – ML^{-3} ;
- радиус, диаметр и длина заряда r , d , L , м – L^1 ;
- модуль трещиноватости M_T , 1/м – L^{-1} ;
- модуль упругости, прочность пород E , $[\sigma]$, Па = кг/(м·с²) – $ML^{-1}T^{-2}$.

Подставим в уравнение (2.100) вместо символов их размерности:

$$0 = f[(L^2T^{-2})^{\alpha_1}; (ML^{-3})^{\alpha_2}; (L)^{\alpha_3}; (L)^{\alpha_4}; (L^{-1})^{\alpha_5}; (ML^{-1}T^{-2})^{\alpha_6}; (L)^{\alpha_7}; (ML^{-1}T^{-2})^{\alpha_8}; (ML^{-3})^{\alpha_9}] \quad (2.101)$$

Чтобы данное уравнение было однородным относительно размерностей, должны выполняться следующие соотношения между показателями степени:

$$\left\{ \begin{array}{l} \text{для } L \Rightarrow 0 = 2\alpha_1 - 3\alpha_2 + \alpha_3 + \alpha_4 - \alpha_5 - \alpha_6 + \alpha_7 - \alpha_8 - 3\alpha_9; \\ \text{для } M \Rightarrow 0 = \alpha_2 + \alpha_6 + \alpha_8 + \alpha_9; \\ \text{для } T \Rightarrow 0 = -2\alpha_1 - 2\alpha_6 - 2\alpha_8. \end{array} \right. \quad (2.102)$$

Имеем три уравнения с девятью неизвестными. В соответствии с теоремой Букингема (π -теорема), решение данной системы уравнений позволяет получить $9 - 3 = 6$ различных безразмерных соотношений рассматриваемых показателей. Анализ этих соотношений с точки зрения их соответствия физике процесса дробления горных пород позволил принять следующую структуру критерия эффективности:

$$K_{др} = f \left\{ \left(\frac{\rho_{ВВ}}{\rho} \right)^{\alpha_2}; (M_T \cdot r)^{\alpha_3}; (L \cdot M_T)^{\alpha_4}; \left(\frac{E_d}{W_{ВВ\rho}} \right)^{\alpha_6}; \left(\frac{[\sigma]}{W_{ВВ\rho}} \right)^{\alpha_7}; (M_T d)^{\alpha_8} \right\}. \quad (2.103)$$

В данном уравнении все выражения в скобках являются безразмерными соотношениями. Следовательно, при любых показателях степени α_i они останутся безразмерными. Тогда задача анализа состоит в таком подборе значений α_i , при котором выражение критерия соответствовало физике процесса дробления пород. Из теоретического анализа процесса можно сделать следующие выводы.

Показатели $[\sigma]$ и E_d определяют удельную энергоемкость дробления в виде $[\sigma]^2/2E_d$. Причем в формуле критерия эта величина заведомо должна быть в знаменателе. Тогда показатель степени $\alpha_7 = -2$ и $\alpha_6 = 1$.

Выше показано, что поверхность зарядной полости пропорциональна квадрату диаметра заряда d^2 и его уменьшение приводит к более равномерному распределению напряжений в горной породе и, следовательно, к более равномерному дроблению. Поэтому примем $\alpha_8 = -2$.

При анализе параметров БВР установлено, что с увеличением высоты уступа (а следовательно, и длины скважины L) при прочих одинаковых параметрах взрывания степень дробления пород улучшается. По данным ИГТМ АН УССР, с ростом L увеличивается длительность истечения продуктов взрыва из скважины, что также способствует более качественному дроблению пород. Радиус действия заряда r (как половина среднего расстояния между зарядами) пропорционален ЛНС. Произведение $r^2 L$ выражает объем разрушения горных пород единичным зарядом. Исходя из этих соображений, примем $\alpha_3 = 2$ и $\alpha_4 = 1$.

Подставив принятые величины показателей степени α_i , получим:

$$K_{др} = f \left\{ \frac{E_d M_T r^2 L \rho_{ВВ} W_{ВВ}}{[\sigma] d^2} \right\}. \quad (2.104)$$

Введем ранее опущенные при анализе безразмерные величины: μ , N , k_n , ν . КПД взрыва входит в выражение $\mu \rho_{\text{ВВ}} W_{\text{ВВ}}$ и определяет полезную работу взрыва. Коэффициент Пуассона входит в комплексную прочностную характеристику пород. Таким образом, критерий эффективности дробления горных пород взрывом запишется в виде:

$$K_{\text{др}} = \left\{ \frac{k_n M_T E_d \mu \rho_{\text{ВВ}} W_{\text{ВВ}} r^2 L}{[\sigma] d^2} \right\}. \quad (2.105)$$

С учетом процедуры нормирования запишем формулу критерия уравнением

$$K_{\text{др}} = \ln < q_i \left\{ \frac{k_n M_T E_d \mu \rho_{\text{ВВ}} W_{\text{ВВ}} r^2 L}{[\sigma] \rho d^2} \right\} >. \quad (2.106)$$

Здесь введением нормирующего множителя q_i и процедурой логарифмирования значения показателя для различных пород и условий взрывания приводятся к интервалу от 0 до 10. В работе [115] показана работоспособность данного критерия.

2.3.3. Критерии эффективности процессов бурения

Конкретное содержание критерия эффективности (8.1) зависит от четко поставленной цели исследований. Применительно к механическому разрушению горных пород такими целями могут служить повышение производительности процесса, снижение износа и затупления породоразрушающего инструмента, уменьшение выхода пыли и др.

Таким образом, данные критерии позволяют оценивать эффективность различных процессов и систематизировать горные породы по трудности их разрушения с различных позиций – производительности, износа инструмента, выхода пыли. Как правило, при проектировании буровых работ желательно достижение всех трех целей, но значимость целей в различных условиях может быть различной. Например, при бурении слабых, но высокоабразивных пород мощной буровой установкой повышение скорости бурения может оказаться менее актуальным, чем уменьшение расхода бурового инструмента. В стесненных условиях горной выработки при выходе пыли, превышающем санитарные нормы, данный фактор может оказаться доминирующим. Тогда, учитывая одинаковый интервал изменчивости крите-

риев, можно использовать обобщенную оценку эффективности буровых работ в виде:

$$K_o = k_1 K_1 + k_2 K_2 + k_3 K_3, \quad (2.107)$$

где k_1, k_2, k_3 – доли или индексы значимости каждого из факторов в реальном технологическом процессе с учетом материальных затрат и социального эффекта; при этом $k_1 + k_2 + k_3 = 1$.

Анализ закономерностей любого способа разрушения показывает, что эффективность процесса в первую очередь определяется свойствами горных пород [38]. Обобщая результаты многочисленных исследований данного вопроса, применительно к процессам бурения можно отметить следующее.

Как теория, так и практика показывают, что производительность (скорость) бурения обратно пропорциональна прочности горных пород [137] $V_{\text{бур}} \sim 1/[\sigma]^n$. Для различных способов и условий бурения показатель степени n изменяется от 0,5 до 2. В качестве прочностной характеристики $[\sigma]$ в расчетных формулах используют коэффициент крепости f , прочность при растяжении σ_r , сжатии $\sigma_{\text{сж}}$, сдвиге $\tau_{\text{сдв}}$ или их сочетание. Кроме того, на удаление разрушенной породы (шлама) нужны дополнительные затраты энергии, что требует учета объемного веса горных пород γ . На основе такого анализа академиком В. В. Ржевским предложен показатель относительной трудности бурения [191]:

$$П_6 = A (\sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сдв}} + B \gamma), \quad (2.108)$$

где $A = 7 \cdot 10^{-8}$ и $B = 10^3 \text{ м}$ – коэффициенты, введенные из соображений размерности.

Все горные породы по величине $П_6$ подразделяют на 5 классов и 25 категорий. Породы с $П_6 > 25$ относят к внекатегорным. Однако все многообразие реальных процессов бурения, столь различных по своей физической природе, вряд ли возможно описать единым показателем. На это указывал и сам В. В. Ржевский [191], предлагая данный показатель лишь как относительную меру трудоемкости бурения. Считается, что скорость бурения обратно пропорциональна величине показателя $П_6$. Однако применительно к современным станкам ударного бурения это справедливо для горных пород средней крепости и выше. В слабых трещиноватых породах энергия удара расходуется на переизмельчение породы и эффективность процесса бурения резко падает. Напротив, при вращательном бурении показатель $П_6$ может

быть адекватной оценкой процесса лишь для пород невысокой крепости. В прочных породах объемное разрушение практически прекращается, и лезвия сверла работают в режиме истирания, мало зависящем от прочности горных пород. Таким образом, данный показатель нельзя использовать для расчета параметров конкретных способов бурения, но он весьма полезен для относительной оценки различных пород по сопротивляемости разрушению.

Большое влияние на энергоемкость и, следовательно, на производительность процессов бурения оказывает характер деформирования горных пород при разрушении. Снижение модуля упругости E приводит к росту работы разрушения при той же прочности пород. Кроме того, часто снижение E сопровождается появлением пластической деформации пород, что еще больше увеличивает энергоемкость их разрушения. Проигрыш в энергоемкости за счет пластифицирования горных пород можно оценить коэффициентом пластичности $k_{пл}$. В общем случае $V_{бур} \sim E/k_{пл}$. Однако следует отметить, что не всегда повышение энергоемкости бурения ведет к снижению производительности процесса. Например, при вращательном бурении все более пластичных пород циклический режим хрупкого скола может переходить в процесс плавного снятия стружки, что сопровождается повышением эффективности процесса.

Определяющее значение в процессах бурения имеет скорость приложения нагрузки. С увеличением скорости нагружения за счет снижения упругого последствия и релаксации напряжений, а также уменьшения влияния дефектов структуры прочность горных пород существенно возрастает. Особенно заметна разница между статическим и динамическим модулями упругости. Поэтому при проектировании процессов бурения свойства горных пород всегда необходимо определять при соответствующих данному процессу скоростях нагружения.

Как мы видим, зависимость эффективности процессов бурения от внутренне присущих горной породе ее физических свойств далеко не однозначна. В этих условиях на практике широко используются так называемые горно-технологические характеристики пород, определяемые путем моделирования соответствующего процесса. К таким характеристикам относится буримость горных пород, которая измеряется в метрах пробуренного шпура или скважины в единицу времени, т. е. фактически – это результат хронометража работы конкретной бурильной машины, управляемой конкретными операторами. В этом

качестве такой показатель дает субъективную информацию о процессе и имеет ценность лишь для условий данного предприятия. Более объективную оценку буримости горных пород можно получить, используя один из следующих показателей.

Для расчета процесса ударного бурения М. М. Протодяковым (младшим) [179] предложен динамический коэффициент крепости горных пород f_d , определяемый методом толчения. Сущность метода заключается в оценке характеристик дробления пород путем многократного сбрасывания на них груза и анализа продуктов разрушения. Доказано, что производительность ударного бурения обратно пропорциональна величине этого показателя $V_{\text{бур}} \sim 1/f_d$.

Для оценки динамических процессов Л. И. Барон [16] предложил использовать показатель дробимости горных пород $V_{\text{макс}}$. В отличие от динамического коэффициента крепости $V_{\text{макс}}$ определяется при однократном сбрасывании груза на образец горной породы, что исключает повторное дробление, всегда протекающее в непредсказуемо меняющихся условиях по мере измельчения породы. Л. И. Барон считает, что $V_{\text{бур}} \sim V_{\text{макс}}^{1/2}$.

Наиболее широко в расчетах процессов бурения используется показатель контактной прочности горных пород P_k (Л. Б. Глатман) [14]. При определении величины P_k в сущности моделируется процесс внедрения инструмента в поверхность горной породы, поэтому $V_{\text{бур}} \sim 1/P_k$.

Износ и затупление бурового инструмента в первую очередь определяются абразивностью горных пород [13, 38]. При проектировании процессов горного производства наиболее часто используется показатель абразивности Л. И. Барона [17], который определяется по потере массы истираемого о горную породу эталонного материала.

Образование и выход пыли при механическом разрушении пород определяются работой ядра уплотнения [175]. Объем такого ядра, возникающего под породоразрушающим инструментом, зависит от прочности разрабатываемых пород.

Технология процессов, конструкция бурильных машин и их рабочих органов так же многообразны, как и способы бурения. Конкретные механизмы бурения рассмотрены в соответствующих разделах, поэтому здесь остановимся на более общих закономерностях и тенденциях, характерных для всех или большинства способов бурения.

Энергия и скорость удара. Теория и практика показывают, что с ростом энергии удара Q скорость бурения линейно растет, а его энергоемкость q нелинейно снижается [38]. При этом наиболее заметно снижение энергоемкости бурения при небольших значениях Q и в дальнейшем q практически не меняется. Это означает, что с энергетических позиций увеличивать энергию ударов целесообразно лишь до некоторого предела. Однако увеличение Q сопровождается существенным положительным моментом, а именно снижается влияние на показатели бурения геометрии инструмента и свойств горных пород. Поэтому увеличение энергии ударов во всех случаях выгодно, особенно при разрушении таких неоднородных по свойствам материалов, как горные породы.

Энергия удара определяется массой m и скоростью v ударника: $Q = mv^2/2$. Зависимость производительности бурения от скорости приложения нагрузки $V_{\text{бур}} = f(v)$ имеет экстремальный характер. При превышении некоторого предела $v = v_{\text{опт}}$ скорость бурения резко падает. Это обусловлено тем, что при повышении скорости приложения нагрузки ухудшаются условия передачи энергии от инструмента породе за счет кратковременности импульса и увеличивается прочность и твердость разрушаемых пород. Кроме того, следует учитывать, что для каждого материала существует критическая скорость приложения нагрузки, превышение которой может привести к разрушению ударного узла бурового станка. В этих условиях дальнейшее повышение энергии удара возможно путем увеличения массы ударника. Однако это неизбежно сопровождается увеличением габаритов и массы бурового станка, что особенно нежелательно при бурении в подземных условиях.

Частота ударов. При малой частоте ударов производительность бурения зависит только от их энергии [137]. При достижении некоторого предела, зависящего от свойств горных пород, происходит интерференция напряжений от смежных воздействий, т. е. в горной породе еще присутствуют остаточные напряжения от предыдущего удара, на которые накладываются напряжения от последующего. Это усиливает действие ударов, повышая скорость бурения. Другой эффект при увеличении частоты ударов – явление усталости. За счет увеличения циклов нагружения в горной породе растет число микротрещин, которые не успевают залечиваться за интервал между ударами. Прочность породы за счет явления усталости может снизиться в несколько раз.

Осевое усилие (усилие подачи) [137]. При ударно-поворотном (перфораторном) бурении цикл складывается из следующих элементов: движение инструмента к забою, внедрение его в породу (удар), отскок с одновременным поворотом на некоторый угол β . Очевидно, что оптимальным будет такое усилие подачи, которое обеспечит, с одной стороны, минимальный холостой ход (отскок), с другой – нужный поворот инструмента уже после выхода его из породы (в противном случае произойдет заклинивание и остановка перфоратора). Величина оптимального осевого усилия зависит от свойств горных пород и типа перфоратора, но для ударно-поворотного бурения она не превышает 1500 Н. Следует учитывать, что при бурении ручными машинами осевое давление создается рабочими вручную или с помощью пневмоподдержки.

В машинах с независимым вращением инструмента оптимальное осевое усилие может достигать 3000 Н (режим ударно-вращательного бурения), что обеспечивает большую производительность процесса, но одновременно и большой износ инструмента. Увеличение осевого давления до 10000 Н при большом крутящем моменте переводит разрушение из ударно-вращательного во вращательно-ударное с резким повышением скорости бурения, но ограниченной областью применения – горные породы средней и ниже средней крепости.

При вращательном бурении максимальная производительность процесса достигается при строго фиксированной величине осевого усилия на инструмент $P_{\text{опт}}$. Это оптимальное усилие зависит от свойств горных пород и скорости вращения инструмента. Любое отступление от $P_{\text{опт}}$ приводит к снижению производительности процесса.

В общем случае усилие подачи инструмента должно быть таким, чтобы обеспечить объемное разрушение горных пород. При слишком малых усилиях рабочий орган будет работать в малоэффективном режиме истирания. Чрезмерные осевые усилия могут привести к заклиниванию и поломке инструмента.

Диаметр шнуров (скважин). Еще в XIX веке Н. С. Успенский показал, что при одинаковой энергоемкости и объеме разрушения линейная скорость бурения V обратно пропорциональна площади или квадрату диаметра шнура:

$$\frac{V_X}{V_0} = \left(\frac{d_0}{d_X} \right)^2, \quad (2.109)$$

т. е. с увеличением диаметра шпура линейная скорость его бурения уменьшается. Однако практика буровых работ свидетельствует, что строго квадратическая зависимость в реальных условиях не выдерживается. Это свидетельствует об изменении энергоемкости процесса при бурении шпуров или скважин различного диаметра. В общем случае

$$V_X = V_0 \cdot \left(\frac{d_0}{d_X} \right)^n, \quad (2.110)$$

где показатель степени n меняется в зависимости от типа машины и свойств пород от 1 до 2,5. При этом n повышается с увеличением мощности бурового станка и уменьшением крепости пород.

Объемную скорость бурения W , которая характеризует энергоемкость процесса, можно представить в виде произведения линейной скорости бурения на площадь поперечного сечения шпура S :

$$W_X = V_X S = V_0 \cdot \left(\frac{d_0}{d_X} \right)^2 \cdot \left(\frac{\pi d_X^2}{4} \right) = \frac{\pi}{4} V_0 \cdot d_0^2 \cdot d_X^{2-n}. \quad (2.111)$$

Тогда с увеличением диаметра шпуров при $n < 2$ объемная скорость бурения будет расти, при $n = 2$ – оставаться постоянной и при $n > 2$ – нелинейно убывать. Практика показывает, что в горных породах выше средней крепости ($f > 12-14$) показатель $n < 2$, т. е. с увеличением диаметра шпуров эффективность процесса бурения растет. В таких породах применяется преимущественно перфораторное бурение или разрушение шарошками. В слабых породах (при $n < 2$) с увеличением диаметра шпуров для сохранения той же производительности процесса необходимо пропорционально увеличивать мощность бурового станка, т. е. частоту вращения, усилие подачи или энергию ударов.

Глубина шпуров (скважин). Скорость бурения с увеличением глубины шпуров заметно снижается. Это обусловлено выходом шпуров в зону опорного давления, где горные породы находятся в объемном напряженном состоянии, что сопровождается возрастанием их прочности. Кроме того, с увеличением длины и массы бурового снаряда ухудшаются условия его работы. В частности, с ростом длины

бура уменьшается величина крутящего момента на буровой инструмент. С увеличением массы бура ухудшаются условия передачи энергии удара от поршня к инструменту. Опыт перфораторного бурения показывает, что зависимость механической скорости бурения от глубины шпуров L имеет затухающий характер и может быть описана соотношением

$$\frac{V_X}{V_0} = \left(\frac{L_0}{L_X} \right)^{1/4}. \quad (2.112)$$

Анализ физики различных способов бурения позволяет выделить наиболее значимые факторы техники и технологии, определяющие производительность V конкретного процесса. В частности, для ударно-поворотного (перфораторного) бурения к таким факторам относятся: частота и энергия ударов n и Q , диаметр буровой коронки (шпура) d , коэффициент трения инструмента о породу $f_{тр}$. Учитывая динамический характер взаимодействия бурового инструмента с горной породой, пластическими деформациями последней можно пренебречь, т. е. принять $k_{пл} = 1$. Рассмотрение всех влияющих факторов с позиций теории размерности позволило получить их безразмерную комбинацию для перфораторного бурения на основе уравнения (2.89). С учетом процедуры нормирования (уравнение (2.90)) критерий эффективности перфораторного бурения запишется в виде

$$K_{1(п)} = \ln \left\{ q_i \rho E \cdot \left[\frac{nQ}{d^2 \tau_{сдв} f_{тр} (\sigma_p + \sigma_{сж} + \tau_{сдв})} \right]^2 \right\}. \quad (2.113)$$

Аналогичным образом получены критерии эффективности и для других способов бурения [115]:

- вращательное бурение

$$K_{1(в)} = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E}{k_{пл}} \cdot \left[\frac{nP_Y}{d P_K f_{тр} (\sigma_p + \sigma_{сж} + \tau_{сдв})} \right]^2 \right\}; \quad (2.114)$$

- вращательно-ударное бурение

$$K_{1(в-у)} = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E}{k_{\text{пл}}} \cdot \left[\frac{n (P_Y + Q/d)}{d P_K f_{\text{тр}} (\sigma_p + \sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сдв}})} \right]^2 \right\}; \quad (2.115)$$

- шарошечное бурение

$$K_{1(ш)} = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E}{k_{\text{пл}}^3} \cdot \left[\frac{n m P_Y^2}{D L^2 \sigma_p^2 (\sigma_p + \sigma_{\text{сж}} + \tau_{\text{сдв}})} \right]^2 \right\}. \quad (2.116)$$

В данных формулах: P_K – контактная прочность горных пород; n – частота ударов или частота вращения инструмента; P_Y – осевое усилие (усилие подачи); Q – энергия удара; d – диаметр шпура, скважины или шарошки; m – число шарошек; L – шаг установки зубьев шарошки.

Износ и затупление бурового инструмента, помимо влияния на механическую скорость бурения, определяют материальные затраты на бурение и связаны с перерывами в работе на замену инструмента. Эффективность процесса бурения с этой точки зрения можно определить формулой критерия:

$$K_{\text{и}} = \frac{S}{A}. \quad (2.117)$$

Здесь показатель S может рассматриваться как стойкость инструмента, т. е. его максимальный пробег до замены. Показатель A характеризует свойства горной породы, определяющие ее способность изнашивать трущийся об нее инструмент. В качестве такой характеристики можно принять абразивность Z , которая определяется по потере массы истираемого о горную породу материала. Ее величина, помимо характеристик самой горной породы, зависит от режима истирания, т. е. от усилий на инструмент P_y и времени его контакта с породой t .

Применительно к перфораторному бурению Ю. И. Протасовым [177] установлено, что скорость износа буровых коронок пропорциональна величине $(nQ^2)^{1/4}$. Тогда стойкость коронок будет пропорциональна отношению $\Delta/(nQ^2)$, где Δ – предельная величина площадки затупления. По Э. О. Миндели [137], эта величина зависит от коэффициента крепости пород и при $f < 10$ может быть определена эмпирическим выражением, мм: $\Delta = 4,9 - 0,15f$.

В уравнении (2.117) показатель A должен характеризовать свойства горной породы, определяющие ее способность изнашивать буровой инструмент. В качестве такой комплексной характеристики целесообразно принять абразивность горных пород. Применительно к процессу бурения и резания абразивность может оцениваться по потере массы Z истираемого о горную породу эталонного материала [17]. Ее величина, помимо характеристик самой породы, зависит от режима истирания, т. е. от времени t контакта инструмента с породой и осевого усилия P_Y . Анализ размерностей показывает, что критерий эффективности перфораторного бурения, зависящий от износа и затупления бурового инструмента, может быть представлен в виде:

$$K_{2(п)} = \ln \left\{ q_i \cdot \frac{\Delta [\sigma] P_Y^3 t}{n Q^2 Z P_K} \right\}; \quad (2.118)$$

Аналогично для других способов бурения получены следующие выражения критерия эффективности:

- вращательное бурение

$$K_{2(в)} = \ln \left\{ q_i \cdot \frac{\Delta [\sigma] P_Y^2}{k_r P_K^2 n^2 d^4 Z} \right\}; \quad (2.119)$$

- вращательно-ударное бурение

$$K_{2(в-у)} = \ln \left\{ q_i \frac{\Delta [\sigma] (P_Y + Q/d)^2}{k_r P_K^2 n^2 d^4 Z} \right\}; \quad (2.120)$$

- шарошечное бурение

$$K_{2(ш)} = \ln \left\{ q_i \frac{L [\sigma] P_Y}{P_K n^2 d^2 Z} \right\}, \quad (2.121)$$

где Δ – предельно допустимая величина площадки затупления инструмента;

$[\sigma]$ – прочность материала инструмента;

k_r – коэффициент геометрии резца.

Структура критерия эффективности бурения с точки зрения выхода пыли может быть представлена уравнением:

$$K_{\Pi} = k_0 \cdot \frac{C_p}{C_{\Pi}}, \quad (2.122)$$

где C_p – производительность (скорость) разрушения;

C_{Π} – интенсивность пылеобразования;

k_0 – коэффициент, учитывающий эффективность подавления уже образовавшейся пыли.

Здесь величины C_p и C_{Π} определяются свойствами пород, физической процесса разрушения и в частности параметрами ядра уплотнения. Эффективность подавления уже образовавшейся пыли оценивается коэффициентом k_0 , показывающим, какая часть пыли удаляется из атмосферы. В общем случае величина k_0 определяется схемой и интенсивностью проветривания, использованием водяных завес, орошением забоя и др. Анализ указанных факторов позволил получить выражения соответствующих критериев эффективности:

- ударное (перфораторное) бурение

$$K_{3(\Pi)} = \ln \left\{ q_i k_0 \cdot \frac{[\sigma] Q^2}{f_{\text{тр}} E \sigma_p^2 r^4 d^2} \right\}, \quad (2.123)$$

где r – радиус заточки буровой коронки;

- вращательное бурение

$$K_{3(\text{в})} = \ln \left\{ q_i k_0 \cdot \frac{[\sigma] P_Y^2}{k_{\Gamma} P_{\text{к}}^3 n^2 d^5} \right\}; \quad (2.124)$$

- вращательно-ударное бурение

$$K_{3(\text{в-у})} = \ln \left\{ q_i k_0 \cdot \frac{[\sigma] (P_Y + Q/d)^2}{k_{\Gamma} P_{\text{к}}^3 n^2 d^5} \right\}. \quad (2.125)$$

Опытная проверка работоспособности данных критериев, выполненная для условий бурения шпуров и скважин в различных шахтах Урала и Донбасса, показала их высокую достоверность и надежность [116].

Таким образом, данные критерии позволяют оценивать эффективность различных процессов бурения и систематизировать горные породы по трудности их разрушения с различных позиций – производительности, износа инструмента, выхода пыли.

3. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ

3.1. Поверхностно-активные вещества (ПАВ) и их использование в горном деле

Влияние среды на прочность и деформируемость материалов как научный факт отмечалось еще в конце XIX века. По-видимому, первой публикацией (1903 г.), посвященной воздействию активных сред на горные породы, следует считать работу Кобленца (Coblents W.W. *Phis. Rev.*, 1903, p. 389). Он описал факт значительного повышения пластичности каменной соли при деформировании ее в соляных растворах. Позднее (1914 г.) эту же закономерность наблюдал Клейнханс [Kleinhanns K.Z. *Phisik*, 1914, Bd. 15, p. 362].

Детально исследуя это явление на примере воздействия хлористого натрия на ионные кристаллы, академик А. Ф. Иоффе установил существенное влияние дефектов поверхности на прочность твердых тел* эффект Иоффе. Исследуя природу этого эффекта, Орован (Orowan E. Z.) и Поляни (Polanyi M. Z.) в 1933 году сформулировали понятие о дислокациях. Ранее (1926 г.) Я. И. Френкель указал на роль диффузии точечных дефектов – вакансий и атомов внедрения.

В нашей стране интенсивное развитие исследований в данном направлении началось с конца двадцатых годов прошлого века, когда П. А. Ребиндером был открыт эффект облегчения деформации и разрушения тел в результате адсорбционного понижения их свободной поверхностной энергии [185].

Свойства и состояние горных пород определяются их минеральным составом и строением и в значительной мере их трещинной структурой. Перспективным средством управления процессами зарождения и развития трещин служат поверхностно-активные вещества (ПАВ). Поверхностно-активными называют вещества, положительно адсорбирующиеся на поверхности раздела фаз, т. е. образующие на поверхности адсорбционный слой [213]. Основанное и разработанное П. А. Ребиндером фундаментальное научное направление – физико-химическая механика изучает связь механических свойств дисперсных систем и материалов с их структурой и явлениями, протекающими на границе раздела фаз. Труды П. А. Ребиндера и его последователей [124, 185, 236, 239] заложили теоретический фундамент для соз-

*Иоффе А. Ф. Физика кристаллов. – М.: Госиздат, 1929.

дания методов управления механическими свойствами материалов с помощью поверхностно-активных веществ. П. А. Ребиндер первым связал адсорбционные процессы, происходящие на поверхности раздела, с механическими свойствами твердых тел [185]. Впоследствии это явление было названо «эффектом Ребиндера» [55].

Адсорбция приводит к аномально высокой концентрации вещества (адсорбата) из газообразной или жидкой среды на поверхности ее раздела с жидкостью или твердым телом (адсорбентом) [213]. Молекулы адсорбата связываются с атомами поверхности дипольным (физическая адсорбция) или обменным взаимодействием (хемосорбция). При этом с ростом температуры скорость физической адсорбции уменьшается в силу увеличения подвижности молекул адсорбата, в то время как скорость хемосорбции обычно возрастает из-за ускорения химических реакций.

Зависимость количества адсорбированного вещества от концентрации его в растворе при постоянной температуре называется изотермой адсорбции. В общем случае на изотерме адсорбции выделяют три ее участка, соответствующие трем этапам адсорбции: образование мономолекулярного слоя, полимолекулярная сорбция, капиллярная конденсация [56]. На первом этапе молекулы адсорбата покрывают всю доступную им поверхность твердого тела (поверхность трещин и пор, контакты минеральных зерен), образуя одномолекулярный адсорбционный слой. Этот процесс приводит к уменьшению удельной поверхностной энергии тела e_s . За счет этого возникает движущая сила, действующая в плоскости, касательной к поверхности, отнесенной к единице длины контура, ограничивающего эту поверхность. Эта сила обуславливает движение адсорбированных молекул (двумерная миграция) по поверхности трещин до тех пор, пока размеры молекулы не будут сопоставимы с шириной раскрытия трещины. При этом в ее тупике создается двумерное давление, облегчающее разрушение тела и дальнейшее развитие трещины. Эта движущая сила, отнесенная к единице длины контура, ограничивающего поверхность, может быть представлена как разность удельной поверхностной энергии тела в вакууме (o) и тела, покрытого адсорбционным слоем данной степени насыщения (Γ), т. е. $P_s = e_{s(o)} - e_{s(\Gamma)}$ [123].

Внешняя поверхность такого одномолекулярного адсорбционного слоя может обладать значительной лиофильностью, т. е. моле-

кулярным сродством к окружающей жидкости. Поэтому поверхность трещин может связывать молекулярными силами не только адсорбционный слой, но и переходные сольватные слои жидкости (второй этап). При этом связь молекул с поверхностью убывает с увеличением расстояния от поверхности. Такие сольватные слои жидкости при деформации тела оказывают расклинивающее давление на стенки трещины [124]. Если поверхность тела смачивается жидкостью, то возможен третий этап – капиллярная конденсация пара в капиллярах, микротрещинах и на контактах зерен. Таким образом, даже незначительные добавки ПАВ способны резко усилить адсорбционную способность растворов и, следовательно, влиять на свойства и состояние горных пород.

В настоящее время известно достаточно большое число различных классификаций поверхностно-активных веществ: по механизму их действия [148], по характеру диссоциации [213], по токсичности [44] и др. По П. А. Ребиндеру [185], все ПАВ в соответствии с их состоянием в водных растворах можно разделить на две большие группы – полуколлоидные ПАВ, обладающие моющими свойствами (обычные и синтетические мыла) и ПАВ, образующие в воде истинные растворы (спирты, жирные кислоты, амины).

В соответствии с рекомендациями организации по стандартизации (ISO), III Международный конгресс по ПАВ принял классификацию, основанную на химической структуре соединений [2]. В соответствии с этой классификацией, выделяют четыре основных класса ПАВ [1, 8].

1. Анионоактивные (АПАВ) – вещества, содержащие в молекуле гидрофобную часть и одну или несколько полярных групп и диссоциирующие в водном растворе с образованием отрицательно заряженных длинноцепочечных органических ионов, определяющих их поверхностную активность. К этому классу относятся соли карбоновых кислот (мыла), алкилсульфаты, алкилсульфонаты, азотосодержащие ПАВ и др.

2. Катионоактивные (КПАВ) – вещества, диссоциирующие в водных растворах с образованием поверхностно-активного катиона с гидрофобной цепью. К катионоактивным ПАВ в основном относят азотосодержащие соединения (аммониевые основания, соли аминов).

3. Неионогенные (НПАВ) – состоят из нескольких полярных групп и в воде не образуют типичных ионов. Наиболее известны ОП-4, ОП-7, ОП-10, являющиеся продуктами взаимодействия алкилфено-

лов с окисью этилена, а также спирты, карбоновые кислоты, полимеры и др.

4. Амфотерные (АмПАВ) – содержат в молекуле гидрофильный радикал, способный быть акцептором или донором протона в зависимости от pH раствора. АмПАВ содержат одну или несколько щелочных и кислотных групп. В зависимости от pH могут проявлять свойства катионных или анионных ПАВ.

Собственно поверхностно-активными веществами принято называть органические соединения с асимметричной молекулярной структурой, которые содержат атомные группы, резко отличающиеся характером взаимодействия с окружающей средой [213]. Так, гидрофобная (лиофильная) часть молекул ПАВ включает один или несколько углеводородных радикалов (RC_nH_{2n+1} , RC_6H_5 и др.). Гидрофильная часть таких молекул образует одну или несколько полярных групп (OH^- , $COOH^-$, NH_2^- , SO_3^- и др.). Именно такая, называемая дифильной структура и обуславливает высокую адсорбционную способность ПАВ. Однако еще П. А. Ребиндером, а затем и другими исследователями для воздействия на горные породы, помимо собственно поверхностно-активных веществ, широко использовались электролиты, растворы солей, расплавы и пр.

По Е. Д. Щукину [239], возможность, форма и интенсивность протекания процессов адсорбционного воздействия среды на твердые тела определяются тремя группами факторов: химической природой среды и твердого тела, дефектами структуры тела и условиями деформирования и разрушения (температурой, видом и интенсивностью напряженного состояния тела, количеством и фазовым состоянием среды, продолжительностью ее контакта с твердым телом). При этом в зависимости от данных факторов эффект Ребиндера может проявляться в следующих формах [158, 236]: увеличении хрупкости при снижении прочности тела, ускорении пластических деформаций при снижении предела упругости, уменьшении долговечности вплоть до самопроизвольного диспергирования, активизации ползучести и др.

В основе такого действия ПАВ лежит адсорбционное понижение поверхностной энергии твердого тела и связанное с этим развитие микро- и макротрещиноватости, т. е. изменение параметров строения тела. В силу сложности этого явления (эффекта Ребиндера) до настоящего времени удовлетворительной теории, позволяющей количественно описать механизм действия ПАВ, не создано [158]. Однако большинство исследователей признают, что главным фактором, обу-

словливающим рост трещин, является облегчение разрыва связи между атомами при их контакте с атомом ПАВ под действием растягивающих напряжений. Дополнительный эффект (по схеме П. А. Ребиндера [186]) оказывает расклинивающее действие атомов при их двумерной миграции к устью трещины.

Некоторые отечественные и зарубежные исследователи помимо механизма эффекта Ребиндера в его классическом понимании указывают ряд других факторов, облегчающих рост трещин в присутствии активной среды. Так, Фуллер Э. Р. (Fuller E. R.) [251] предлагает концепцию «острой трещины», в соответствии с которой хрупкий рост трещин происходит в результате последовательного разрушения когезионных связей между атомами в окрестности вершины трещины. При этом Лаун Б. Р. (Lawn B. R.) [256] отмечает ускорение кинетики роста трещины под влиянием химически активной среды. Исследованиями В. Ю. Траскина [158] доказана существенная роль проникающих в вершину трещины полярных молекул в экранировании электростатического притяжения между ионами твердого тела. Е. Э. Гликман [49] указывает на преимущественную роль растворения напряженного металла в вершине трещины и ее рост за этот счет. Этот же фактор действует применительно и к горным породам, содержащим кальцит, в частности к известнякам [253].

Иницируемый ПАВ процесс трещинообразования существенно меняет саму структуру горной породы, а это неизбежно сказывается на величине практически всех ее свойств [192]. Кроме того, степень трещиноватости (нарушенности) влияет на показатели большинства горных процессов и определяет устойчивость пород в выработках. В этой связи большое значение приобретает количественная оценка трещинообразования в присутствии ПАВ и исследование зависимости данного процесса от условий протекания эффекта Ребиндера: величины и характера напряженного состояния пород, типа и концентрации ПАВ, кинетики его проникновения в тело и т. п.

Большинство выполненных в данном направлении исследований [7, 56, 97, 124, 152, 185, 236, 251, 256] посвящено либо качественному описанию форм протекания эффекта Ребиндера, либо количественной оценке роста одиночной трещины в абстрактной модели в виде линейной цепочки атомов в металлах и других однородных материалах. Из исследований по горным породам следует отметить работу [180] по изучению закономерностей роста трещин при различных видах напряженного состояния массива. В трудах ИГД им. А.

А. Скочинского [44] обсуждается механизм образования трещин под резцом угольного комбайна, предлагается методика расчета развития трещин предразрушения на основе математического моделирования задачи разрушения породы под штампом. А. Д. Алексеевым [6] рассмотрены модели адсорбции для аргиллитов и песчаников, отмечена неоднозначность влияния ПАВ на изменение поверхностной энергии горных пород. Так, при обработке пород раствором перфторпеларговой кислоты им наблюдалось повышение удельной поверхностной энергии пород. Концентрация трещин в зависимости от вида напряженного состояния и работы деформирования углей исследована в работе [41]. Результаты получены на основе экспериментов по объемному нагружению кубических образцов в присутствии ПАВ. В работе [19] установлено и в [107] уточнено выражение для величины поверхностной энергии углей в данной активной среде, необходимой для того, чтобы трещина росла с заданной скоростью.

Анализ данных исследований показывает, что в каждом из них содержатся элементы количественной оценки тех или иных сторон действия ПАВ на горные породы, но общей и целостной картины не выстраивается. Кроме того, большинство исследований выполнено применительно к углям и вмещающим породам угольных месторождений. В этой связи необходимой задачей данной работы является изучение закономерностей и количественная оценка трещинообразования в горных породах рудного комплекса под действием поверхностно-активной среды в их взаимосвязи со свойствами пород.

Универсальность действия эффекта Ребиндера позволяет использовать ПАВ в различных областях человеческой деятельности: в промышленности, сельском хозяйстве, медицине и др. Многообразны пути использования ПАВ и в горном деле. К числу наиболее разработанных направлений можно отнести: флотацию, где ПАВ выполняют роль коллекторов, депрессоров, пенообразователей; создание буровых и тампонажных растворов; очистку промышленных стоков и утилизацию шламов; повышение нефтеотдачи пластов; борьбу с пожарами в угольных шахтах [148]. Низкая стоимость большинства поверхностно-активных веществ, повсеместное наличие воды в забое, простота конструкции необходимого оборудования и его технологического обслуживания, безопасность применения [44], достаточно малое количество активного компонента в растворе и его практически мгновенное действие [225] открывают широкие перспективы использования ПАВ в подземных условиях. Однако применение по-

верхностно-активных веществ в процессах строительства шахт и разработки месторождений полезных ископаемых до настоящего времени носит лишь эпизодический характер, часто не выходящий за рамки опытно-промышленных испытаний.

Первые исследования в области использования ПАВ для разрушения горных пород были выполнены еще в 30-х годах П. А. Ребиндером и Л. А. Шрейнером [188, 234] применительно к процессу бурения с поверхности. Однако, несмотря на положительные результаты, эти работы не получили широкого практического внедрения. По мнению Ф. Д. Овчаренко [148], это было связано с отсутствием в то время дешевых и эффективных ПАВ, а использование поверхностно-активных электролитов, имеющих резко выраженный концентрационный максимум эффективности действия, было затруднено в силу значительного многообразия буримых пород, влияния засоленных пластовых вод и некоторых методических ошибок при выборе и поддержании нужной концентрации раствора.

В настоящее время к хорошо разработанным направлениям использования ПАВ при бурении можно отнести проходку геологоразведочных скважин и нефтяное бурение. Так, при разведке твердых полезных ископаемых с пенообразующими ПАВ пробурено более 100 тыс. м скважин в различных геологических условиях [246]. При шарошечном бурении нефтяных скважин только в объединении «Башнефть» с добавками ПАВ (в основном типа ОП) бурят ежегодно до 150 скважин [93]. Пена используется, главным образом, для снижения гидростатического давления столба очистного агента и улучшения условий удаления из скважины бурового шлама. Но при этом получают и ряд сопутствующих эффектов: повышение устойчивости стенок скважины, уменьшение расхода долот и потребляемой мощности, увеличение механической скорости бурения (в среднем на 10 %). При подземных горных работах сколько-нибудь значительного использования активных растворов в качестве промывочной жидкости не наблюдается.

Вместе с тем многочисленные теоретические и экспериментальные исследования [38, 176, 192, 200, 234] показывают, что эффективность бурения шпуров и скважин определяется комплексом механических свойств и, в первую очередь, твердостью и прочностью горных пород. Способность ПАВ существенно уменьшать величину этих характеристик обуславливает хорошие перспективы использования поверхностно-активных сред в качестве промывочной жидкости при

бурении, особенно в подземных условиях, где специфика технологии состоит в разработке однородных блоков или пластов. Последнее обстоятельство облегчает подбор оптимальных ПАВ, что влечет за собой повышение эффективности их действия.

Помимо повышения скорости бурения использование ПАВ дает ряд побочных, но не менее важных эффектов. Так, исследованиями Дж. Вестбрука [34] установлено, что, активно воздействуя на ионные и ковалентные кристаллы, поверхностно-активные вещества не ухудшают свойств металла, а, напротив, значительное снижение в ПАВ абразивности и твердости пород способно уменьшить расход бурового инструмента [38]. Эти же факторы способствуют снижению пылевыведения при бурении [175], а высокая адсорбционная способность ПАВ приводит к слипанию и удалению из рудничной атмосферы наиболее вредной для здоровья человека мелкодисперсной пыли [27, 47, 88, 165].

Исходя из общих соображений, можно считать, что применение ПАВ перспективно при любых способах механического разрушения горных пород. Так, в США за счет использования водных растворов ПАВ удалось достичь 20-25 % ускорения и удешевления работы врубовой машины при проходке тоннелей [148]. Сотрудниками ИГД им. А. А. Скочинского [42, 92, 108, 233, 241] проводятся широкие исследования по применению адсорбционно-активных сред при разрушении горных пород и углей проходческими комбайнами избирательного действия, оснащенными резцовым инструментом и работающими по принципу хрупкого скола. Использование ПАВ в этом случае позволяет [44]: расширить область применения комбайнов на породы с крепостью выше паспортной, снизить энергоемкость разрушения, повысить нагрузку на очистной забой. Так, по данным работы [79], предварительное увлажнение угольного пласта приводит к следующим эффектам: снижению потребляемой мощности струговых установок на 23-37 % при увеличении глубины резания на 26-82 %; увеличению скорости продвижения комбайна на 43,5 % при снижении потребляемой мощности электродвигателей на 15 -28 %; повышению производительности комбайна на 28,4 %; снижению пылеобразования в 5-10 раз. Известно также использование поверхностно-активных веществ при вибрационном измельчении цементов, измельчении угля на электростанциях [212]. Однако в условиях подземной разработки рудных месторождений использование ПАВ не отмечается. Практически не известны и исследования влияния ПАВ на эффективность

взрывного разрушения горных пород, которые позволили бы сделать сколько-нибудь надежные выводы.

Широкое применение поверхностно-активные вещества могут найти для управления состоянием горного массива. Так, известно использование ПАВ для управления трудно обрушаемыми кровлями [232]. Многочисленные исследования посвящены использованию ПАВ для борьбы с внезапными выбросами угля, породы и газа [6, 39, 73, 92, 133, 147, 151, 164]. Применительно к Донецкому угольному бассейну эти работы координировались АН УССР. По данным [152], пластифицирование углей с помощью ПАВ позволило снизить выбросоопасность пластов в 4-5 раз. Однако не ясно, по какому критерию получены эти оценки. Кроме эффекта пластифицирования на снижение выбросоопасности оказывает влияние дегазация угольных пластов с помощью их физико-химической обработки ПАВ [33]. В работе [73] показано, что эффективность борьбы с выбросами возрастает при применении ПАВ в комбинации с традиционными мероприятиями, например, с сотрясательным взрыванием.

Гораздо менее изучен вопрос использования ПАВ для борьбы с горными ударами на рудниках, хотя это явление имеет много общих черт с выбросами угля. По общепризнанной оценке [163] потенциально удароопасными считаются горные породы, для которых доля упругих деформаций в общих составляет более 70 %, или работа упругих деформаций превышает работу пластических при нагружении образца до разрушения. В этой связи существенное уменьшение упругости пород под действием ПАВ способно привести горную породу в неудароопасное состояние. Кроме того, развитие трещиноватости пород при обработке их поверхностно-активными средами может способствовать снижению напряженного состояния приконтурного массива. Все это создает хорошие предпосылки использования ПАВ для борьбы с горными ударами.

Таким образом, влияя на свойства горных пород, поверхностно-активные среды могут эффективно использоваться для направленного изменения свойств и состояния массива в различных процессах строительства шахт и разработки месторождений полезных ископаемых. Однако многие исследования в этой области разбросаны по различным изданиям и часто труднодоступны для работников горной промышленности [148]. Кроме того, зачастую эти исследования посвящены одной, иногда достаточно узкой области применения ПАВ, тогда как объект воздействия – горный массив – един для самых разных

процессов горной технологии. Действительно, насыщая массив растворами ПАВ при борьбе с горными ударами или выбросами, нельзя не учитывать влияния измененного состояния массива на эффективность последующих процессов: бурения, взрывной отбойки, погрузки горной массы, устойчивости выработки и др.

3.2. Методика выбора эффективных растворов ПАВ в их оптимальной концентрации

Одной из главных черт эффекта Ребиндера является его избирательность. Она состоит в том, что существенное изменение свойств твердого тела может обеспечить только родственное данному телу поверхностно-активное вещество в его оптимальной концентрации. Так, по представлениям П. А. Ребиндера [236], наиболее активными по отношению к телам с ионной или ионно-ковалентной связью являются полярные жидкости – расплавы солей или растворы электролитов. Для молекулярных кристаллов наибольший эффект достигается в органических жидкостях типа бензола, гептана, ацетона. В этой связи большое значение приобретает выбор эффективного ПАВ для конкретных горных пород. Однако по свидетельству Н. В. Перцова [158], несмотря на более чем полувековой период исследований, надежного теоретического инструмента выбора оптимального ПАВ для реального технологического процесса не создано. Господствует эмпирический подход, и в обозримом будущем изменения ситуации не предвидится.

В соответствии с существом эффекта Ребиндера – адсорбционным понижением прочности - в качестве критерия эффективности может использоваться удельная адсорбция и связанная с ней мера поверхностной активности. Основным инструментом анализа при этом служит изотерма адсорбции [43, 97, 152]. Косвенной оценкой процесса взаимодействия твердого тела с ПАВ является время впитывания раствора в порошок горной породы [41]. Главный недостаток этих методов – неучет реального строения горных пород. В этой связи было предложено [134] определять время впитывания раствора ПАВ в необработанную поверхность породы.

Универсальным параметром, играющим решающую роль в процессе взаимодействия твердого тела со средой, является величина свободной поверхностной энергии тела. Определение этой величины возможно методами одиночной трещины, затухающих колебаний,

раскалывания, царапания, абразивного шлифования, взаимного истирания и др. [101]. Наиболее распространенным является метод одиночной трещины, на поверхность которой наносят исследуемое ПАВ. Реализация метода может быть самой различной: растяжение полуплоскости или пластины с трещиной [6], раскалывание диска с трещиной [249], изгиб балки с трещиной (инженерный метод) [44], измерение скорости роста трещины [107]. В работе [174] предлагается оценивать эту величину по удельной энергоемкости разрушения и вновь образованной поверхности. При выборе ПАВ для борьбы с выбросами угля и газа рекомендуется [127, 147] комплексная оценка эффективности раствора методом абразивного шлифования с последующим испытанием балочки с трещиной на изгиб. Все перечисленные методы отличаются значительной трудоемкостью.

Эффективность действия среды зависит не только от химического состава тела и ПАВ, но и в значительной степени от условий деформирования горных пород [225]. Поэтому наиболее надежным и достоверным методом выбора ПАВ была бы оценка их эффективности в конкретных процессах горной технологии. Однако сложность проведения промышленных экспериментов, большое многообразие ПАВ, да еще в различных концентрациях, делают такую схему испытаний безнадежной. Более рациональным следует считать такой подход, при котором изучается воздействие ПАВ на свойства горных пород, определяющие параметры данного процесса. Наиболее распространенной реализацией такого подхода является исследование влияния ПАВ на прочностные характеристики горных пород [6, 43, 124]. Однако их определение требует длительных (как правило, несколько суток) испытаний, связанных с насыщением нагружаемых горных пород раствором. Последнее определяется особенностями строения, а также формой и размерами испытываемых образцов. Для того чтобы исключить влияние данных факторов, представляется целесообразным воздействовать растворами ПАВ непосредственно на обнаженную поверхность горной породы и оценивать изменение свойств этой поверхности [115].

Наиболее адекватным способом оценки механических свойств поверхности тел является определение их твердости. Классические методы, используемые для металлов и основанные на измерении отпечатков штампа (Роквелл, Бринелль и др.), для скальных пород неприменимы. В этой связи Л. А. Шрейнером [234] предложено определять твердость путем внедрения цилиндрического штампа с плос-

ким основанием в шлифованную поверхность горной породы до ее хрупкого разрушения (образования «лунки выкола»). В дальнейшем метод был адаптирован к исследованию нешлифованной поверхности пород [14]. Данный показатель принято называть *контактной прочностью*.

Исследованиями [200] установлено, что за счет адсорбции ПАВ на внешней поверхности породы происходит резкая потеря прочности поверхностного слоя, названная «адсорбционным понижением твердости». Таким образом, представляется возможным в качестве экспрессной оценки эффективности действия ПАВ на различные по составу горные породы, а также для определения оптимальной концентрации растворов для конкретного типа пород использовать метод определения твердости (контактной прочности) смоченных с поверхности образцов [115]. Целесообразность выбора именно этого показателя обусловлена также тем, что показатель контактной прочности является мерой сопротивляемости горных пород механическому разрушению, в частности, при перфораторном бурении и комбайновой отбойке угля [15].

Определение контактной прочности производилось путем внедрения цилиндрического штампа в поверхность горной породы (ГОСТ 12288-86). Диаметр штампа от 2 до 5 мм в зависимости от размеров минеральных зерен образцов. Вдавливание штампа осуществлялось с помощью механического пресса, фиксирование нагрузки – высокоточным динамометром ДОС-1. Образцы смачивались с поверхности соответствующим раствором ПАВ, и через каждые 1-2 минуты выдержки производилось определение контактной прочности P_k . При этом расстояние между соседними точками вдавливания выбиралось таким образом, чтобы «лунки выкола» не перекрывали друг друга. Величина P_k определялась по формуле

$$P_k = P/S_{ш}, \quad (3.1)$$

где P – нагрузка в момент разрушения породы под штампом (образование лунки выкола); $S_{ш}$ – площадь поперечного сечения штампа.

Анализ динамики изменения контактной прочности по мере увеличения времени воздействия ПАВ на различные горные породы выявил общую закономерность – циклический характер временных рядов. Снижение контактной прочности начинается сразу вслед за соприкосновением горной породы с раствором ПАВ, достигает экс-

тремума, затем несколько возрастает и в дальнейшем вновь, но уже с меньшей амплитудой, начинает уменьшаться.

Такой выявленный нами [115] циклический характер изменения P_k нуждается в объяснении. Если постепенное снижение контактной прочности по мере проникновения активного раствора в породу достаточно хорошо описывается известным механизмом адсорбционно-го понижения твердости [200], то причины последующего скачкообразного роста P_k не столь очевидны. Интерпретация экспериментальных результатов может быть выполнена на основе анализа механизма разрушения пород при вдавливании штампа.

В начальной стадии при контакте штампа с хрупкой породой происходит ее упругий прогиб. При этом, как показали исследования И. А. Остроушко [155], непосредственно под основанием штампа образуется ядро уплотнения, в области которого горная порода находится в состоянии объемного сжатия. Развитие процесса представлено на рис. 3.1. Разрушение породы под штампом происходит тогда, когда напряжения в плоскости касательной к полусфере ядра достигнут предельных значений. При этом образуется «лунка выкола» по конической поверхности AOB , а в нижней части ядра уплотнения – область пластических сдвигов.

По данным Л. А. Шрейнера [234], при вдавливании штампа у контура давления возникают растягивающие напряжения, определяющие развитие вертикальных кольцевых трещин. Как показывают эксперименты, не эти факторы определяют величину контактной прочности, но они способствуют проникновению активного раствора в породу. По мере проникновения активного раствора по контактам минеральных зерен и системе микротрещин происходит пластифицирование поверхностного слоя породы [119]. При этом пластические сдвиги происходят уже по всей поверхности полусферы ядра aob и достигают поверхности породы (см. рис. 3.1, б). В момент, когда предел текучести этого слоя станет меньше напряжений, обуславливающих хрупкий выкол, вместо упругого прогиба породы под штампом происходит его заглубление с выдавливанием породы по периферии. Вследствие этого разрушение осуществляется в более глубоких слоях породы, в меньшей степени затронутых разупрочняющим действием ПАВ – величина контактной прочности скачком возрастает. В дальнейшем, по мере все большего проникновения раствора ПАВ, контактная прочность вновь начинает уменьшаться.

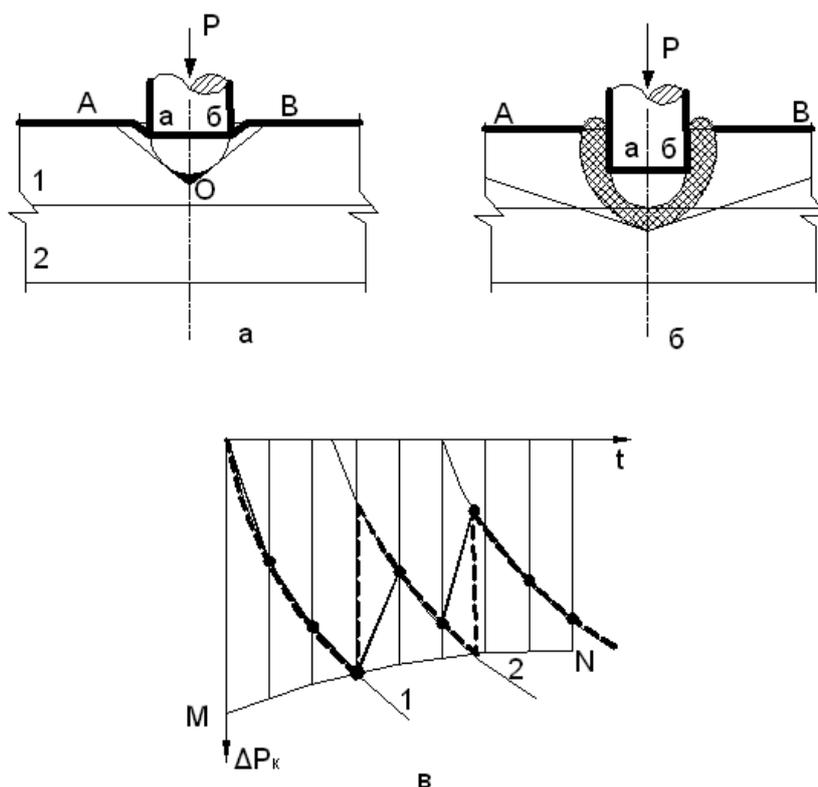


Рис. 3.1. Механизм разрушения горной породы под штампом

Достаточно условно (но наглядно) этот процесс можно изобразить графически (см. рис. 3.1, в). Следует учесть, что чем больше заглубляется штамп, тем сложнее условия работы ядра уплотнения – возрастает противодействие со стороны полупространства, его окружающего. Это приводит к увеличению всестороннего сжатия в нижней части деформируемого объема. Кроме того, увеличение размеров «лунки выкола» сопровождается ростом энергоемкости разрушения. Поэтому последующие снижения величины P_k , как правило, не достигают значений экстремума первой полуволны графиков. Это обстоятельство графически можно представить некоторой граничной линией MN . На рис. 3.1, в пунктирная линия характеризует процесс непрерывного изменения контактной прочности. Однако в силу дискретности измерений величины P_k временной ряд будет выглядеть так, как это представлено сплошной линией. Данные выводы подтверждаются многочисленными экспериментальными данными. При скачкообразном увеличении контактной прочности повсеместно наблюдалось заглубление штампа с поверхности, выдавливание породы по его периферии и заметное увеличение размеров «лунки выкола».

Такой циклический характер изменения P_k ставит ряд проблем при использовании показателя контактной прочности пород как критерия эффективности ПАВ. Для сравнительной оценки действия активных растворов с различной концентрацией ПАВ в конкретных породах необходимо определиться с количественной мерой снижения величины P_k . Опыт показывает, что экстремум (максимальное снижение) временного ряда контактной прочности для различных пород и растворов может наблюдаться в самом широком диапазоне выдержки образцов в растворе. Кроме того, само значение этого экстремума является случайной величиной и может быть обусловлено лишь попаданием штампа на ослабленный участок поверхности образца. В этих условиях представляется необходимым разработать процедуру анализа всего временного ряда P_k с целью установления объективной характеристики воздействия растворов ПАВ на контактную прочность горных пород.

Для определения основных закономерностей воздействия ПАВ на контактную прочность пород выполнена серия экспериментов при одинаковых условиях опыта. Объектом исследования выбран среднезернистый аркозовый песчаник Донбасса, отличающийся наибольшей однородностью состава и строения. В качестве поверхностно-активной среды принят додецилсульфат натрия (ДС) в концентрации 0,16 %, эффективность действия которого была подтверждена ранее выполненными исследованиями. Результаты пяти независимых экспериментов представлены в табл. 3.1 и на рис. 3.2.

Графики на рис. 3.2 представляют собой 5 случайных реализаций единого временного ряда (табл. 3.1). Характеристиками этого ряда могут служить временные функции: среднего арифметического: $P_{cp} = f_1(t)$, среднего квадратического отклонения $S = f_2(t)$ и корреляционной функции $r = f_3(t)$, - значения которых приведены в таблице. В интервале воздействия ПАВ до 14 минут, т. е. в первой полуволе графиков, разброс данных (коэффициент вариации) не превышает 14 %, что сопоставимо со средней вариацией единичных измерений контактной прочности (10 %) исходных (сухих) пород. В дальнейшем вариация существенно (до 45 %) возрастает, что связано с проникновением раствора по межзеренным контактам в глубь породы и неравномерным пластифицированием поверхностного слоя.

Таблица 3.1

Контактная прочность песчаника в растворе ДС

Время, мин	Контактная прочность, ГПа						Стандарт S , ГПа	Коэффициент вариации, %	Коэффициент корреляции r
	Образцы								
	1	2	3	4	5	6			
0	2,25	2,40	1,93	2,40	1,92	2,18	0,30	13,8	
2	1,97	2,11	1,69	2,10	1,69	1,91	0,26	13,7	0,71
4	1,69	1,80	1,45	1,81	1,45	1,64	0,23	13,7	0,71
6	1,25	1,34	1,07	1,34	1,07	1,21	0,17	14,1	0,85
8	1,18	1,26	1,01	1,26	1,26	1,19	0,14	11,4	0,70
10	1,20	1,03	1,23	1,02	1,28	1,16	0,16	13,9	0,03
12	1,76	2,00	1,79	1,70	1,77	1,80	0,14	8,0	0,25
14	2,20	1,93	1,87	2,30	1,87	2,02	0,27	13,2	0,16
16	1,39	1,63	0,76	2,29	1,60	1,58	0,69	44,8	0,54
18	1,79	1,81	1,65	1,66	1,43	1,67	0,19	11,4	0,01
20	2,04	1,96	1,83	1,71	1,46	1,80	0,23	15,8	0,42
22	1,46	1,56	1,41	1,42	1,37	1,44	0,09	6,3	0,82
24	2,48	2,08	1,90	2,45	1,77	2,13	0,40	18,8	0,78
26	1,04	1,58	1,49	1,33	1,20	1,33	0,25	19,1	-0,17
28	1,18	1,22	1,61	1,43	1,65	1,41	0,29	20,4	0,02
30	2,00	1,59	1,38	1,28	1,70	1,59	0,35	22,2	-0,37

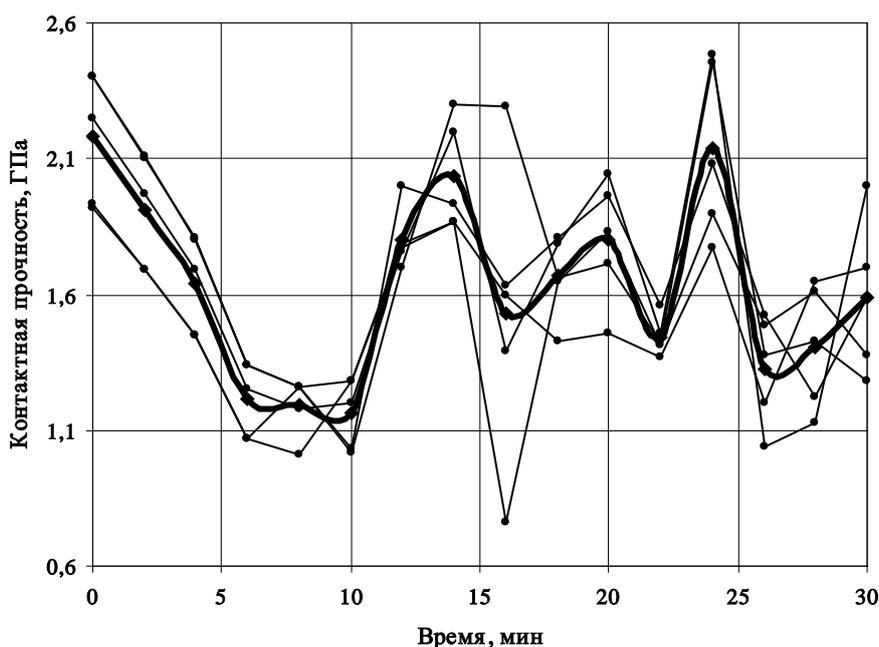


Рис. 3.2. Реализации временного ряда контактной прочности песчаника

Устойчивость показателей P_k в первой полуволе, отражающей максимальное понижение контактной прочности в растворе, подтверждается и значениями корреляционной функции. Среднее снижение контактной прочности по 5 реализациям временного ряда изменяется от 21,6 до 31 %, что по отношению к общей изменчивости P_k (от -10,2 до +60,6 %) составляет не более 14 %. Все это позволяет с большой долей уверенности предположить, что исследуемая зависимость обладает свойством эргодичности. Тогда единственная реализация такой зависимости при достаточно большом времени испытаний (до 20-30 минут) может дать статистически надежную характеристику временного ряда изменчивости контактной прочности горных пород.

Следующим этапом является анализ временного ряда контактной прочности пород как случайной функции. В общем случае зависимость P_k от времени контакта ПАВ с породой есть сумма двух компонент:

$$P_k = P(t) + f(t), \quad (3.2)$$

где $P(t)$ – детерминированная часть временного ряда, отражающая закономерное изменение контактной прочности; $f(t)$ – случайная функция (шум), отражающая влияние множества неучитываемых факторов на результаты измерения величины P_k .

Для оценки этих составляющих случайной функции разработана компьютерная программа комплексного анализа временных рядов. На первом этапе устанавливается наличие закономерностей в изменении контактной прочности пород. Для проверки гипотезы о статистически значимом (неслучайном) характере зависимости контактной прочности от времени воздействия ПАВ на горную породу используется два критерия – по числу смены знака и по количеству скачков [81, 90]. В первом случае вероятностный критерий имеет вид:

$$Z = \frac{m - M(t)}{\sqrt{S^2(t)}}, \quad (3.3)$$

где m – фактическое значение числа точек смены знака исследуемого ряда; $M(t) = (2n - 4)/3$ – теоретическое число точек смены знака при отсутствии тренда; n – общее число элементов временного ряда; $S^2(t) = (16n - 29)/90$ – дисперсия теоретического распределения числа точек смены знака.

По величине Z с помощью функции нормального распределения вычисляется вероятность получения отклонения фактического числа точек смены знака от его теоретического значения, т. е. вероятность отсутствия тренда.

Проверка гипотезы о наличии тренда по способу количества скачков определяется числом переходов графика изменчивости показателя через свое медианное значение. При этом определяются отклонения от медианы («+1» или «-1») и число интервалов значений больше медианного (n_1) и меньше медианного (n_2). По математическому ожиданию:

$$M(U) = \frac{2n_1 \cdot n_2}{n_1 + n_2} + 1 \quad (3.4)$$

и дисперсии

$$S(U) = \frac{2n_1 \cdot n_2 \cdot (2n_1 \cdot n_2 - n_1 - n_2)}{(n_1 + n_2)^2 \cdot (n_1 + n_2 - 1)} \quad (3.5)$$

вычисляется величина критерия Z и с помощью функции нормального распределения устанавливается вероятность отсутствия тренда.

Каждый из указанных способов применим для выделения закономерностей определенного типа. Способ «смены знака» более чувствителен к экстремальным значениям P_k , а способ «скачков» точнее оценивает общую тенденцию. Поскольку зависимость контактной прочности от времени действия ПАВ для различных пород имеет сложный и неоднозначный характер, то для принятия гипотезы о наличии тренда достаточно, чтобы она подтвердилась хотя бы одним из способов. Для временного ряда, представленного на рис.3.2, вероятность наличия закономерности в изменчивости P_k составляет: по способу смены знака $\omega = 1 - 0,07 = 0,93 = 93 \%$; по способу скачков $\omega = 1 - 0,15 = 0,85 = 85 \%$. Эта вероятность существенно возрастает, если рассматривать первую полуволну графика (время действия ПАВ до 14 минут), и составляет соответственно 99,8 и 98,9 %.

Определение детерминированной части временного ряда $P(t)$ может осуществляться либо сглаживанием эмпирических данных m -членным фильтром, либо аппроксимацией опытных значений специально подобранной функцией. В принципе, для равноудаленных точек временного ряда всегда можно подобрать полином такой степени, который будет точно соответствовать всем опытным значениям P_k ,

при этом $f(t) = 0$. Однако любые измерения связаны с естественным разбросом данных [$f(t) \neq 0$], который может быть оценен коэффициентом вариации $K_{\text{вар}}$. Поэтому стремиться к полному совпадению опытных данных с аппроксимирующей функцией не только бесполезно, но и вредно, так как это создает иллюзию высокой точности результатов, которой на самом деле нет. Так, коэффициент вариации единичных определений контактной прочности для изученных пород составляет в среднем 10 %, или 0,1. Тогда в качестве $P(t)$ должна быть выбрана функция наименьшего порядка, для которой среднее квадратическое отклонение опытных значений не будет превышать 10 % от среднего значения контактной прочности временного ряда $P_{\text{ср}}$:

$$\sqrt{\frac{\sum [P_k(t) - P(t)]^2}{n-1}} \leq 0,1P_{\text{ср}}. \quad (3.6)$$

Такой критерий выбора аппроксимирующей функции эффективен при равноценности всех значений временного ряда. Специфика данных исследований диктует необходимость определения только экстремума функции $P(t)$, т. е. наибольшего снижения контактной прочности в ПАВ. Поэтому для определения детерминированной части временного ряда целесообразно использовать его значения лишь в первой полуволне. В соответствии с принятым в инженерной практике уровнем значимости $\alpha = 0,05$, учитывая нормальный закон распределения данных, сформированные выше положения можно представить в виде следующего требования. В качестве аппроксимирующей следует принимать такую функцию минимального порядка, для которой отклонения опытных значений от теоретических в первой полуволне ряда не будут превышать удвоенного среднего квадратического отклонения:

$$|P_k(t) - P(t)| \leq 0,2 P_k(t) \text{ при } t = 1, 2, \dots, l, \quad (3.7)$$

где l – число точек в первой полуволне графиков.

При сглаживании эмпирических данных m -членным фильтром целесообразно принять m не более 5. В простейшем случае ($m = 3$) производится простое усреднение по трем точкам:

$$P_i(\text{в}) = (P_{i-1} + P_i + P_{i+1})/3 \text{ при } i = 1, 2, \dots, l-1. \quad (3.8)$$

При $m = 5$ целесообразно использовать первую формулу Шеппарда [197]:

$$P_i(v) = [17P_i + 12(P_{i-1} + P_{i+1}) - 3(P_{i-2} + P_{i+2})] / 35 \text{ при } i = 3, 4, \dots, l-2. \quad (3.9)$$

При аппроксимации детерминированной составляющей временного ряда можно использовать алгебраические полиномы степени m :

$$P(t) = \sum_m A_m X^m \text{ при } m = 0, 1, \dots, k. \quad (3.10)$$

Учитывая явно нелинейный характер зависимости, получим минимальную степень полинома: $m = 2$ и $P(t) = A_0 + A_1t + A_2t^2$. При этом для графика относительного изменения контактной прочности при $t = 0$ $\delta = [P_0 - P(t)]/P_0 = 0$ и $A_0 = 0$, тогда

$$\delta(t) = A_1t + A_2t^2. \quad (3.11)$$

График функции – парабола, имеющая единственный экстремум при $t = -A_1/2A_2$ и составляющий $\delta_{\max} = -A_1^2/4$.

Полином третьей степени

$$\delta(t) = A_1t + A_2t^2 + A_3t^3 \quad (3.12)$$

имеет экстремум при $t = [-A_2 + |A_2^2 - 3A_1A_3|^{1/2}] / 3A_3$.

Данная процедура также заложена в компьютерную программу анализа временных рядов. Программа позволяет по результатам измерения контактной прочности пород определить параметры и выбрать аппроксимирующую функцию, удовлетворяющую условию (3.7), в приоритетности: трехчленный фильтр, фильтр Шеппарда, полиномы степени от 2 до 5. Работа программы завершается выводом на дисплей и (или) принтер параметров выбранного уравнения, величин максимального и среднего снижения контактной прочности, графика детерминированной составляющей временного ряда с указанием коэффициента вариации опытных значений P_k от принятой функции.

Таким образом, описанные выше процедуры позволяют оценить вероятность наличия закономерностей временного ряда P_k , выделить

его детерминированную и случайную составляющие, выбрать способ аппроксимации опытных данных и произвести процедуру сглаживания. Полученная информация является надежным основанием для анализа изменения контактной прочности горной породы со временем ее контакта с данной поверхностно-активной средой. В то же время применительно к выбору эффективных для данных условий растворов ПАВ в их оптимальной концентрации необходимо обоснование надежного количественного критерия такого выбора. Наиболее очевидным критерием является величина экстремума детерминированной составляющей ряда, т. е. максимальное снижение контактной прочности в данном растворе. Однако, как показал наш опыт исследования, в ряде случаев различие в максимальном снижении P_k (экстремум первой полуволны графиков) для различных растворов ПАВ и их концентраций не выходит за рамки доверительного интервала. Тогда дополнительным (вспомогательным) критерием служила величина общего снижения контактной прочности в растворе за все время эксперимента, что также не всегда дает положительный результат. В этой связи представляется целесообразным привлечь другие (помимо классического анализа случайных функций) способы исследования.

Многочисленные данные измерений в геофизике показывают, что результаты профилирования, каротажных диаграмм, вариации различных параметров во времени, представленные в виде графиков, обнаруживают явные фрактальные свойства. Поэтому применение к таким рядам (помимо традиционных статистических методов) фрактального анализа позволяет получать новые, иногда весьма ценные результаты [98].

Если график ряда данных не имеет закономерных тенденций изменения (тренда), то по аналогии с броуновским движением его называют *броуновским шумом* со среднеквадратическим отклонением:

$$S(t) \sim t^{1/2}. \quad (3.13)$$

Если изменения (блуждания точки) неслучайны и подчиняются закону

$$S(t) \sim t^H, \quad (3.14)$$

где $H \neq 1/2$, то такое среднеквадратическое отклонение Б. Мандельброт [128] назвал *фрактальным броуновским шумом*. Здесь H – показатель Гельдера.

Способы оценки фрактальных характеристик временных рядов столь же многообразны, как и сами эти ряды. Для существа наших исследований представляется наиболее адекватным метод *нормированного размаха*, основанный на законе Хёрста. Гидролог Гарольд Хёрст, проводя многолетние исследования сезонных и годовых колебаний водных стоков рек, обнаружил эмпирическую закономерность [98]:

$$\frac{R}{S} = \left(\frac{T}{2}\right)^H, \quad (3.15)$$

названную впоследствии законом Хёрста, а константу H – *показателем Хёрста*. Применительно к классической функции временного ряда $x = f(t)$ в последней формуле T – общий период наблюдений; R – размах варьирования, т. е. максимальная абсолютная разница между значениями $x(t)$

$$R = /x_{\max} - x_{\min}/ \quad (3.16)$$

за все время наблюдений T . Среднеквадратическое (стандартное) отклонение определится классической формулой:

$$S = \sqrt{\frac{1}{T} \sum_{i=1}^T (x_i - \langle X \rangle)^2}, \quad (3.17)$$

где $\langle X \rangle$ - среднее арифметическое всех членов ряда.

Показатель Хёрста совпадает с показателем Гельдера для фрактального броуновского шума и поэтому имеет одинаковое обозначение H .

Закону Хёрста подчиняется много реальных природных явлений, протекающих во времени. При $H = 0,5$ имеет место некоррелированный броуновский шум, т. е. временной ряд не имеет преобладающей тенденции. При $H > 0,5$ процесс, характеризуемый временным рядом, называют *персистентным*, т. е. устойчивым к имеющейся тенденции. Это означает, что если функция $f(t)$ возрастала, то и в дальнейшем наиболее вероятен ее рост. Если функция уменьшалась, то следует ожидать и дальнейшего ее снижения. При $H < 0,5$ процесс

называют *антиперсистентным*, что подразумевает смену знака тенденции.

Таким образом, анализ фрактальных свойств временных рядов в данном случае сводится к вычислению значения показателя Хёрста H . Формулу (7.15) можно привести к виду:

$$\ln(R/S) = H \ln(T/2). \quad (3.18)$$

Тогда показатель H будет представлять собой угловой коэффициент графика $R/S = f(t)$, построенного в двойных логарифмических координатах. Применительно к специфике временных рядов контактной прочности, имеющих явно выраженный циклический характер, представляется целесообразным определять показатель Хёрста по отдельным участкам графика, выделенным по каким-либо специальным признакам или статистическим критериям. Адаптация данного метода к специфике изменения контактной прочности в растворах ПАВ позволила разработать следующую процедуру анализа.

Для оценки применимости закона Хёрста к временным рядам контактной прочности определялась зависимость $\ln(R/S) = f[\ln(T/2)]$ при непрерывном изменении T в ходе экспериментов. Применительно к временному ряду, представленному на рис. 3.2, получена следующая зависимость – рис. 3.3, а. Хорошо заметно, что в начальной стадии испытаний (примерно до 20 мин выдержки образца в растворе ПАВ) зависимость практически строго линейна, т. е. соответствует закону Хёрста. Статистический анализ показал близость коэффициента корреляции к единице. Уравнение связи: $\ln(R/S) = 0,39 \ln(T/2) + 0,36$. Наличие свободного члена в уравнении связано с тем очевидным обстоятельством, что при $\ln(T/2) = 0$, т. е. $T = 2$ мин, $\ln(R/S)$ заведомо отличен от нуля. При выдержке образца в растворе ПАВ более 20 мин временной ряд становится неустойчивым и зависимость (3) не выдерживается. Этот факт подтверждается графиком зависимости H от времени (рис. 3.3, б). На уровне $T > 20$ мин показатель Хёрста становится меньше 0,5, что свидетельствует о смене тенденции временного ряда.

Таким образом, при оценке эффективности ПАВ следует использовать только ту часть экспериментальной зависимости контактной прочности от времени выдержки образца в растворе, которая соответствует закону Хёрста, т. е. обладает статистической устойчивостью. В качестве критерия выбора эффективного раствора ПАВ в его

оптимальной концентрации следует использовать минимум первой полуволны закономерной составляющей зависимости $P_k = f(T)$ в указанном интервале. В качестве вспомогательного критерия можно использовать величину углового коэффициента графика зависимости $\ln(R/S) = f[\ln(T/2)]$ (см. рис. 3.3, а).

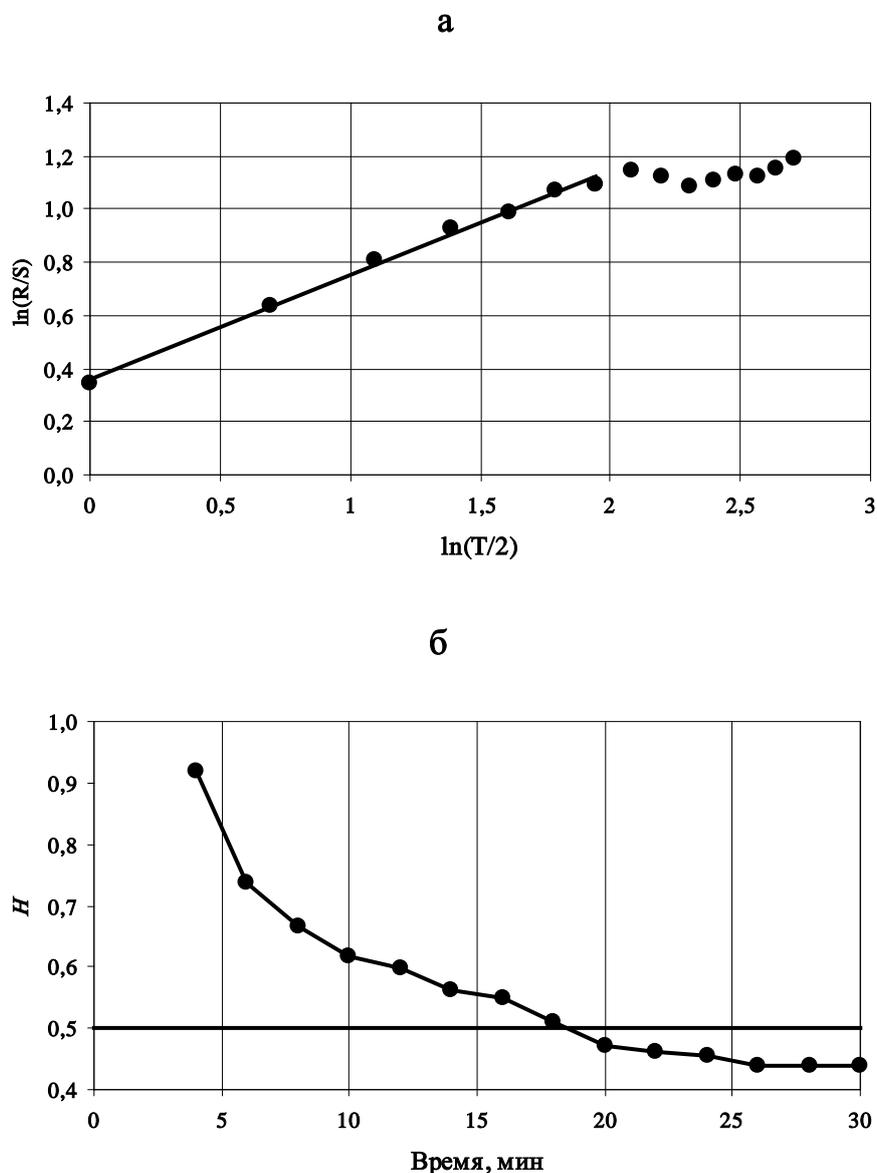


Рис. 3.3. Характеристики временного ряда контактной прочности: зависимость относительного изменения R/S (а) и показателя Хёрста (б) от времени наблюдений

С помощью описанной выше методики проведена обработка результатов измерений контактной прочности принятых к изучению горных пород при воздействии на них различных растворов ПАВ в концентрации от 0,001 до 1,0 %. Результаты исследований показывают, что для любой из изученных пород существуют свои эффективные поверхностно-активные среды, понижающие величину контакт-

ной прочности от 20 до 70 %. Наибольший эффект наблюдается для полиминеральных высокопористых (до 10 % и более) пород, какими являются бокситы и эффузивные литотипы пироксен-плагиоклазового состава – снижение P_k на 46 – 72 %. Напротив, достаточно однородные малопористые (до 1,5 – 2,0 %) известняки отличаются наименьшей изменчивостью P_k – от 18 до 25 %. Это связано с темпом насыщения данных пород растворами ПАВ. Сводка результатов исследований представлена в табл. 3.2.

Таблица 3.2

Эффективные ПАВ в оптимальной концентрации

Горные породы	ПАВ	Концентрация, %	Максимальное снижение P_k , %
Песчаник	$AlCl_3$	0,01	58
	ДС	0,16	50
	Na_2CO_3	0,01	43
Пироксен-плагиоклазовые породы	$AlCl_3$	0,001	72
	ДС	0,16	66
	NaF	0,1	62
Известняк	$MgCl_2$	0,01	25
	ДС	0,16	22
	$AlCl_3$	0,001	18
Боксит	$AlCl_3$	0,1	72
	Na_2CO_3	0,1	55
	Синтанол	0,001	46

Таким образом, в результате проведенных исследований разработаны процедуры анализа временных рядов и обоснован критерий выбора ПАВ – контактная прочность горных пород P_k . Преимущество данного показателя заключается еще и в том, что он надежно статистически связан с прочностью горных пород и может служить для косвенной оценки разупрочнения горных пород в поверхностно-активной среде. Так, по результатам изучения 460 литотипов горных пород Урала установлена [115] статистически значимая взаимосвязь их прочности σ и контактной прочности P_k . Обобщенное уравнение связи:

$$\sigma = (\sigma_0/P_0^n) P_k^n. \quad (3.19)$$

Параметры уравнения определяются типом горных пород. Показатель степени n изменяется в интервале от 1 до 1,5. Например, для

пироксен-плагиоклазовых пород эффузивного комплекса Североуральских бокситовых и Узельгинского медноколчеданного месторождений $n = 1$ и $P_0 = 1,77$ ГПа, $\sigma_0 = 15,2$ МПа – для прочности при растяжении, $\sigma_0 = 117$ МПа – для прочности при сжатии.

Таким образом, в качестве экспрессной оценки эффективности действия ПАВ может использоваться показатель контактной прочности, определение которого позволяет быстро и при необходимости в шахтных условиях производить выбор поверхностно-активной среды.

3.3. Изменение прочностных характеристик горных пород в поверхностно-активной среде

Основным процессом горной технологии является разрушение пород, связанное с таким фундаментальным понятием, как прочность. В соответствии с теорией хрупкого разрушения (А. Гриффитса) $[\sigma] \sim (e_s / l)^{1/2}$, т. е. снижение удельной поверхностной энергии тела e_s и рост длины критической толщины l под действием ПАВ однозначно приводят к снижению прочности $[\sigma]$. Действительно, исследованиями [236] показано удовлетворительное соответствие реального разупрочнения некоторых металлов теории Гриффитса. По этой теории хрупкое разрушение тела определяется не общей его трещиноватостью, а ростом одной «магистральной» трещины. Однако, по мнению многих исследователей [6, 75, 259, 261], разрушение при статических нагрузках является следствием роста общего числа статистически распределенных в материале трещин. Тогда критерием прочности может служить показатель общей нарушенности (дефектности) пород.

Явление снижения прочности в присутствии ПАВ детально изучено для металлов [49, 237, 240], ионных соединений [3], полимерных материалов и молекулярных кристаллов органических соединений [130, 150]. Экспериментальные результаты, полученные на твердых телах различной природы, послужили основой для развития Е. Д. Щукиным и В. И. Лихтманом [238] теории хрупко-пластичного разрушения. Согласно этой теории, процесс разрушения кристаллов осуществляется в две стадии. На первой стадии происходит постепенное зарождение и развитие «равновесных» микротрещин в процессе пластической деформации, всегда предшествующей разрыву. На второй стадии наблюдается относительно быстрое распространение трещин, утративших равновесность, на все сечение кристалла.

Значительное число работ [6, 43, 44, 83, 147, 152, 233, 241, 242] посвящено экспериментальному изучению влияния поверхностно-активных сред на прочностные характеристики горных пород, преимущественно угольных месторождений страны. Установлено, что во всех случаях прочность снижается от 15 до 70 %. Причем наибольшее снижение отмечается для прочности при сжатии, наименьшее – для прочности при растяжении. На качественном уровне делаются выводы о зависимости процесса от типа и концентрации ПАВ, водородного показателя среды pH, влажности, времени контакта со средой и др. [241]. Однако строгих количественных соотношений между этими факторами до настоящего времени не установлено. Немногочисленные конкретные зависимости (например, взаимосвязь прочности пород и содержания в них физически связанной воды [6]) носят частный характер и могут быть использованы лишь для определенных пород и условий.

В целом качественную картину зарождения и развития трещин в присутствии поверхностно-активной среды можно представить следующим образом. В соответствии с кинетической концепцией прочности, развиваемой коллективом ученых во главе с С. Н. Журковым [192], энергия активации процесса разрушения ($U(\sigma) = U_0 - \gamma\sigma$) определяется начальной энергией активации U_0 , т. е. энергией выхода атомов из узла кристаллической решетки (потенциальный барьер), действующим напряжением σ и активационным объемом γ . Под действием ПАВ U_0 меняется мало, но резко (в несколько раз) увеличивается активационный объем γ , отражающий те изменения в механизме разрыва связей, которые вызываются участием в этом процессе инородных атомов [236]. Вследствие облегчения разрыва межатомных связей происходит накопление нарушений и объединение их в зародышевые микротрещины. Благодаря высокой активности, молекулы ПАВ проникают в эти микротрещины и, адсорбируясь на ее поверхности, уменьшают удельную поверхностную энергию горной породы e_s . В соответствии с теорией хрупкого разрушения (А. Гриффитса), это сопровождается уменьшением прочности тела, а дополнительное давление молекул ПАВ в устье трещины и расклинивающее действие сольватных слоев жидкости еще больше активизирует процесс развития трещин.

Наиболее полной характеристикой является паспорт прочности горных пород. Его построение производилось по результатам определения прочности пород при сжатии $\sigma_{сж}$ и растяжении σ_p (метод раска-

лывания пластин клиньями и последующего раздавливания кубических образцов – ГОСТ 21153-85). Испытания проводились на образцах в воздушно-сухом состоянии и полностью насыщенных растворами ПАВ. В качестве поверхностно-активной среды принимались наиболее эффективные для данных пород растворы в их оптимальной концентрации (см. раздел 3.2).

В качестве примера на рис. 3.4 приведены паспорта прочности известняка, насыщенного 0,1 % раствором $MgCl_2$. Тонкой линией на графиках показана огибающая предельных кругов напряжений исходной породы.

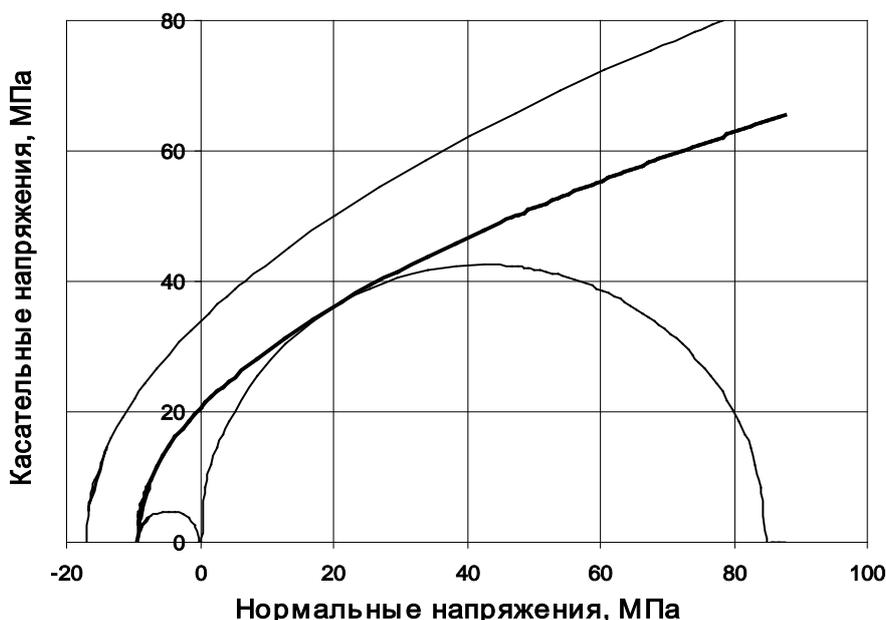


Рис. 3.4. Паспорт прочности известняка, обработанного 0,1 % раствором $MgCl_2$

Максимальное снижение прочности пород в наиболее эффективных органических ПАВ и растворах электролитов приведено в табл. 3.3.

Таблица 3.3

Максимальное снижение прочности горных пород в растворах ПАВ (%)

Горная порода, ПАВ	Прочность при растяжении, %	Прочность при сжатии, %	Сцепление, %
Известняк: ДС-0,16 %	53	63	54
$MgCl_2$ -0.1 %	50	37	39
Эффузивные породы: ДС-0,16 %	63	58	60
$AlCl_3$ -0.001 %	41	57	49
Бокситы: Синтанол-0,001 %	55	40	46
$AlCl_3$ -0,01 %	80	49	58

Песчаники: Синтанол-0,0001 %	36	39	38
AlCl ₃ -0,1 %	36	18	27

Таким образом, результаты экспериментальных исследований свидетельствуют о существенном разупрочнении горных пород в поверхностно-активной среде.

3.4. Влияние поверхностно-активных веществ на деформационные характеристики горных пород

Понижение поверхностной энергии при адсорбции ПАВ приводит не только к разупрочнению твердых тел, но и к их пластифицированию, т. е. к заметному росту доли необратимых пластических деформаций при воздействии нагрузки. Этот эффект отмечается как для металлов и молекулярных кристаллов [34, 35, 124, 130, 158], так и для горных пород [44, 45, 147, 152, 233].

Согласно теории адсорбционного пластифицирования, разработанной Е. Д. Щукиным [235], данный эффект обусловлен взаимодействием линейных дефектов – дислокаций со свободной поверхностью тела. Выход дислокации на поверхность, сопровождающийся образованием «ступеньки», т. е. единичный акт пластической деформации требует совершения работы $b^2 e_s$, где b – вектор Бюргерса. Поэтому снижение поверхностной энергии e_s под действием ПАВ приводит к облегчению пластифицирования тела. Однако такой механизм внутриверного скольжения может вносить заметный вклад в деформируемость тел только при температурах в несколько сотен градусов [260]. Преобладающим механизмом пластической деформации для горных пород при невысоких температурах является межзеренное скольжение [192], обусловленное концентрацией напряжений на контактах минеральных зерен и разрушением этих контактов, т. е. образованием межкристаллических трещин. Очевидно, что активизация трещинообразования в горных породах под действием ПАВ способна значительно увеличить пластические деформации.

Немногочисленные экспериментальные исследования эффекта пластифицирования горных пород под действием ПАВ дают неоднозначные результаты. Ряд авторов [41, 147, 152] приводят данные по существенному росту пластичности горных пород (углей) под влиянием ПАВ. Вместе с тем для аналогичных пород в работе [233] отмечается, что в зависимости от свойств раствора (состава, химической и поверхностной активности, рН и электропроводности) действие ПАВ

может приводить как к пластифицированию, так и к их охрупчиванию. Более того, для одного и того же катионоактивного ПАВ при количестве раствора в мелкозернистом песчанике от 1 до 2 % наблюдается охрупчивание, а при увеличении влажности – резкое пластифицирование; для крупнозернистого песчаника – тенденция противоположная [43]. Следует отметить, что в этом случае за меру пластичности принималось отношение прочности при растяжении и сжатии, что, по нашему мнению, не может служить достаточно надежным критерием пластифицирования горных пород.

Адсорбционное понижение прочности и пластифицирование влечет за собой закономерное изменение и других свойств горных пород. Так, по данным Дж. Вестбрука [34], действие адсорбированной воды приводит к экспоненциальному снижению твердости ионных и ковалентных кристаллов. Введение в воду незначительных добавок ПАВ уменьшает твердость до 18–45 % [108]. Увеличение дефектности пород и проникновение, благодаря растворам ПАВ, молекул воды в мельчайшие трещины и поры сказывается на величине их упругих, акустических, электромагнитных характеристик [192].

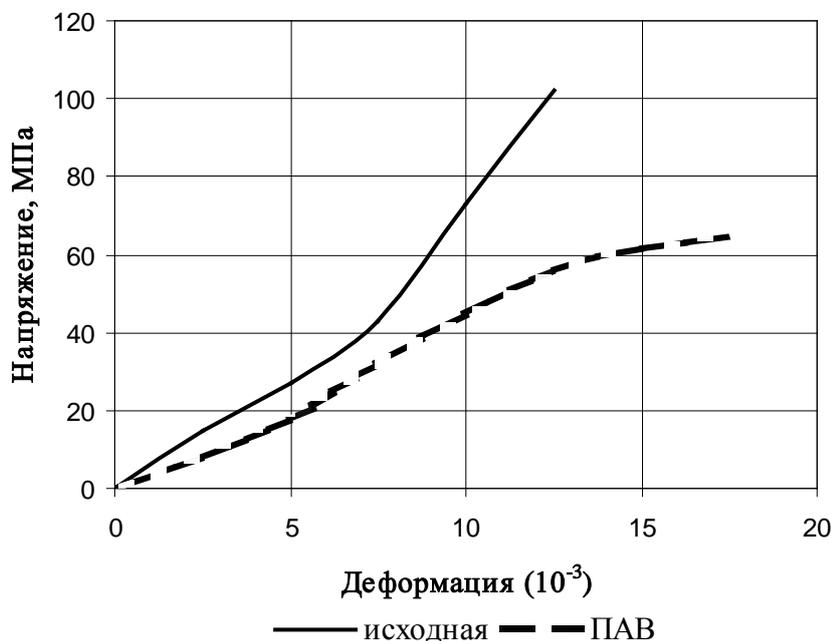


Рис. 3.5. Деформация порфирита. Прямое нагружение

Экспериментальное изучение деформационных характеристик производилось на представительных образцах эффузивных пород пи-

роксен-плагноклазового состава и известняках Североуральских бокситовых месторождений. В соответствии с принятой методикой, испытанию подвергались образцы в состоянии естественной влажности, полностью насыщенные дистиллированной водой и оптимально подобранным раствором ПАВ (см. раздел 3.2). Применялись два режима испытаний – прямое нагружение до разрушения образца и ступенчатое «нагрузка – разгрузка». Анализ результатов экспериментов показывает следующее.

Практически все изученные породы в воздушно-сухом состоянии (естественная влажность) деформируются вплоть до разрушения без заметных пластических деформаций. Пределы упругости и прочности практически не различимы. При обработке пород соответствующим раствором ПАВ характер деформирования образцов существенно меняется. Для примера на рис. 3.5 приведены графики деформации пироксен-плагноклазового порфирита СУБРа в состоянии естественной влажности и насыщенных 0,001 % раствором $AlCl_3$. Для изученных пород при нагрузках от 0,5 до 0,7 прочности при сжатии проявляется необратимая пластическая деформация. Коэффициент пластичности горных пород $k_{пл}$ под действием ПАВ достигает 1,5 – 4,0.

Наиболее информативны испытания горных пород в режиме «нагрузка – разгрузка». Такие эксперименты позволяют оценить динамику изменения деформационных характеристик горных пород. Типичный график деформации порфирита приведен на рис. 3.6. На графиках четко видно, что обработка образцов соответствующими растворами ПАВ сопровождается ростом остаточной деформации, т. е. возникновением в породах необратимых пластических изменений.

Конкретные деформационные характеристики горных пород весьма различны по составу, строению и исходным свойствам. В качестве обобщения экспериментальных результатов в табл. 3.4 приведены относительные (в %) характеристики изменения свойств горных пород.

Таким образом, для всех изученных пород действием поверхностно-активных веществ приводит к их существенному пластифицированию, т. е. к уменьшению модуля и предела упругости, росту коэффициента пластичности.

Важную роль играют реологические свойства (ползучесть, релаксация напряжений, длительная прочность) горных пород. Для оп-

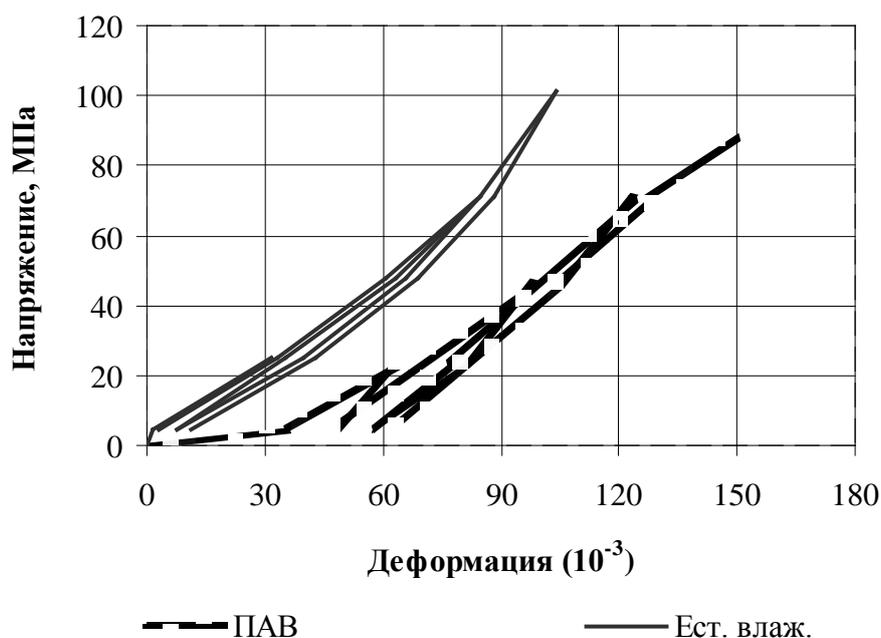


Рис. 3.6. Деформация порфирита. Нагрузка-разгрузка

Таблица 3.4

Относительное (в %) изменение деформационных характеристик горных пород под действием ПАВ

Состояние горных пород	Прочность $\sigma_{сж}$	$\sigma_y/\sigma_{сж}$	Модуль упругости	Модуль деформации	Работа упругих деформаций	Работа пластических деформаций	Доля упругих деформаций
Ест. влаж.	100	100	100	100	100	0	100
Вода	95	86	96	86	66	34	77
ПАВ	69	64	57	45	33	67	51

ределения данных характеристик выполнена серия испытаний для скальных пород в воздушно-сухом состоянии, насыщенных водой и соответствующими растворами ПАВ. Испытания проводились по схеме центрального изгиба балок. Для предотвращения высыхания в процессе длительных испытаний образцы покрывались тонкой пленкой быстротвердеющего фурапласта.

Для описания поведения скальных горных пород наиболее широко используется математический аппарат, основанный на теории наследственности [69]. Центральная идея данной теории состоит в предположении, что ползучесть различных материалов характеризуется определенной зависимостью деформации в данный момент вре-

мени от всей предыдущей истории деформирования этих материалов. Уравнение ползучести в предположении линейного закона деформирования материалов, обладающих свойством наследственности, было предложено Л. Больцманом и позднее развито В. Вольтера:

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t L(t, \tau) \sigma(\tau) d\tau \right], \quad (3.20)$$

где $\varepsilon(t)$ и $\sigma(t)$ – деформация и напряжение, соответствующие рассматриваемому времени t , отсчитываемому от момента начального нагружения тела τ . В данном уравнении функция $L(t, \tau)$, которую можно назвать ядром ползучести, отражает (наследует) влияние единичного напряжения $\sigma(\tau)$, действующего в единичный промежуток времени τ , на деформацию в момент t .

Интегральный член в уравнении (3.20) описывает пластическую деформацию (ползучесть). Тогда, с учетом перехода от напряжения к сосредоточенной нагрузке, получим:

$$Y(t) = \frac{k}{E} \left[P(t) + \int_0^t L(t, \tau) P(\tau) d\tau \right]. \quad (3.21)$$

Таким образом, для количественного описания ползучести при изгибе достаточно выбрать вид функции ядра ползучести. В практических задачах наибольшее распространение получили экспоненциальные и степенные ядра ползучести. Наилучшее приближение для изучаемых пород дает степенное ядро ползучести. Функцию ядра обычно принимают в виде:

$$L(T, \tau) = \delta (t - \tau)^{-\alpha}, \quad (3.22)$$

где α и δ - параметры ядра ползучести.

Для количественной оценки деформируемости пород во времени преобразуем уравнение (3.21) к виду:

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 + \varepsilon_0 \frac{\delta}{1 - \alpha} t^{1-\alpha}, \quad (3.23)$$

где ε_0 и $\varepsilon(t)$ – соответственно мгновенная относительная деформация вслед за приложением нагрузки и деформация в момент времени t .

В реальном состоянии массива упругая деформация ε_0 уже реализована, тогда деформация чистой ползучести

$$\varepsilon_{\text{п}} = \frac{\sigma}{E} \cdot \frac{\delta}{1-\alpha} t^{1-\alpha}. \quad (3.24)$$

Типичные графики ползучести представлены на рис. 3.7. Усредненные по всем изучавшимся горным породам характеристики ползучести приведены в табл. 3.6. При этом следует иметь в виду, что данные в таблице отражают лишь общие тенденции изменчивости реологических показателей, поскольку изучаемые горные породы столь многообразны, что вариация их свойств нередко превышает 100 %.

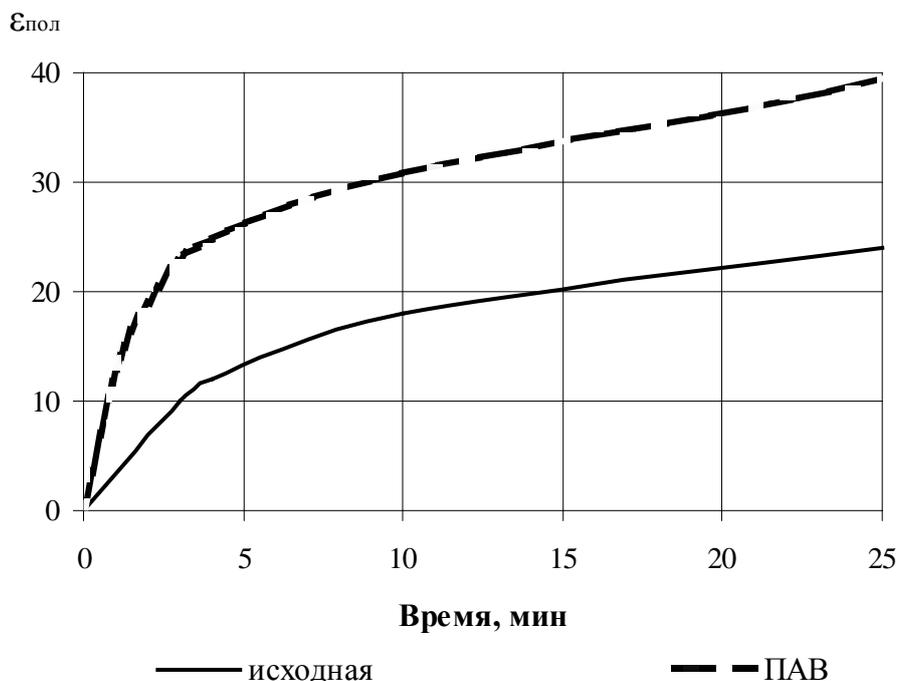


Рис. 3.7. Деформации ползучести горных пород

Анализ влияния ПАВ на ползучесть конкретных горных пород позволяет сделать следующие выводы. Во всех случаях действие ПАВ приводит к существенному изменению величины и характера деформирования горных пород во времени. Суммарная деформация пород под действием ПАВ возрастает от 2 до 7 раз. Причем деформация пород в поверхностно-активной среде происходит в две стадии.

Первая стадия, описанная в литературе [69, 192], представляет собой процесс неустановившейся ползучести. Преобладающим механизмом данной стадии для горных пород является межзеренное скольжение, обусловленное концентрацией напряжений на контактах минеральных зерен различной упругости. При превышении этими напряжениями прочности контактового материала он разрушается с образованием межкристаллических трещин, по которым и происходит сдвиг минеральных зерен, обеспечивающий необратимую пластическую деформацию (ползучесть) горных пород.

Классическая ползучесть со временем затухает или при достаточно больших напряжениях переходит в фазу прогрессирующего течения, заканчивающуюся разрушением горной породы. Наблюдаемая в опытах с образцами, насыщенными растворами ПАВ, вторая стадия ползучести не вписывается в классическую схему. После окончания первой стадии ползучести деформация образцов продолжается, но с гораздо меньшей скоростью. Причем наличие резкой смены характера деформирования свидетельствует о том, что меняется сам механизм ползучести. Нам представляется, что данная стадия ползучести обусловлена саморазвивающимся процессом роста трещин под действием ПАВ и последующего проникновения активного раствора в образующиеся микротрещины. В этой связи требуется экспериментальная оценка динамики развития трещин горной породы в растворах ПАВ.

3.5. Кинетика насыщения горных пород активными растворами

3.5.1. Фильтрация растворов в горные породы и их массивы

Реализация рассмотренных эффектов действия поверхностно-активных веществ на горные породы требует изучения вопросов доставки активных растворов в породный массив. Теории и практике нагнетания различных растворов в массив посвящено большое число работ, и, по сути, они формируют отдельное направление в горной науке.

В общем случае характер процесса определяется проницаемостью породного массива и свойствами самого раствора. Применительно к специфике данной работы используемые растворы ПАВ в силу малой концентрации активных молекул (сотые и тысячные доли процента) можно считать обычной водой. Тогда эффективность

фильтрации будет определяться законами гидравлики, т. е. ламинарным течением жидкости по открытым каналам.

По характеру процессов фильтрации все поры и трещины в породном массиве можно разделить на сверхкапиллярные, капиллярные и субкапиллярные. В субкапиллярных трещинах молекулы воды прочно связаны с поверхностью пор и передвигаться не могут. Проникновение и движение жидкости в капиллярных порах определяется физикой явления смачивания. Поэтому собственно фильтрация жидкости в породный массив зависит от характера его макростроения, т. е. от концентрации и геометрии сверхкапиллярных трещин.

Движение жидкости по открытым (сверхкапиллярным) порам и трещинам называется фильтрацией [57, 143, 158, 213]. В основе теории фильтрации лежит закон Дарси, устанавливающий связь между потерей напора Δh на единицу длины L ($i = \Delta h / L$ – гидравлический уклон) и расходом жидкости Q при ее линейном движении в пористой среде:

$$Q = k_{\phi} \frac{F \Delta h}{L} = k_{\phi} F i, \quad (3.25)$$

где F – площадь нормального к направлению движения жидкости поперечного сечения пористой среды.

Коэффициент фильтрации k_{ϕ} характеризует свойства пористой среды и фильтрующейся жидкости в их влиянии на суммарные потери напора в процессе фильтрации. Он имеет размерность скорости – см/с, м/сутки и т. п.

Средняя скорость фильтрации:

$$v = \frac{Q}{F} = k_{\phi} F i. \quad (3.26)$$

Однако движение жидкости происходит не по всему сечению потока F , а только по поровым каналам (трещинам) суммарным сечением F_0 . Тогда истинная скорость движения жидкости определится выражением:

$$u = \frac{Q}{F_0} = \frac{Q}{P_i F} = \frac{v}{P_i}, \quad (3.27)$$

где P_i – пористость горной породы.

Нагнетание растворов в массив осуществляется в режиме напорной фильтрации, т. е. за счет перепада давления $\Delta p = p_n - p_0$ между давлением нагнетания p_n и атмосферным давлением p_0 . Тогда для горизонтальной фильтрации закон Дарси запишется в виде:

$$v = \frac{k_{\phi} \Delta p}{\gamma L}, \quad (3.28)$$

где γ - вес единицы объема фильтрующейся жидкости (удельный вес).

Коэффициент фильтрации зависит не только от пористости (трещиноватости) породного массива, но и от свойств (вязкости) фильтрующейся жидкости. Для учета последнего фактора в расчетах часто используют не коэффициент фильтрации, а *коэффициент проницаемости* среды (массива) $k_{п}$. При этом закон Дарси примет вид:

$$v = \frac{k_{п} \Delta p}{\eta L}, \quad (3.29)$$

где η - коэффициент динамической вязкости жидкости. В соответствии с законом вязкого течения Ньютона [213], он характеризует сопротивление жидкости смещению ее слоев и определяется взаимодействием молекул жидкости, ограничивающим ее подвижность. При ламинарном движении и температуре 20 °С динамическая вязкость воды $\eta = 1,002 \cdot 10^{-3}$ Па·с. Иногда в расчетах используют коэффициент кинематической вязкости: $\nu = \eta/\rho$, где ρ - плотность жидкости.

Коэффициент проницаемости $k_{п}$ измеряется в дарси (1 дарси = $10^{-12}/0,981 = 1,02 \cdot 10^{-12} \text{ м}^2 \approx 1 \text{ мкм}^2$). Численно он равен расходу жидкости $Q = 1 \text{ см}^2/\text{с}$ при площади фильтрации 1 см^2 , толщине фильтрующего слоя 1 см, перепаде давления (соответствующем потере напора Δh) в 1 кгс/см² (1 атм.) и при абсолютной вязкости жидкости 1 сантипуаз ($\eta = 0,01 \text{ г/см}\cdot\text{с}$).

Из формул (3.28) и (3.29) следует:

$$k_{\phi} = \frac{k_{п} \gamma}{\eta} = \frac{k_{п} g}{\nu}, \quad (3.30)$$

где g – ускорение силы тяжести.

В соответствии с уравнением горизонтальной фильтрации (3.30) - законом Дарси коэффициент фильтрации породного массива определится выражением:

$$k_{\phi} = \frac{v \gamma L}{\Delta p}, \quad (3.31)$$

где $v = Q/F$ – скорость движения жидкости; Q – расход жидкости через площадку нагнетания F при перепаде давления Δp на единицу длины L ; γ - удельный вес жидкости (для воды $\gamma = 10^4$ Н/м³).

Проницаемость массива определяется характеристиками трещиноватости горных пород. Для единичной сверхкапиллярной трещины величиной раскрытия $b > 0,5$ мм при ламинарном движении ее расход определится уравнением Буссинеска [143]:

$$Q = \frac{b^3}{12\eta} \frac{\Delta p}{L}. \quad (3.32)$$

Для породного массива с развитой системой трещин, среднее расстояние между которыми составляет c , коэффициент фильтрации можно оценить по формуле:

$$k_{\phi} = \alpha \frac{b^2}{12} \frac{b}{c}, \quad (3.33)$$

где α - эмпирический коэффициент, характеризующий пространственное расположение и геометрию трещин.

Характер движения жидкости по капиллярным каналам определяется явлением смачивания, т. е. силами молекулярного взаимодействия воды с поверхностью горной породы. Молекулы поверхностного слоя как жидкости, так и горной породы имеют часть ненасыщенных связей, обусловленных отсутствием таких же молекул на границе тела. Поэтому за счет взаимодействия с молекулами внутренних слоев молекулы, находящиеся на поверхности, как бы втягиваются внутрь тела, вызывая явление поверхностного натяжения. Таким образом, за счет ненасыщенных связей любая поверхность обладает запасом свободной энергии $E = \gamma_s S$, где γ_s - удельная поверхностная энергия (поверхностное натяжение); S – площадь поверхности [123].

В соответствии со вторым началом термодинамики, всякий изотермический процесс происходит в направлении понижения уровня свободной энергии системы. Применительно к системе твердое тело – жидкость понижение γ_s происходит за счет насыщения избыточных связей поверхностных молекул путем адсорбции молекул раствора на поверхности горной породы. Следовательно, между величиной адсорбции Γ и изменением поверхностной энергии $\Delta\gamma_s$ существует определенная зависимость. Эта зависимость описывается уравнением Гиббса:

$$\Gamma = -\frac{C}{RT} \frac{\Delta\gamma_s}{\Delta C}, \quad (3.34)$$

где C – молярная концентрация растворенного вещества; ΔC – ее изменение; R – газовая постоянная; T – температура, К.

Процесс адсорбции лежит в основе явления смачивания поверхности горной породы. Если жидкость понижает поверхностную энергию горной породы, то ее капля растекается по поверхности и образует с ней острый угол – *краевой угол смачивания* Θ . Это означает, что жидкость смачивает данную поверхность. Краевой угол связан с поверхностным натяжением жидкости $\gamma_{ж}$, твердого тела $\gamma_{т}$ и межфазным натяжением на границе твердое тело – жидкость $\gamma_{тж}$ уравнением Юнга [213]:

$$\cos \Theta = \frac{\gamma_{т} - \gamma_{тж}}{\gamma_{ж}}. \quad (3.35)$$

Величина Θ зависит от соотношения сил сцепления молекул жидкости с молекулами или атомами горной породы (адгезия) и сил сцепления молекул жидкости между собой (когезия). Обратимую работу адгезии и когезии вычисляют соответственно по уравнениям:

$$W_a = \gamma_{ж} (1 + \cos \Theta); \quad (3.36)$$

$$W_k = 2\gamma_{ж}. \quad (3.37)$$

С увеличением отношения W_a/W_k смачиваемость горной породы улучшается. При этом силы притяжения, действующие между молекулами породы и жидкости, заставляют ее подниматься по стенке капилляра, что приводит к искривлению поверхности воды – образова-

нию мениска. При гидрофильной поверхности породы мениск вогнутый, при гидрофобной – выпуклый.

Искривление поверхности жидкости ведет к появлению дополнительного капиллярного давления Δp , величина которого связана со средней кривизной поверхности r уравнением Лапласа:

$$\Delta p = \frac{2\gamma_{\text{тж}}}{r}. \quad (3.38)$$

При явлении смачивания, т. е. при вогнутом мениске, это давление становится отрицательным, и за счет этого жидкость передвигается по капилляру на расстояние (высоту поднятия):

$$h = \frac{2\gamma_{\text{тж}}}{\rho_{\text{ж}} g r}, \quad (3.39)$$

где $\rho_{\text{ж}}$ – плотность жидкости; g – ускорение силы тяжести.

Радиус кривизны мениска r связан с краевым углом смачивания и радиусом капилляра или половиной ширины зияния микротрещины R следующим соотношением:

$$R = r \cos \Theta. \quad (3.40)$$

Если принять микротрещину как горизонтальный цилиндрический капилляр, то уравнение движения по нему жидкости запишется в виде [90]:

$$\frac{d^2 h}{d\tau^2} + \frac{1}{l} \left(\frac{dh}{d\tau} \right)^2 + \frac{8\eta}{R^2 \rho_{\text{ж}}} \frac{dh}{d\tau} - \frac{2\gamma_{\text{тж}}}{r \rho_{\text{ж}} h} = 0, \quad (3.41)$$

где h – длина столба жидкости в капилляре в момент времени τ ; l – длина капилляра; η – коэффициент динамической вязкости жидкости.

Если пренебречь в данном уравнении первыми двумя слагаемыми второй степени в силу их малости, то с учетом уравнения (3.40) можно определить скорость капиллярного движения жидкости:

$$v_{\text{к}} = \frac{dh}{d\tau} = \frac{R^2 \rho_{\text{ж}}}{8\eta} \left(\frac{2\lambda_{\text{тж}} \cos \Theta}{R \rho_{\text{ж}} h} \right) = \frac{R \gamma_{\text{тж}} \cos \Theta}{2\eta h}. \quad (3.42)$$

Из последнего выражения следует, что скорость капиллярного движения жидкости по мере ее проникновения в горную породу (т. е. при росте h) нелинейно уменьшается.

Таким образом, эффективность процесса определяется коэффициентом проницаемости или коэффициентом фильтрации массива. В силу сложности объекта воздействия и невозможности адекватно сопоставить реальному породному массиву какую-либо гидравлическую схему единственно возможным путем оценки данных показателей является экспериментальный. В настоящее время наибольшее распространение получили метод откачек, метод наливов, метод нагнетания в скважины или шпуров и различные косвенные методы. Для удароопасных и, следовательно, малотрещиноватых пород наиболее приемлемым является метод нагнетания.

Выполненный анализ методов и средств предварительного увлажнения породных массивов показывает, что в условиях монолитных пород наиболее эффективным является режим ступенчатого многократного нагнетания растворов ПАВ при малых величинах напора. Действительно, в таком массиве заведомо не может быть реализован механизм гидроразрыва, поэтому большие давления нагнетания нецелесообразны. В этих условиях режим фильтрации служит лишь для доставки активного раствора по имеющимся макротрещинам в глубь массива. Дальнейшее же его насыщение раствором осуществляется за счет механизмов капиллярной конденсации и адсорбционной миграции активных молекул по микротрещинам и контактам минеральных зерен. Эти механизмы играют определяющую роль при воздействии поверхностно-активных веществ на горные породы.

3.5.2. Исследование кинетики насыщения горных пород активными растворами

Общий характер насыщения горных пород

Насыщение массива горных пород растворами ПАВ помимо непосредственно линейной фильтрации, т. е. ламинарного течения жидкости по открытым каналам, определяется и рядом других процессов. Несомненно, при увлажнении горных пород заметный вклад вносят явления смачивания, капиллярного поднятия, адсорбции молекул на поверхности трещин и др.

В общем случае степень проникновения активных растворов в горные породы определяется особенностями их строения и минерального состава, типом ПАВ и характером их взаимодействия с поверхностью трещин, пор и межзеренных контактов. Для изучения закономерностей данного процесса выполнена серия экспериментов по кинетике насыщения горных пород Североуральских бокситовых месторождений (СУБР) активными растворами. К исследованию приняты основные литотипы вмещающих пород СУБРа – органогенные известняки и эффузивные горные породы пироксен-плагиоклазового состава. В качестве активных растворов использовалась дистиллированная вода, органические ПАВ - додецилсульфат натрия (ДС) и растворы электролитов в оптимальных для данных пород концентрациях.

Ранее выполненными исследованиями [114, 204] установлено, что в пределах погрешности измерений скорость насыщения пород (объемом от 1 до 65 см³) не зависит от формы и размеров образца, а также от характера и степени его контакта с раствором, как при одностороннем, так и при объемном смачивании. Поэтому при проведении опытов данные факторы не учитывались. Определение влажности горных пород производилось стандартным весовым методом на аналитических весах АДВ-200 с точностью 0,001 %. Коэффициент вариации измерений, обусловленный петрографическими различиями проб, не превышал 5 %.

Анализ результатов позволил установить следующие общие закономерности. Насыщение всех изученных горных пород растворами различных ПАВ имеет одинаковый характер (рис. 3.8, 3.9) – быстрый рост влажности в начале процесса с последующим замедлением темпа насыщения пород растворами. Различны лишь масштабы графиков. Для плотного однородного известняка с начальной (естественной) влажностью $W_e = 0,02$ % максимальное поглощение растворов не превышает 0,12 % (см. рис. 3.8). Для более пористого порфирита с $W_e = 0,98$ % предел насыщения составляет 1,5 % (см. рис. 3.9). Обращает на себя внимание тот факт, что максимальное увлажнение горных пород превышает их общую пористость, полученную в эксперименте для сухих пород, т. е. до их увлажнения. Это может объясняться либо проникновением активных растворов по контактам минеральных зерен, минуя поры, либо увеличением пористости (трещиноватости) в ходе самого процесса насыщения. По-видимому, имеют место и тот, и другой механизмы.

Математически полученные опытные точки не описываются ни одной из простейших алгебраических функций. Это обусловлено тем, что на графиках насыщения четко выделяются три различных участка, которые, по-видимому, соответствуют трем различным стадиям или фазам насыщения. Эти стадии четко выделяются при построении графиков в логарифмических координатах (рис. 3.10).

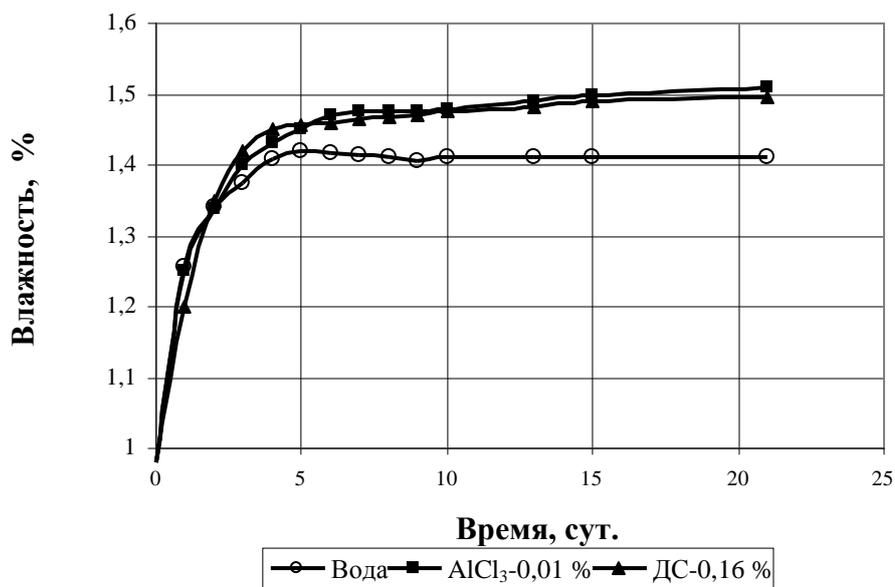


Рис. 3.8. Кинетика насыщения порфирита

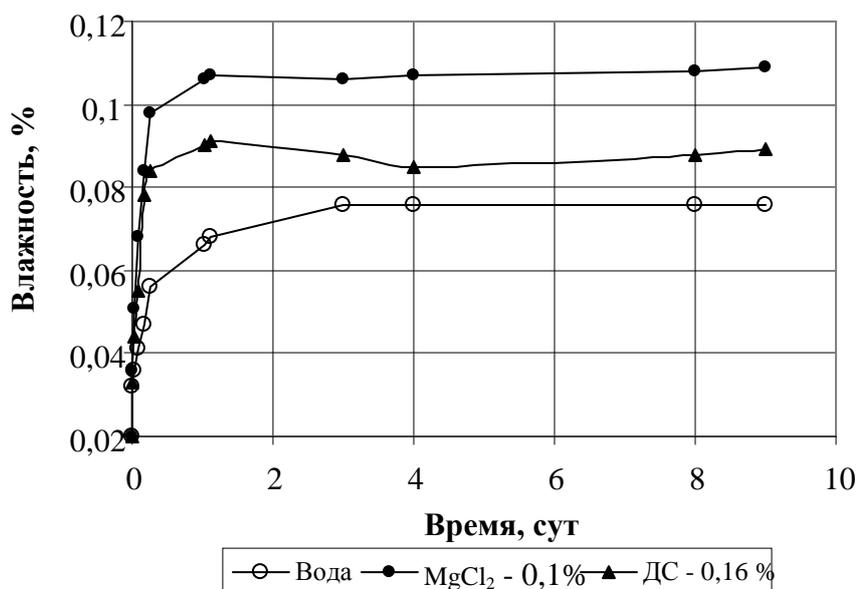


Рис. 3.9. Кинетика насыщения известняка

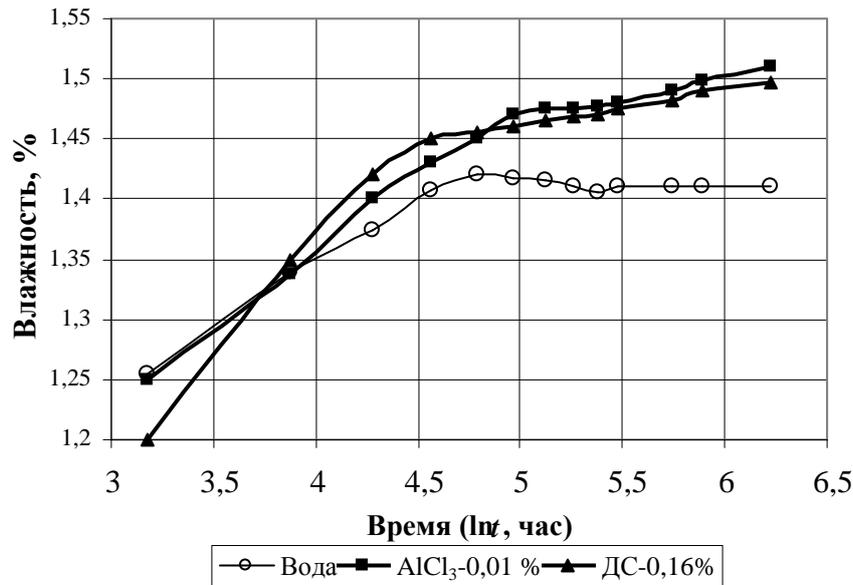


Рис. 3.10. Стадии насыщения порфирита

Для выяснения закономерностей протекания выделенных стадий выполнен следующий анализ.

Фильтрация растворов по капиллярным каналам (первая стадия)

Данная стадия определяется свободным проникновением растворов по сообщающимся между собой порам и трещинам. Количественно такие каналы проникновения жидкости оцениваются величиной открытой пористости. Исследованиями [114] установлено, что между максимальным водопоглощением W_{\max} и общей пористостью P эффузивных пород СУБРа существует следующая зависимость (рис. 3.11):

$$W_{\max} = 0,12 P^2. \quad (3.43)$$

Нелинейный характер зависимости отражает закономерности распределения различных трещин в горной породе. Действительно, при полностью раскрытых трещинах количество проникающей в породу жидкости должно точно соответствовать величине пористости ($W_{\max} = P$). Однако на графике отражается другая картина. В начальной части зависимости рост влажности отстает от роста пористости. Это вызвано тем, что в области малых значений P поры, как правило, являются изолированными и не обеспечивают свободное продвижение жидкости. При повышении же общей пористости все большее

число трещин и пор начинают сообщаться между собой, и количество проникающей жидкости прогрессивно увеличивается.

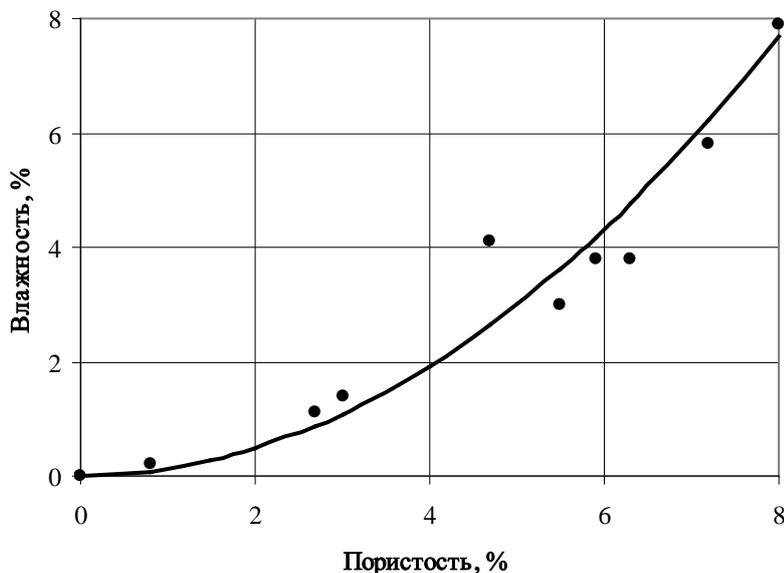


Рис. 3.11. Зависимость влажности от пористости горных пород

Теоретические расчеты и опыт свидетельствуют, что в трещинах (порах) раскрытием больше 1 мм ($R > 1$ мм) капиллярные силы практически не действуют. С другой стороны, на гидрофильной поверхности трещин образуется слой адсорбированных молекул жидкости толщиной порядка $\delta = 10^{-7}$ м, законы движения которого определяются уже не капиллярными силами, а механизмом двумерной миграции. Тогда капиллярными следует считать трещины (поры) шириной раскрытия $R = 10^{-3} - 10^{-7}$ м.

Кинетика растворов в этом случае описывается законами вязкого течения жидкости по капиллярам. Скорость движения жидкости по мере ее проникновения в капилляры нелинейно уменьшается и может быть описана уравнением:

$$v_k = \frac{dh}{dt} = \frac{R\gamma_{\text{ТЖ}} \cos \Theta}{2\eta h}, \quad (3.44)$$

где h – длина столба жидкости в капилляре в момент времени t ; R – величина раскрытия трещины (радиус капилляра); $\gamma_{\text{ТЖ}}$ – поверхностное натяжение жидкости на границе с горной породой; Θ – краевой угол смачивания; η – коэффициент динамической вязкости.

Из данного уравнения следует:

$$h = \sqrt{\frac{R\gamma_{\text{тж}} \cos \Theta}{2\eta}} t. \quad (3.45)$$

Из общих соображений можно принять, что величина h будет пропорциональной увлажнению W горной породы на данной стадии фильтрации. Тогда с учетом уже имеющейся в породе жидкости (естественной влажности W_e):

$$W_1 = W_e + k_1 \sqrt{t}, \quad (3.46)$$

где

$$k_1 \approx \sqrt{\frac{R\gamma_{\text{тж}} \cos \Theta}{2\eta}}. \quad (3.47)$$

Вычисление коэффициента пропорциональности k_1 по последней формуле для реальных горных пород может служить лишь для приблизительной относительной оценки процесса. Это обусловлено как принятыми допущениями, так и тем, что указанные выше уравнения получены для единичного капилляра круглого сечения постоянным радиусом R . В реальных же породах капиллярных трещин (пор) множество и сечение их переменны. Поэтому величину коэффициента k_1 следует определять экспериментально.

Применительно к растворам ПАВ, по данным Н. В. Перцова [158], скорость фильтрации за счет данного механизма достигает нескольких сантиметров в секунду. Поэтому для условий описываемых экспериментов из-за малого размера образцов этот процесс длится всего несколько секунд и методами прямого измерения влажности установлен быть не может. Однако количественно прирост влажности пород W_1 за счет фильтрации растворов по открытым каналам может быть определен путем экстраполяции графиков насыщения.

Для количественной оценки первой стадии насыщения при выдержке образцов известняка в воде и 0,1 % растворе MgCl_2 производилось определение влажности, начиная с 10 минут экспозиции (рис. 3.12). На рисунке четко прослеживается перегиб графиков, характеризующий конец первой и начало второй стадий насыщения.

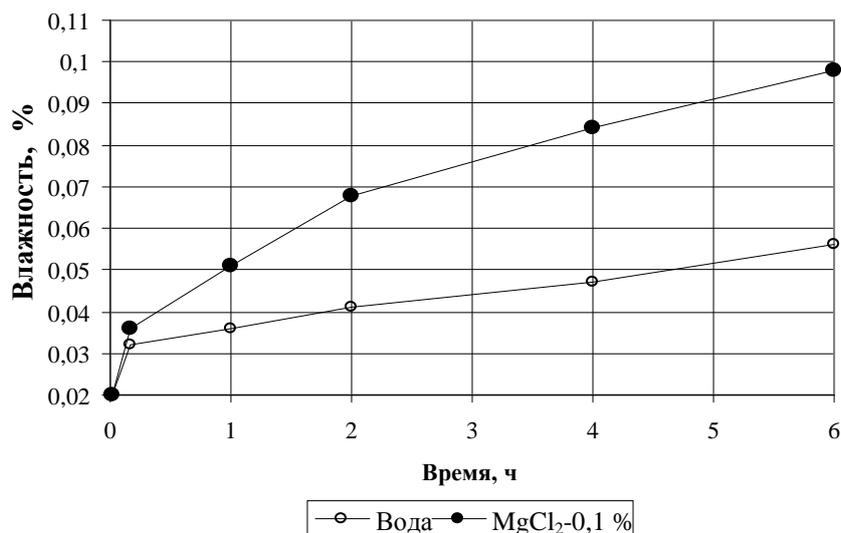


Рис. 3.12. Стадии насыщения известняка

Обработка экспериментальных данных показала, что для различных растворов величина коэффициента изменяется в пределах $k_1 = (4,9-6,5) \cdot 10^{-6} \text{ с}^{-1/2}$. Средняя величина - $k_1 = 5,6 \cdot 10^{-6} \text{ с}^{-1/2}$. Причем для растворов ПАВ темп капиллярного насыщения k_1 существенно выше, чем для чистой воды. Это обусловлено изменением за счет активных молекул как поверхностного натяжения жидкости $\gamma_{\text{ТЖ}}$, так и краевого угла Θ . На данной стадии исследований разделить влияние этих факторов не представляется возможным. Совместную же оценку можно произвести по формуле (3.47):

$$\gamma_{\text{ТЖ}} \cos \Theta = \frac{k_1 2\eta}{R}. \quad (3.48)$$

Принимая, что в единичной серии экспериментов изменение параметров η , $\gamma_{\text{ТЖ}}$ и R пренебрежимо мало, последнюю формулу можно привести к соотношению:

$$\frac{\cos \Theta_{\text{ПАВ}}}{\cos \Theta_0} = \left[\frac{k_{1(\text{ППАВ})}}{k_{1(0)}} \right]^2. \quad (3.49)$$

Так, для вышеприведенного известняка (см.рис. 3.12) добавка активных молекул MgCl_2 увеличивает косинус краевого угла смачивания в 1,27 раза.

Теоретические и экспериментальные исследования показывают, что по мере капиллярного насыщения скорость движения жидкости нелинейно уменьшается. Процесс может прекратиться в двух случаях:

1) когда капиллярное давление p_k снизится до атмосферного давления (при капиллярах, соединяющихся между собой и выходящих на поверхность);

2) когда давление p_k уравнивается давлением воздуха (газов), сжимаемого в изолированных порах.

Для реальных скальных пород представляет интерес второй случай. Давление сжимаемого в изолированных порах газа можно определить по уравнению политропы $pV^n = \text{const}$. Если принять, что процесс сжатия газа изотермический, то показатель $n = 1$. Тогда условие прекращения процесса капиллярного насыщения горной породы запишется в виде:

$$p_0 V_0 = p_1 V_1. \quad (3.50)$$

В начале процесса p_0 соответствует атмосферному давлению незащемленного газа. Его объем в капилляре длиной l составит $V_0 = \pi R^2 l$. В конце процесса объем газа сократится до $V_1 = \pi R^2 (l - h)$. По известной формуле Лапласа капиллярное давление $p_k = 2\gamma_{ж} \cdot \cos \Theta / R$. С учетом этого уравнение равновесия запишется следующей формулой:

$$p_0 l = \frac{2\gamma_{ж}}{R} (l - h). \quad (3.51)$$

Величину относительного проникновения жидкости в капилляры h/l можно сопоставить отношению капиллярной влагоемкости горной породы W_1 к величине ее открытой пористости P_o . Тогда последнее уравнение можно записать в виде:

$$R = \frac{2\gamma_{ж}}{p_0} \left[1 - \frac{h}{l} \right] = \frac{2\gamma_{ж}}{p_0} \left[1 - \frac{W_1}{P_o} \right]. \quad (3.52)$$

Используя данное соотношение, можно по экспериментально определенным величинам W_1 и P_o оценить ширину раскрытия капиллярных трещин R (для воды $\gamma_{ж} = 0,076$ Н/м). Величину отношения

W_1/P_0 косвенно можно оценить по уравнению (3.44) или графику (см. рис. 3.11).

Если принять микротрещину как горизонтальный цилиндрический капилляр, то уравнение движения по нему жидкости запишется в виде [91]:

$$\frac{d^2h}{d\tau^2} + \frac{1}{l} \left(\frac{dh}{d\tau} \right)^2 + \frac{8\eta}{R^2 \rho_{\text{ж}}} \frac{dh}{d\tau} - \frac{2\gamma_{\text{тж}}}{r \rho_{\text{ж}} h} = 0, \quad (3.53)$$

где h – длина столба жидкости в капилляре в момент времени τ ; l – длина капилляра; η – коэффициент динамической вязкости жидкости.

Если пренебречь в данном уравнении первыми двумя слагаемыми второй степени в силу их малости, то с учетом того, что $R = r \cdot \cos \Theta$, можно определить скорость капиллярного движения жидкости:

$$v_{\text{к}} = \frac{dh}{d\tau} = \frac{R^2 \rho_{\text{ж}}}{8\eta} \left(\frac{2\lambda_{\text{тж}} \cos \Theta}{R \rho_{\text{ж}} h} \right) = \frac{R \gamma_{\text{тж}} \cos \Theta}{2\eta h}. \quad (3.54)$$

Из последнего выражения следует, что скорость капиллярного движения жидкости по мере ее проникновения в горную породу (т. е. при росте h) нелинейно уменьшается. Это полностью подтверждается экспериментальными данными.

Следует отметить, что при всей важности механизма капиллярной фильтрации он обеспечивает лишь от 3 до 20 % общего объема насыщения горных пород растворами. Причем чем выше общая пористость пород, тем больше вклад данного механизма.

Двумерная миграция активных растворов (вторая стадия)

Для изученных монолитных горных пород определяющей является вторая стадия насыщения, связанная с двумерной миграцией активных молекул по поверхности микротрещин и контактов минеральных зерен. Здесь проникновение в породу раствора связано с совокупным действием нескольких механизмов. В соответствии с теорией поверхностных явлений [123] движение раствора определяется явлением смачивания, а также движущей силой, возникающей за счет разности концентраций адсорбирующихся молекул раствора.

Здесь особенно заметна роль молекул ПАВ. На графиках насыщения (см. рис. 3.12, 3.13) наглядно проявляется существенное превышение влажности горных пород в растворах ПАВ по сравнению с

насыщением их водой. Это обусловлено изменением под действием активных молекул краевого угла смачивания, большей адсорбционной способностью ПАВ, а также вовлечением в трещины движущимся одномолекулярным слоем молекул ПАВ сольватных слоев жидкости.

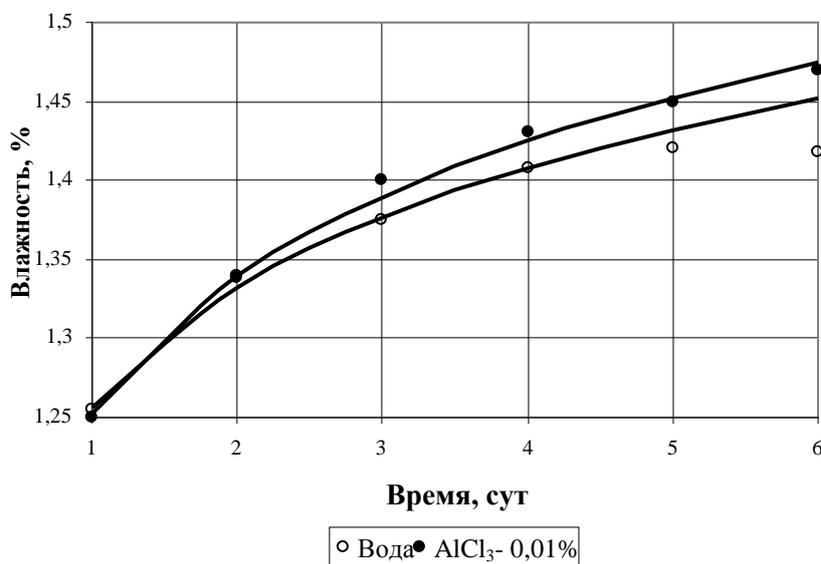


Рис. 3.13. Вторая стадия насыщения порфирита

Анализ полученных зависимостей показывает следующее. Для малопористых известняков данная стадия заканчивается в течение первых 6 часов экспозиции образцов в растворе, а для более пористых порфиритов – 6 суток (см. рис. 3.12, 3.13). Темп насыщения может быть описан единым уравнением:

$$W_2 = W_e + W_1 + k_2 \ln t, \quad (3.55)$$

где W_e и W_1 – естественная влажность горных пород и увлажнение их на стадии фильтрации, что в совокупности представляет собой влажность пород в начале второй стадии насыщения. Коэффициенты корреляции логарифмической зависимости во всех случаях превышают величину 0,9, что свидетельствует об их статистической значимости.

Угловые коэффициенты k_2 (в логарифмических координатах) можно рассматривать как темп насыщения горных пород различными растворами. Для изученных пород его величина существенно меняется. Для порфирита при насыщении водой $k_2 = 0,109$, раствором $AlCl_3$ - $k_2 = 0,124$, т. е. увеличение на 14 %. Для известняков эта величина значительно меньше (соответственно 0,011 и 0,026), но относитель-

ная интенсивность насыщения раствором ПАВ почти в 2,5 раза выше, чем дистиллированной водой. Исследованиями [114] установлено, что такое различие обусловлено особенностями минерального состава горных пород. Межзеренные контакты и трещины отдельностей известняков выполнены глиноподобным хлоритизированным материалом, содержание которого достигает 5 – 10 % объема породы. Большая сорбционная способность такого материала существенно активизирует процесс насыщения известняков раствором ПАВ.

Транспорт растворов ПАВ по развивающимся трещинам (третья стадия)

Третья стадия насыщения наблюдается только для растворов ПАВ. Действительно, в то время как процесс насыщения горных пород водой прекращается, влажность образцов в растворах ПАВ продолжает возрастать (см. рис. 3.8, 3.9). Это связано с развитием под действием ПАВ трещиноватости пород.

Момент начала третьей стадии четко фиксируется на графиках насыщения и соответствует переходу явно нелинейной зависимости $W = f(t)$ в линейную (рис. 3.14, 3.15). Действительно, для всех изученных пород наилучшим приближением к опытным данным является уравнение вида:

$$W_3 = W_2 + k_3 t. \quad (3.56)$$

Корреляционный анализ опытных данных показал, что для всех зависимостей коэффициент корреляции не ниже 0,93. Параметры уравнения:

- для порфирита в растворе $AlCl_3$: $W_2 = 1,454 \%$, $k_3 = 2,74 \cdot 10^{-3} 1/сут.$;
- в растворе ДС: $W_2 = 1,448 \%$, $k_3 = 2,51 \cdot 10^{-3} 1/сут.$;
- для известняка в растворе $MgCl_2$: $W_2 = 0,105 \%$, $k_3 = 0,42 \cdot 10^{-3} 1/сут.$;
- в растворе ДС: $W_2 = 0,085 \%$, $k_3 = 0,35 \cdot 10^{-3} 1/сут.$

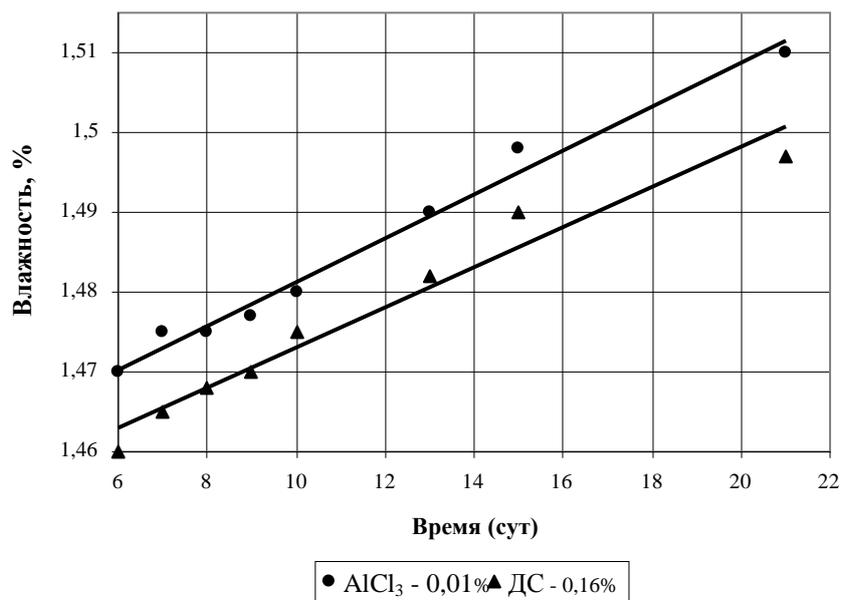


Рис. 3.14. Третья стадия насыщения порфирита

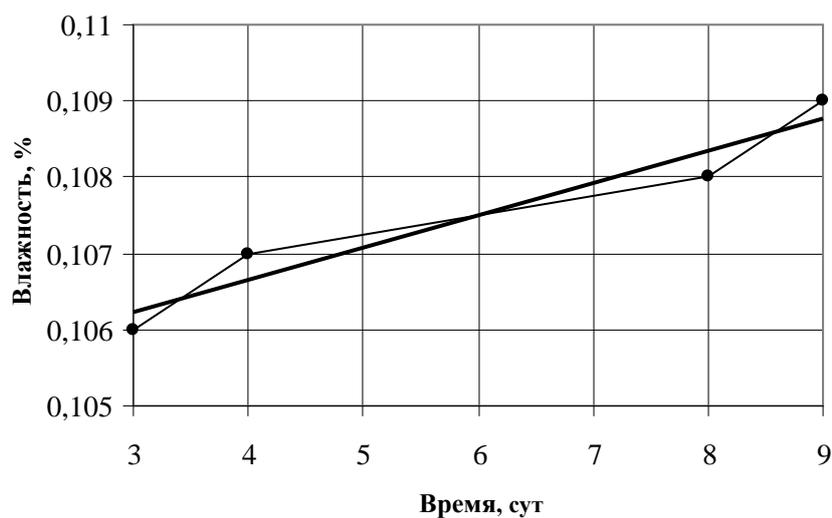


Рис. 3.15. Третья стадия насыщения известняка

Таким образом, полученные уравнения позволяют количественно оценить кинетику насыщения горных пород активными растворами на всех трех стадиях. Однако существенно разные механизмы насыщения на этих стадиях не дают возможность точно описать процесс единым уравнением.

Общая оценка насыщения горных пород растворами

Для практического использования результатов исследования не так важно выделять этапы процесса, как количественно оценить общий характер кинетики насыщения различных пород растворами ПАВ. При этом наиболее значимыми являются последние стадии

насыщения. Кроме того, очевидно, что графики кривых насыщения должны иметь асимптоту, поскольку для любых горных пород и растворов заведомо существует предел насыщения.

Исследованиями [122] установлено, что финишные участки кривых насыщения надежно аппроксимируются гиперболической зависимостью вида:

$$W = \frac{k_{\text{ПАВ}} W_{\text{max}} t}{t + T_{\text{в}}}, \quad (3.57)$$

где W_{max} – максимальная влагоемкость горных пород (по отношению к воде); $k_{\text{ПАВ}}$ – коэффициент активности раствора ПАВ, показывающий, во сколько раз увеличивается W_{max} при введении в воду данного поверхностно-активного вещества; $T_{\text{в}}$ – время, за которое влажность горных пород достигает половины максимальной величины при условии доминирования механизма насыщения третьей стадии насыщения.

График зависимости имеет асимптоту $k_{\text{ПАВ}} W_{\text{max}}$. Для определения параметров данного уравнения можно использовать метод линеаризации, т. е. приведения уравнения (3.57) к линейному виду $Y = A + BX$ путем замены переменных: $Y = 1/W$; $X = 1/t$; $A = 1/k_{\text{ПАВ}} W_{\text{max}}$; $B = T_{\text{в}}/k_{\text{ПАВ}} W_{\text{max}}$. Далее способом «наименьших квадратов» определяют коэффициенты A и B с последующим переходом к реальным величинам: $k_{\text{ПАВ}}$, W_{max} , $T_{\text{в}}$. При этом в расчетах следует использовать опытные данные лишь тех этапов насыщения, которые наиболее важны для решаемой задачи. В результате такой обработки опытных данных получены следующие результаты.

Последние две стадии насыщения порфирита 0,001 % раствором AlCl_3 достаточно точно описываются уравнением (3.57) с параметрами: $k_{\text{ПАВ}} = 1,078$; $W_{\text{max}} = 1,41$ %; $T_{\text{в}} = 0,234$ сут. На графике (рис. 3.16) видно достаточно надежное описание опытных данных полученным уравнением. Коэффициент корреляции линеаризованного уравнения $r = 0,925$. Те же параметры для уравнения кинетики насыщения известняка 0,1 % раствором MgCl_2 (рис. 3.17): $k_{\text{ПАВ}} = 1,447$; $W_{\text{max}} = 0,076$ %; $T_{\text{в}} = 0,049$ сут.

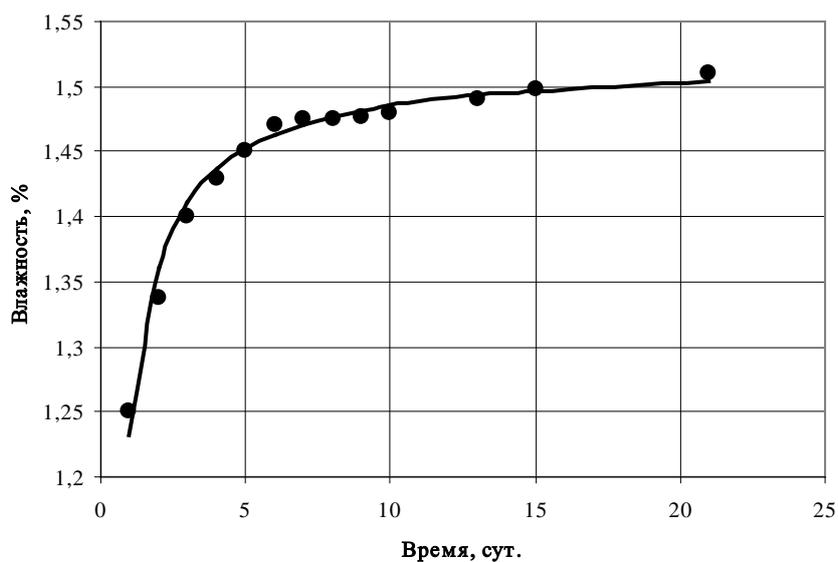


Рис. 3.16. Оценка кинетики насыщения порфирита

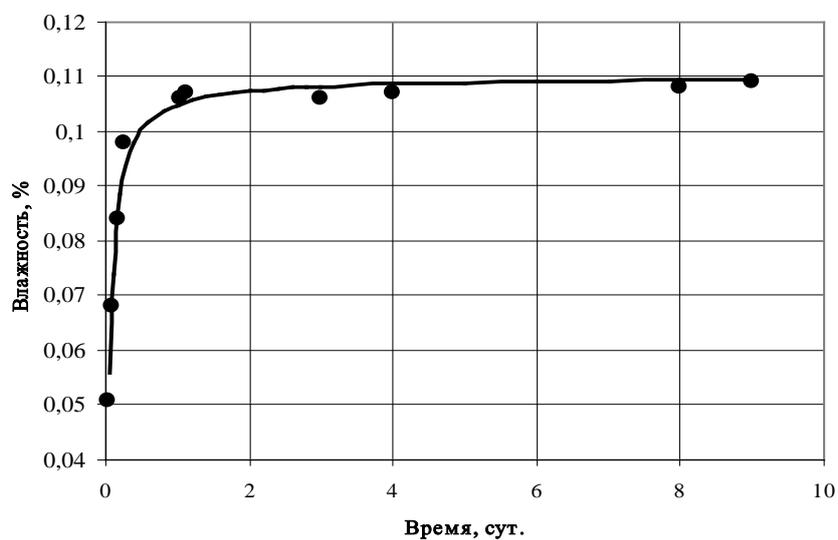


Рис. 3.17. Оценка кинетики насыщения известняка

Таблица 3.5

Параметры кинетики насыщения горных пород растворами ПАВ

Показатели	Порфирит			Известняк		
	H ₂ O	ДС	AlCl ₃	H ₂ O	ДС	MgCl ₂
$W_e, \%$	0,98			0,02		
$W_{max}, \%$	1,41			0,076		
k_2	0,109		0,124	0,011		0,026
$W_2, \%$		1,448	1,454		0,085	0,105
$k_3 \cdot 10^3, 1/сут$		2,51	2,74		0,35	0,42
$K_{ПАВ}$	1,0		1,078	1,0		1,447
$T_B, сут$			0,234			0,049

Таким образом, выполненная теоретическая оценка подтверждает выше описанные закономерности кинетики насыщения горных пород активными растворами, а количественно установленные параметры процесса позволяют прогнозировать результаты обработки пород различными растворами ПАВ. Сводные характеристики процесса приведены в табл. 3.5.

3.5.3. Опытное нагнетание активных растворов в породный массив

Приведенный выше анализ закономерностей фильтрации растворов в породный массив показывает, что для монолитных удароопасных пород создание больших давлений нагнетания не приводит к заметному повышению эффективности процесса. Имеющийся на СУБРе опыт нагнетания подтверждает этот вывод.

Таким образом, применительно к решаемым задачам нет необходимости в создании повышенных давлений нагнетания. Это значительно упрощает технологическую схему и снижает затраты на процесс. Кроме того, имеющиеся исследования [157] свидетельствуют, что низконапорное нагнетание обеспечивает наиболее равномерное увлажнение массива при максимальном значении дебита. Эффективность процесса существенно возрастает при многократном нагнетании. Действительно, за период между предыдущим и последующим циклами нагнетания активный раствор взаимодействует с горной породой и за счет сил горного давления способствует развитию трещиноватости массива. Поэтому при повторном насыщении раствор имеет возможность фильтроваться уже по вновь образованным каналам.

При низконапорном нагнетании целесообразно использовать систему общешахтных трубопроводов воды и сжатого воздуха. Для поддержания заданной концентрации растворов ПАВ разработана и изготовлена дозирующе-подающая установка (ДПУ) на базе серийно изготавливаемого дозатора-смачивателя ДСУ 4М. Эта установка позволяет осуществлять контроль состава и расхода растворов, создавать и автоматически поддерживать заданный напор независимо от колебаний давления и сжатого воздуха и воды в шахтных магистральных. Учитывая необходимость строгого поддержания необходимой концентрации раствора, нагнетание следует осуществлять по зажимной схеме, не предусматривающей возвращение избыточной части жидкости в расходную емкость.

Для опробования нагнетательного оборудования, отработки параметров насыщения и оценки фильтрационных характеристик породного массива на гор. –800 м шахты №12-12бис СУБРа проведено две серии опытного нагнетания растворов ПАВ. Работы производились в забоях штрека, пройденного по пироксен-плагиоклазовым порфирирам. Используемое поверхностно-активное вещество – раствор $AlCl_3$ в концентрации 0,001 %.

Первая серия испытаний выполнена по схеме, представленной на рис. 3.18. Нагнетательные скважины бурились в два этапа – на глубину 500 мм диаметром 56 мм для установки кондуктора; рабочая часть до глубины 3,5 м диаметром 42 мм. Контрольные шпуров диаметром 42 мм бурились на глубину 1,7 м. В скважины устанавливались кондукторы (пакеры), для герметизации устья скважин закрепленные цементно-песчаным раствором. Время твердения раствора – 24 часа. На рис. 3.19 показана схема оборудования скважины.

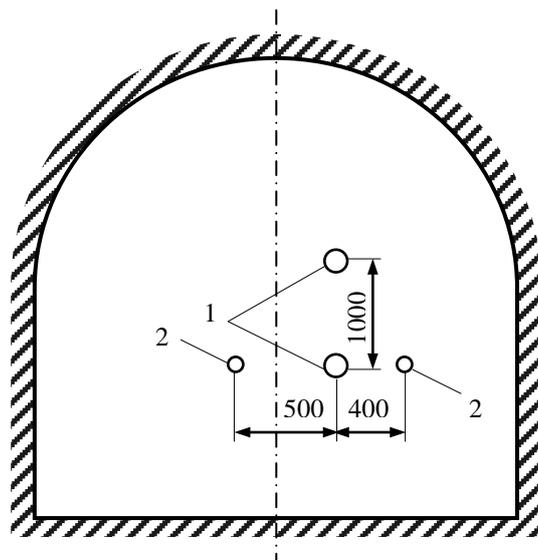


Рис. 3.18. Схема нагнетания растворов ПАВ:

1 – скважины для нагнетания; 2 – контрольные шпуров

Испытания проводились в два этапа. На первом этапе в скважину №1 подавался раствор ПАВ под давлением 0,5 МПа. За время нагнетания 11 минут расход раствора составил 55 л. На втором этапе через скважины №2 осуществлялось циклическое нагнетание раство-

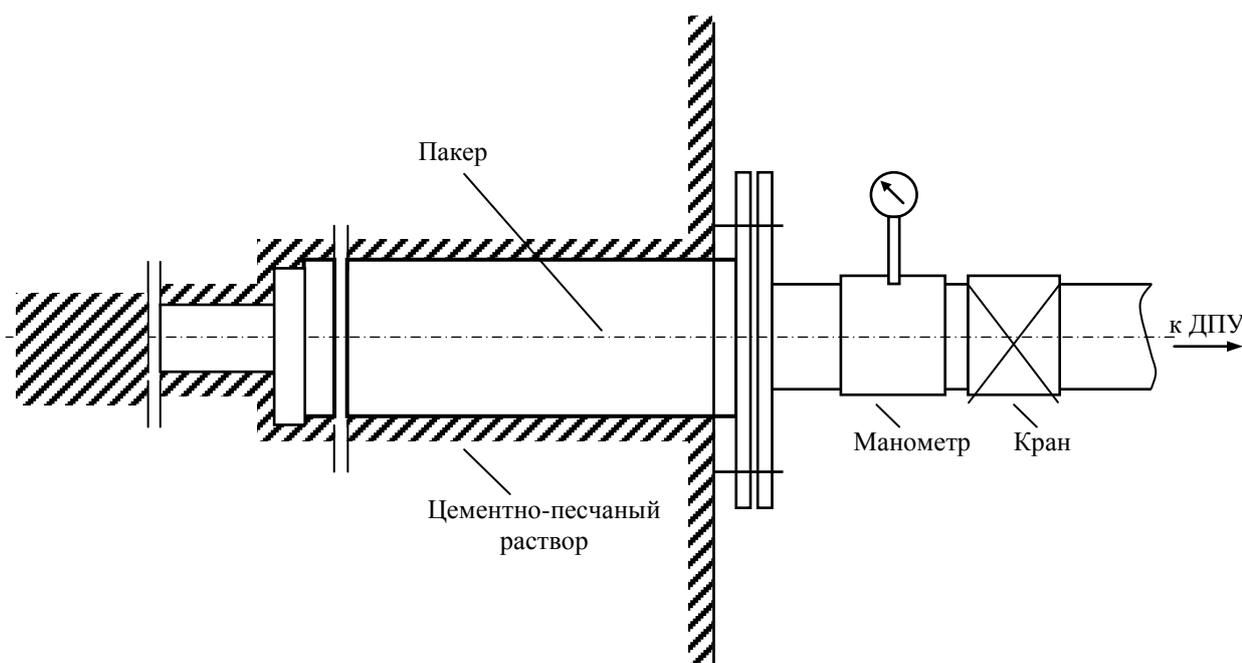


Рис. 3.19. Схема оборудования скважины при нагнетании ПАВ в массив пород

ра под давлением 0,1; 0,2 и 0,3 МПа. Продолжительность каждого цикла нагнетания 10 минут с перерывами в 20 - 30 минут. Площадь рабочей части скважин $F = 0,4 \text{ м}^2$. Расход раствора ПАВ в первом цикле 10 л, во втором – 21 л. В третьем цикле нагнетания через 4 минуты появилась течь из первого контрольного шпура, а через 2 минуты – из второго. Результаты опытов и расчета фильтрационных характеристик массива представлены в табл. 3.6.

Таблица 3.6

Фильтрационные характеристики массива по отношению к раствору ПАВ

Продолжительность нагнетания, мин	Расход раствора, л	Давление нагнетания, МПа	Скорость фильтрации, см/мин	Коэффициент фильтрации k_f , м/сутки
11	55	0,5	1,25	0,179
10	10	0,1	0,25	0,180
10	21	0,2	0,525	0,189

Полученные данные свидетельствуют об устойчивости результатов нагнетания при различных параметрах процесса. Коэффициент фильтрации массива достаточно устойчив и в среднем составляет 0,18 м/сутки, или $2,08 \cdot 10^{-6}$ м/с. Вместе с тем при повторных циклах его величина несколько возрастает, что свидетельствует о повышении эффективности последующих стадий нагнетания. Это соответствует данным других исследований, отмеченным в первой главе.

Для данных последней стадии насыщения рассчитан коэффициент проницаемости породного массива:

$$k_{\Pi} = \frac{\eta k_{\Phi}}{\Delta p}, \quad (3.58)$$

$$k_{\Pi} = 2,2 \cdot 10^{-13} \text{ м}^2 = 0,22 \text{ дарси.}$$

Обращает на себя внимание практически строго линейная зависимость скорости фильтрации от давления нагнетания (рис. 3.20), которая может быть описана уравнением

$$K_{\Phi} = 0,25 \Delta p. \quad (3.59)$$

Коэффициент корреляции зависимости близок к единице.

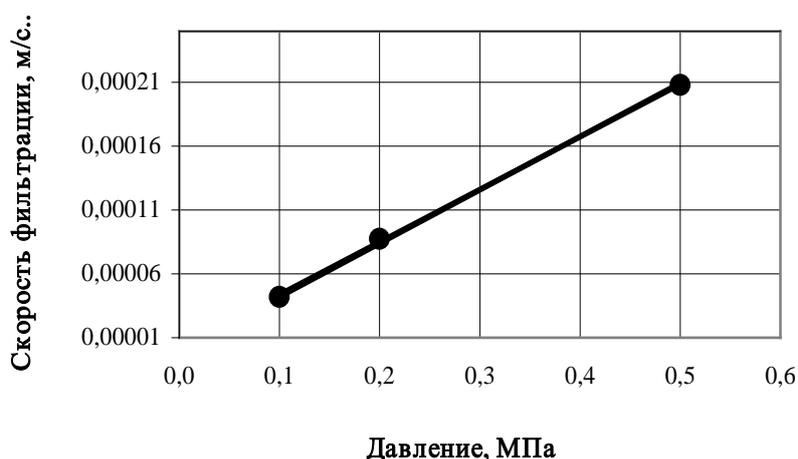


Рис. 3.20. Зависимость скорости фильтрации от давления нагнетания

Таким образом, результаты опытно-промышленных испытаний свидетельствуют о возможности достаточно успешного нагнетания растворов ПАВ в породный массив из забоя горной выработки. При этом наибольший эффект дает серия последовательных циклов нагнетания. Скорость фильтрации можно регулировать давлением нагнетания. По результатам опытных закачек раствора и приведенным выше формулам можно оценить фильтрационные характеристики породного массива по отношению к данному раствору поверхностно-активных веществ.

3.5.4. Контроль процесса насыщения горных пород активными растворами

Акустические исследования процесса насыщения

Описанные выше исследования процесса насыщения горных пород активными растворами основаны на прямом измерении влажности образцов. Для контроля этого процесса в реальных условиях необходимы косвенные методы оценки степени проникновения растворов ПАВ в породный массив. Анализ существующих методов контроля влажности показывает, что наиболее перспективным и достаточно просто реализуемым методом является акустический контроль влажности [115, 248]. Для проверки применимости данного метода к контролю насыщения пород растворами ПАВ параллельно с описанными выше исследованиями кинетики производилось измерение скорости распространения в образцах продольной упругой волны. Для измерений использовались ультразвуковые приборы УКБ-1м. Частота колебаний 150 кГц.

Анализ результатов показывает следующее. Изменение скорости распространения продольной упругой волны по времени насыщения образцов порфирита (рис. 3.21) для различных растворов имеет резко отличающийся характер. Так, при насыщении водой в ходе процесса наблюдается непрерывное повышение скорости волны: в начальной стадии – резкое повышение относительного темпа роста скорости ($\Delta C/C \cdot 100\%$), в последующем темп роста уменьшается. Это полностью соответствует кинетике насыщения порфирита (см. рис. 3.8). Следовательно, вытеснение из пор и трещин газов водой увеличивает сплошность системы, что закономерно сопровождается повышением скорости волны.

Совершенно другой характер изменения скорости упругой волны наблюдается в ходе насыщения порфирита 0,01 % раствором $AlCl_3$ (рис. 3.21). Во-первых, общее приращение скорости значительно меньше, чем это наблюдается при насыщении водой, хотя влажность порфирита в растворе ПАВ выше. Кроме того, на пятые сутки экспозиции скорость волны начинает устойчиво снижаться, несмотря на продолжающийся рост влажности образцов.

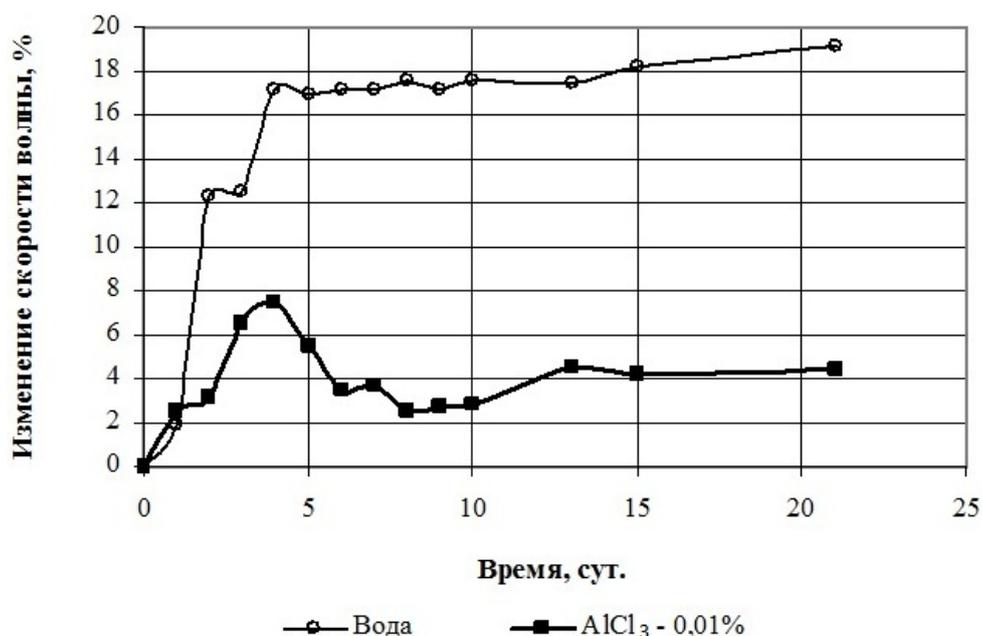


Рис. 3.21. Изменение скорости упругой волны по мере насыщения порфирита раствором ПАВ

Такие результаты обусловлены тем, что проникновение в горную породу поверхностно-активных веществ приводит к развитию трещин. Это сопровождается, с одной стороны, большим проникновением раствора в породу, что увеличивает ее плотность и ведет к росту скорости упругой волны; с другой стороны, увеличение трещиноватости (дефектности) породы сопровождается снижением скорости волны C . Действительно, момент начала падения скорости волны точно соответствует началу третьей стадии насыщения (см. раздел 3.5.2), которая обусловлена транспортом раствора ПАВ по развивающимся трещинам.

Исследованиями различных пород Урала [114] установлено, что зависимость $W = f(C)$ носит экспоненциальный характер. Построение опытных точек выполненного нами эксперимента в полулогарифмических координатах (рис. 3.22) подтверждает эту закономерность. Полученные уравнения

при насыщении порфирита водой:

$$(\Delta C/C) 100 \% = 129 \ln W - 27 \quad (3.60)$$

и раствором ПАВ:

$$(\Delta C/C) 100 \% = 44,3 \ln W - 8,1 \quad (3.61)$$

обладают достаточной теснотой связи – соответствующие коэффициенты корреляции 0,97 и 0,90.

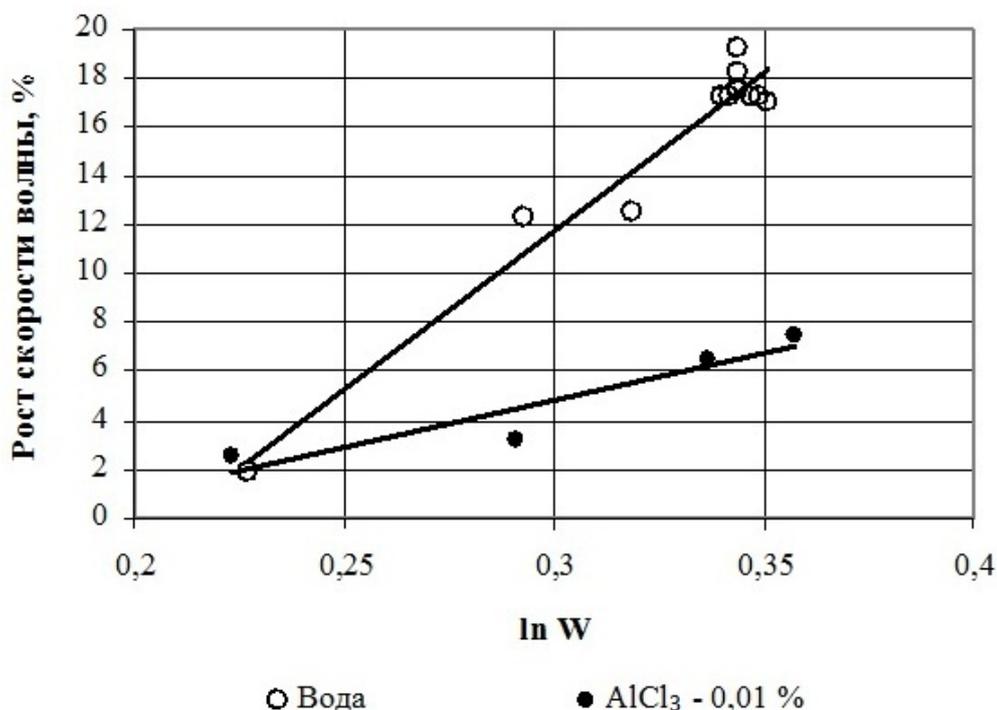


Рис. 3.22. Изменение скорости волны при насыщении порфирита

Использование полученных уравнений дает возможность косвенно оценивать насыщение горных пород различными растворами путем измерения в ходе процесса скорости распространения продольной волны. Для удобства их следует преобразовать к виду $W = f(C)$. При этом уравнения должны содержать параметры процесса насыщения, установленные в разделе 3.5.2. Общий вид зависимости:

$$W = W_e + (k_{\text{ПАВ}}W_{\text{max}} - W_e) \left[1 - \exp\left(-100b \frac{\Delta C}{C_e}\right) \right], \quad (3.62)$$

где ΔC – приращение скорости упругой волны при насыщении горной породы; C_e – соответствующая естественной влажности пород скорость волны; b – безразмерный коэффициент, характеризующий темп роста скорости волны с увеличением влажности пород.

Величины естественной влажности W_e , максимальной влагоемкости W_{max} и коэффициент эффективности растворов ПАВ $k_{\text{ПАВ}}$ уста-

новлены и для рассматриваемых горных пород приведены в табл. 3.2. Тогда в экспериментальном определении нуждается лишь коэффициент b . Обработка опытных данных определила их значения: для воды $b = 0,16$; для раствора $AlCl_3 - b = 0,26$. Соответствующие графики приведены на рис. 3.23.

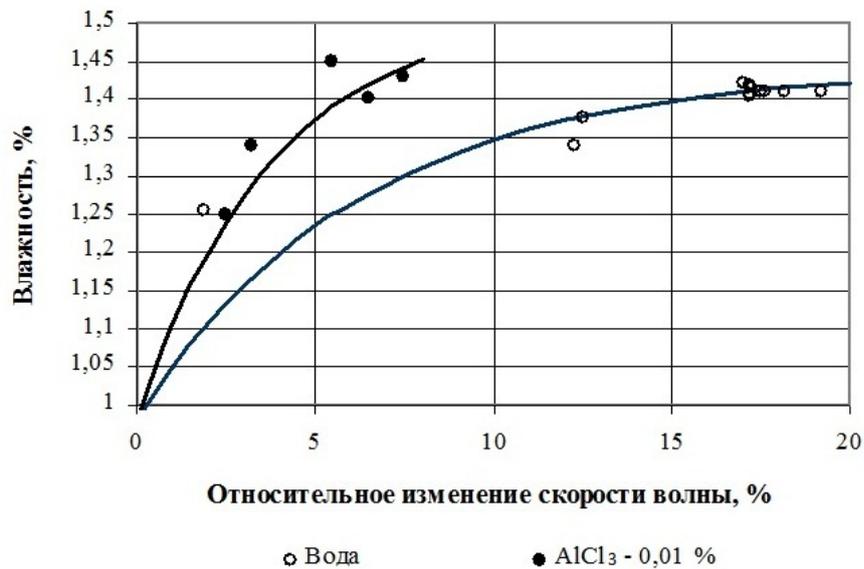


Рис. 3.23. Определение влажности порфирита по скорости упругой волны

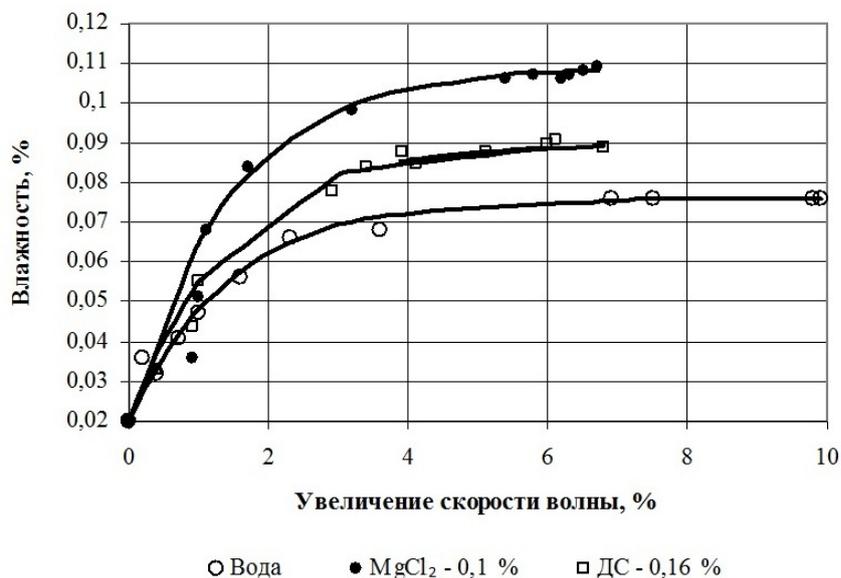


Рис. 3.24. Определение влажности известняка по скорости упругой волны

Данной процедуре анализа были подвергнуты результаты ранее выполненных исследований [114] по насыщению известняков Североуральских бокситовых месторождений. Параметры уравнения

(3.62) приведены в табл. 3.7. Коэффициент b уравнения для различных растворов одинаков и составляет 0,7. Графики приведены на рис. 3.24.

Таким образом, используя уравнение (3.62), можно по приращению скорости упругой волны определить количество проникающего в горную породу активного раствора. Однако параметры уравнения, связанные с влажностью W_{\max} и W_e , определены при изучении образцов. В породном массиве с его блочным строением эти значения могут быть совершенно иными. Тогда возникает задача независимого определения влажности реального массива пород.

Исследование диэлектрических характеристик горных пород при их увлажнении

При анализе графиков (см. рис. 3.23, 3.24) обращает на себя внимание следующий факт. Большему увлажнению горных пород растворами ПАВ соответствует значительно меньший прирост скорости волны. Это обусловлено тем, что, как указано выше, на изменение скорости упругой волны влияют две разнонаправленные тенденции: увеличение скорости за счет замещения газов в порах и пустотах раствором и ее снижение при развитии под действием ПАВ трещиноватости пород. Для разделения и количественной оценки данных тенденций необходим такой метод определения влажности, на результаты которого не влиял бы фактор трещиноватости горных пород.

Прямой метод измерения влажности связан с отбором проб и не пригоден для оценки степени проникновения активного раствора в массив. Из косвенных методов наиболее чувствительными к изменению влажности являются электромагнитные методы влагометрии [95, 248].

Электрометрические методы, основанные на поглощении электромагнитной энергии влажной породой, и кондуктометрические влагомеры, использующие зависимость электросопротивления материала от его влажности, имеют общий недостаток – сильную зависимость исходного показателя от строения горных пород, что исключает их использование в случае насыщения массива растворами ПАВ, сопровождающееся заметным ростом трещин. Метод ядерного магнитного резонанса (ЯМР), использованный при контроле насыщения

угольных пластов, не пригоден для работы с породами, имеющими магнитные включения, характерными для рудных месторождений.

Высокочастотный диэлектрический метод основан на зависимости относительной диэлектрической проницаемости ε от влажности горных пород W . Данный метод является наиболее чувствительным, и его результаты зависят только от наличия влаги и почти не зависят от строения горных пород.

Таким образом, наиболее приемлемым для рассматриваемых условий является высокочастотный диэлектрический контроль влажности, основанный на зависимости относительной диэлектрической проницаемости горных пород ε от их влажности W . Данный метод является наиболее чувствительным, и его результаты зависят только от наличия молекул воды и практически не искажаются различием в строении горных пород.

Относительная диэлектрическая проницаемость ε определяется поляризацией слагающих породу минералов и дипольной поляризацией молекул воды. Поскольку вклад различных видов поляризации аддитивен, т. е. общая поляризация горных пород является простой суммой векторов поляризации всех видов, то прирост величины ε за счет дипольной поляризации будет прямо пропорционален увеличению влажности массива при насыщении его растворами ПАВ.

В общем случае диэлектрическая проницаемость горных пород определяется поляризацией слагающих горную породу минералов и дипольной поляризацией молекул воды. Причем доля каждого вида поляризации аддитивна, тогда

$$\varepsilon = \varepsilon_{\text{гп}} + \alpha W, \quad (3.63)$$

где $\varepsilon_{\text{гп}}$ – относительная диэлектрическая проницаемость слагающих породу минералов; α – абсолютная скорость прироста диэлектрической проницаемости при увлажнении породы.

Так как необходимо учитывать лишь относительное увеличение влажности, в качестве $\varepsilon_{\text{гп}}$ может быть принята диэлектрическая проницаемость горной породы в естественном состоянии. Если перейти к относительной оценке изменения диэлектрической проницаемости $\delta\varepsilon = (\varepsilon - \varepsilon_{\text{гп}})/\varepsilon_{\text{гп}} \cdot 100 \%$, то уравнение (3.63) можно записать в виде:

$$W = (\varepsilon_{\text{гп}}/\alpha) \delta\varepsilon. \quad (3.64)$$

Для определения параметров данного уравнения проведена серия лабораторных исследований. Для максимальной нейтрализации фактора строения горных пород пробы измельчались до крупности 0,5 мм. Измерение относительной диэлектрической проницаемости ε и тангенса угла диэлектрических потерь $\text{tg } \delta$ производилось резонансным методом с помощью измерителя добротности Е4-11. В качестве измерительной ячейки использовался цилиндрический конденсатор с радиусом внешнего и внутреннего электродов, соответственно, 38,6 и 7,25 мм и собственной емкостью 2,0 пФ. Для исключения влияния миграционной поляризации рудных минералов измерения проводились на достаточно высокой (15 МГц) частоте.

Существо резонансного метода заключается в определении характеристик колебательного контура при внесении в него измеряемого образца. При этом наиболее универсальными измерительными приборами являются измерители добротности – куметры.

При подключении к контуру конденсатора с исследуемым образцом горной породы контур выходит из положения резонанса. Для его настройки в резонанс необходимо уменьшить емкость переменного конденсатора на величину емкости конденсатора с образцом породы. На этом принципе основан процесс измерения емкости и добротности конденсаторов, заполненных исследуемой горной породой.

Проведенные эксперименты показали, что зависимости изменения относительной диэлектрической проницаемости от влажности для эффузивных (порфириды, туфы) и осадочных пород (известняки) имеют линейный характер. Параметр α , зависящий только от количества молекул воды в горной породе, для любых условий составляет 2,1.

На рис. 3.25 представлен типичный график зависимости для пироксен-плагиоклазового порфирита. Для исследованного порфирита $\varepsilon_{\text{гп}} = 12,0$. Для широкого класса изученных пород пироксен-плагиоклазового комплекса Североуральских месторождений относительная диэлектрическая проницаемость изменяется в широких пределах – от 4,8 до 32,0, в зависимости от наличия в породах рудного минерала; для бокситов $\varepsilon_{\text{гп}} = 6,9-28,0$; для известняков $\varepsilon_{\text{гп}} = 5,8-9,3$.

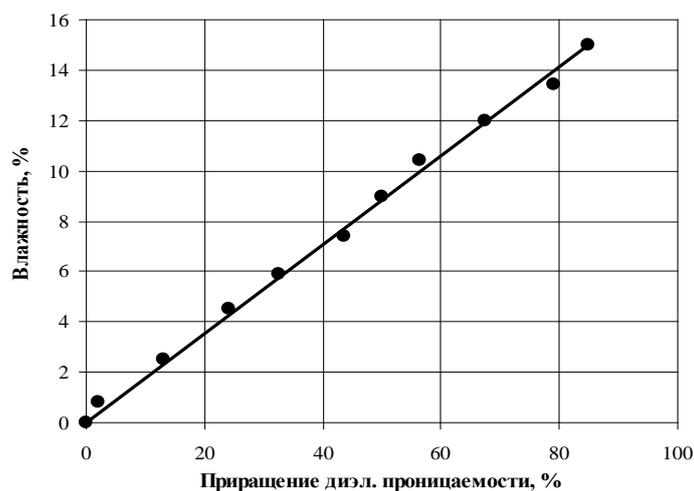


Рис. 3.25. Зависимость диэлектрической проницаемости от влажности горных пород

Высокая точность (расхождение между опытными и расчетными значениями во всех диапазонах не превышает 2-3 %) и надежность полученных уравнений дает возможность их использования для косвенного определения влажности горных пород в процессе их насыщения растворами поверхностно-активных веществ.

Процедура контроля процесса насыщения породного массива растворами ПАВ

Приведенные выше уравнения позволяют вести контроль как самого хода процесса насыщения пород активными растворами, так и его конечных результатов. Абсолютное приращение влажности оценивается по формуле (7.59) по известной (заранее измеренной) относительной диэлектрической проницаемости $\epsilon_{гп}$ вмещающих пород. Приращение $\delta\epsilon$ можно определять по вышеприведенной методике с помощью отбора проб. Более перспективным представляется измерение диэлектрической проницаемости с помощью Q -метра и плоских конденсаторов, установленных на поверхности забоя. Методика измерений, аппаратура, конструкции датчиков и методы расчета приведены в работе [95].

Дополнительную информацию даст параллельное измерение скорости упругой волны C (прозвучивание массива в ультразвуковом диапазоне). Как указано выше, на изменение скорости волны при насыщении горных пород растворами ПАВ влияют две разнонаправленные тенденции – рост C за счет вытеснения газов в порах и тре-

щинах более плотным раствором и снижение C за счет развивающихся под действием ПАВ трещин. Тогда общее (измеренное) изменение скорости волны можно представить разностью:

$$\delta C_{\text{изм}} = \delta C(W) - \delta C(N), \quad (3.65)$$

где $\delta C(W)$ – прирост скорости волны за счет увлажнения массива; $\delta C(N)$ – относительное снижение скорости волны за счет развития трещин.

Составляющую $\delta C(W)$ можно оценить с помощью уравнения (3.62) по установленной диэлектрическим методом влажности W . Тогда составляющая, которая характеризует трещиноватость (нарушенность) пород, определится как

$$\delta C(N) = \delta C(W) - \delta C_{\text{изм}}. \quad (3.66)$$

Более подробно процедура и методика выделения составляющей $\delta C(N)$ представлены в работе [115]. Здесь же показано, что общую концентрацию нарушений N для скальных пород можно оценить выражением $N = \ln(C_0/C)/d^3$, где C_0 и C – скорости волны в ненарушенном образце и в массиве, обработанном ПАВ; d – средний размер минеральных зерен, слагающих горную породу. С учетом принятых выше обозначений данная формула запишется в виде:

$$N = \frac{\ln[(\delta C(N) + 1)^{-1}]}{d^3}. \quad (3.67)$$

Таким образом, если при насыщении массива одновременно измерять изменение скорости упругой волны $\delta C_{\text{изм}}$ и относительной диэлектрической проницаемости $\delta \epsilon$, то с помощью вышеприведенных соотношений можно отслеживать как степень насыщения, так и рост трещиноватости обрабатываемого ПАВ участка породного массива.

Опробование процедуры контроля влажности массива горных пород

Отработка процедуры ультразвукового контроля влажности массива горных пород производилась при нагнетании 0,001 % рас-

творы $AlCl_3$ в забое штрека гор. – 800 м шахты № 12-12 бис СУБРа. Серия испытаний была организована по схеме, представленной на рис. 3.26.

Для нагнетания раствора использовались шпуры № 1 и № 2. Для контроля процесса – шпуры № 3-6. Диаметр шпуров 42 мм. Измерение скорости распространения продольной упругой волны производилось прибором УК-14П. Контакт датчиков с горной породой обеспечивался через слой солидола.

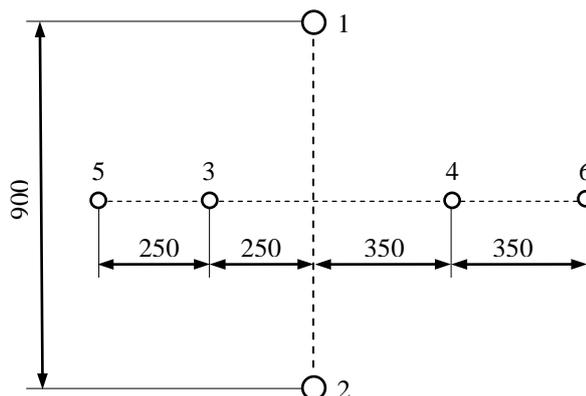


Рис. 3.26. Схема замеров и нагнетания:
1, 2 – шпуры для нагнетания ПАВ; 3, 4, 5, 6 – шпуры для контроля процесса нагнетания

На первой стадии (до начала нагнетания раствора) производилась отработка схемы измерения: 1) датчики на груди забоя; 2) передающий датчик вблизи забоя шпура, приемный – на груди забоя; 3) оба датчика на стенках шпура.

Измерения по первой схеме показали крайнюю неустойчивость результатов, что вызвано значительной нарушенностью пород груди забоя. Причем на расстоянии между датчиками более 35-40 см надежного прихода сигнала фиксировать не удавалось. По второй схеме измерений устойчивые результаты получены при расположении приемного датчика в интервале 15-35 см от устья контрольного шпура. При более близком расположении датчика на результаты измерений влияла зона нарушений в окрестности шпура; на расстояниях, больших 35 см, для получения устойчивого результата не доставало мощности излучаемого сигнала. Наилучшие результаты получены при измерении по третьей схеме, которая позволяла надежно фиксировать время прихода сигнала при перемещении передающего и

приемного датчиков по стенкам шпура в его рабочей части. Эта схема принята в качестве основной.

Обработка результатов измерений показала, что при среднем коэффициенте вариации результатов измерений 5,9 % значения скорости упругой волны для различных участков массива отличались более чем в два раза.

Таким образом, породный массив в окрестности забоя штрека отличается существенной неоднородностью. Использование ультразвуковых измерений помимо контроля влажности позволяет надежно количественно оценивать и выделять неоднородные участки массива горных пород.

Перед нагнетанием были произведены замеры скорости распространения продольной волны между контрольными шпурами и по поверхности забоя (табл. 3.7). И по описанной выше схеме производилось измерение скорости упругой волны после каждого этапа насыщения породного массива активным раствором. На первом этапе (табл. 3.8) нагнетание раствора осуществлялось при постоянном давлении 0,20-0,25 МПа в течение 60 минут. Расход раствора составил 240 л. На втором этапе (табл. 3.9) давление нагнетания было увеличено до 0,35 МПа и через 30 минут поднято до 0,55 МПа. Общее время нагнетания на втором этапе составило 50 минут.

Таблица 3.7

Данные замеров в забое до насыщения массива пород

Номера шпуров	Расстояние, м	Скорость упругой волны, м/с
3-4	0,6	1550-1760
3-5	0,25	688-780
4-6	0,35	940-1129

Таблица 3.8

Данные замеров после нагнетания первой партии раствора ПАВ

Номера шпуров	Расстояние, м	Скорость упругой волны, м/с
3-4	0,6	2060-2470
3-5	0,25	1160-1390
4-6	0,35	1630-2170

Данные замеров массива после насыщения

Номера шпуров	Расстояние, м	Скорость упругой волны, м/с
3-4	0,6	3260-4000
3-5	0,25	1550-2110
4-6	0,35	2050-2780

Результаты измерений скорости упругой волны представлены на рис. 3.27. На всех графиках наблюдается устойчивый рост скорости волны по мере насыщения массива. Причем наибольший темп роста наблюдается на втором этапе вблизи нагнетательных скважин (между шпурами №3 и №4). Это свидетельствует о том, что при повышении давления нагнетания наибольшее проникновение раствора наблюдается в области между нагнетательными скважинами. Положение кривых роста скорости волны соответствует результатам измерений в исходном массиве (до насыщения). На рис. 3.28 приведены данные по относительному увеличению скорости волны в ходе нагнетания. В пределах погрешностей измерений темп роста можно аппроксимировать линейной зависимостью от времени насыщения t (мин) уравнением

$$\delta C = \frac{\Delta C}{C_0} \cdot 100 \% = 1,19 t. \quad (3.68)$$

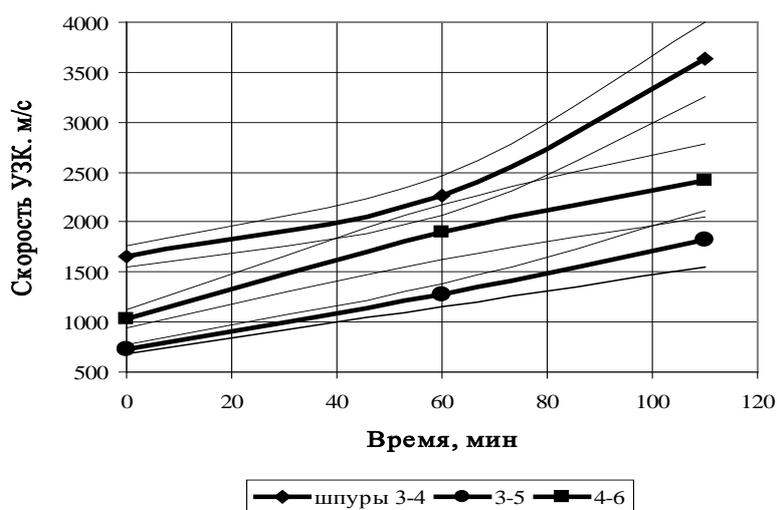


Рис. 3.27. Зависимость скорости упругой волны от времени насыщения массива

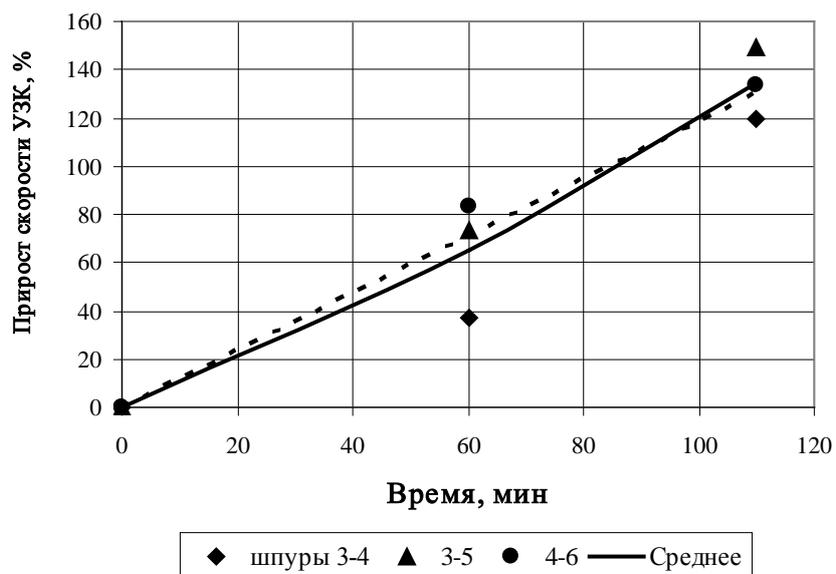


Рис. 3.28. Прирост скорости упругой волны в ходе насыщения известняка

Таким образом, имеются все необходимые предпосылки для осуществления контроля процесса насыщения массива горных пород растворами ПАВ, основанные на высокочастотном диэлектрическом и ультразвуковом способах оценки влажности.

4. ФРАКТАЛЬНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ ГОРНЫХ ПОРОД

4.1. Введение фрактальной размерности

Трещины, как и любой природный объект, существуют в трехмерном мире. Поэтому любое тело имеет три измерения – длину, высоту и ширину. Положение тела описывается тремя независимыми переменными (координатами X, Y, Z) или степенями свободы. Такая размерность называется *параметрической*. Формализованным и более строгим с математической точки зрения является понятие *топологической размерности* d . Здесь размерность точки составляет $d = 0$, линии - $d = 1$, плоскости - $d = 2$ и объема - $d = 3$. В общем случае топология, являясь базой теории множеств, оперирует с любым n -мерным пространством.

Евклидова геометрия, основанная на представлении о размерности или числе измерений древнегреческих ученых (Пифагор, Аристотель и др.), всю природу сводит к чисто симметричным объектам: точке, линии, плоскости, объему. Поэтому при описании реальных тел всегда стремились представить их геометрию сочетанием этих простейших понятий. В действительности природа отвергает симметрию. Евклидовы формы есть абстракция, не имеющая ничего общего с реальной природой. Еще во II веке н. э. греческий мыслитель Секст Эмпирик обратил внимание на ограниченность представлений о размерности как непременно целом числе. Он писал: «Геометры говорят, что линия есть длина без ширины, а мы, скептики, не можем понять длины, не имеющей ширины».

Таким образом, в природе существуют объекты, для точного измерения которых топологической размерности становится явно недостаточно. Впервые с этим фактом столкнулся англичанин *Д. Ричардсон* [98]. Пользуясь обычным циркулем, он измерял длину береговой линии Великобритании на картах разного масштаба. Он заметил, что чем меньше был раствор циркуля δ , тем все большие подробности побережья входили в измеряемую длину и результаты измерения непрерывно увеличивались. Причем он выявил, что рост длины береговой линии L подчиняется степенному закону (*закон Ричардсона*):

$$L(\delta) = \alpha \delta^{\beta}, \quad (4.1)$$

где α - некоторая константа; β - отрицательный показатель степени.

Отсюда возник парадокс: береговая линия имеет бесконечную длину, хотя она, несомненно, замкнута. Как заметил Ричардсон, это уже не линия, но еще и не плоскость. Она является чем-то средним между одномерной и двумерной фигурами.

Основные идеи, положившие начало теории размерностей, были сформулированы еще в XIX веке Пуанкаре, Лебегом, Брауэром, Менгером. Связь размерности с геометрией окружающего мира и математический аппарат этой геометрии нашли отражение в работах Кантора, Вейерштрассе, Пеано и др. Впервые понятие дробной размерности d_H ввел Феликс Хаусдорф в 1919 году. В 1975 году Б. Мандельброт [128] назвал объекты с дробной размерностью d_f *фракталами*. Появилась новая отрасль математики – *фрактальная геометрия*. Бенуа Мандельброт дал общее определение: «Фракталом в узком смысле называется множество, размерность Хаусдорфа для которого строго больше его топологической размерности».

Данному определению соответствует реальный физический смысл, показывающий процесс усложнения объектов. Так, линию, изначально имеющую топологическую размерность $d = 1$, путем бесконечного числа изгибаний можно привести к предельному случаю, когда она полностью покрывает некоторую конечную площадь с размерностью $d = 2$. Следовательно, в процессе таких изгибаний линия будет изменять свою размерность от 1 до 2. Примером изменения размерности d от 2 до 3 может служить превращение плоскости в объем (например, скомканный носовой платок).

Вернемся к измерению длины береговой (фрактальной) линии. Из уравнения (4.1) следует:

$$\log L = \beta \log \delta + \log \alpha, \quad (4.2)$$

где $\log \alpha = \text{const}$.

Тогда, пренебрегая константой, можно записать: $\log L \sim \beta \cdot \log \delta$. С другой стороны:

$$\log L = \log [N(\delta) \delta] = \log N(\delta) + \log \delta, \quad (4.3)$$

где $N(\delta)$ – число отрезков длиной δ , покрывающих всю линию.

Из уравнений (4.2) и (4.3) следует:

$$\log N(\delta) \cong \beta \log \delta - \log \delta = (\beta - 1) \cdot \log \delta. \quad (4.4)$$

В соответствии с *размерностью Хаусдорфа*,

$$N(\delta) \cong 1/\delta^{d_H}, \quad (4.5)$$

следовательно,

$$\log N(\delta) \sim -d_H \cdot \log \delta. \quad (4.6)$$

Тогда из уравнений (3.4) и (3.6) получим:

$$\beta - 1 = -d_H. \quad (4.7)$$

Поскольку в уравнении (4.1) $\beta < 0$, то размерность Хаусдорфа d_H в уравнении (4.7) строго больше топологической размерности d береговой линии. Поэтому в соответствии с определением Мандельброта, такие линии являются фракталами. Подобные рассуждения будут, очевидно, справедливы и для любых произвольных очертаний трещины.

Таким образом, можно сформулировать основные признаки фракталов:

1. Каждое множество с нецелой размерностью есть фрактал.
2. Большинство фракталов самоподобны, т. е. инвариантны к масштабным преобразованиям.
3. Фрактальные кривые бесконечно изломаны и, соответственно, нигде не дифференцируемы.
4. Соотношение между линейным размером и массой фрактала выражается степенной функцией (4.1), называемой *скейлингом*. В каждом конкретном случае под массой фрактала может выступать любая мера: длина, площадь, объем, число событий и т. д.

Термин «*фрактал*» (от лат. fractus – дробный) был введен в 1975 году Бенуа Мандельбротом. Типичным примером естественного фрактала может служить дерево или трещина, ствол которых разделяется на две ветви, которые, в свою очередь, разделяются еще на две, и т. д. С точки зрения фрактальной геометрии, плодотворно рассматривать следующие объекты [11, 171]: линии берегов, рельеф местности, очертания облаков, турбулентные потоки, организации

живых систем, молекулы вещества, динамические системы с хаотическим поведением, частоту слов в текстах, структуры горных пород, дисперсные системы и др.

Б. Мандельброт начинает построение фрактальной геометрии с вычисления размерности знаменитой *кривой Коха* (Хельга фон Кох, шведский математик, изобразила эту кривую задолго до появления термина «*фрактал*»). Схему построения кривой Коха (рис. 4.1) можно представить следующим образом.

На нулевом шаге ($n = 0$) строится элемент, называемый *инициатором*. Здесь это отрезок с единичной длиной ($L = 1$). Отрезок разбивается на три части, средняя часть вырезается и заменяется двумя отрезками длиной $l_i = 1/3$ (первый шаг – $n = 1$). Полученная фигура называется *генератором*, который задает дальнейшие преобразования. Длина генератора $L_\Gamma = 4/3$. Дальнейшие шаги ($n = 2, 3, \dots$) ясны из рисунка. На каждом шаге длина минимального элемента (отрезка) меняется по закону $\delta = 3^{-n}$. Тогда

$$\begin{aligned} \log \delta &= -n \log 3; \\ n &= \log \delta / \log 3. \end{aligned}$$

Длина кривой Коха на любом шаге n

$$L = (L_\Gamma)^n = \left(\frac{4}{3}\right)^{\frac{\log \delta}{\log 3}}, \quad (4.8)$$

где 4 – число элементов генератора; 3 – число разбиений инициатора.

Преобразуем выражение (4.8):

$$\log L = -\frac{\log \delta}{\log 3} (\log 4 - \log 3) = \left(1 - \frac{\log 4}{\log 3}\right) \cdot \log \delta = (1 - d_f) \cdot \log \delta, \quad (4.9)$$

где $d_f = \log 4 / \log 3 = 1,26$ – фрактальная размерность кривой Коха.

Рассмотрим общий случай. Пусть единичный отрезок L можно без остатка покрыть N равными частями. Тогда размер такой части $k = 1/N$. Квадрат единичной площади можно покрыть одинаковыми

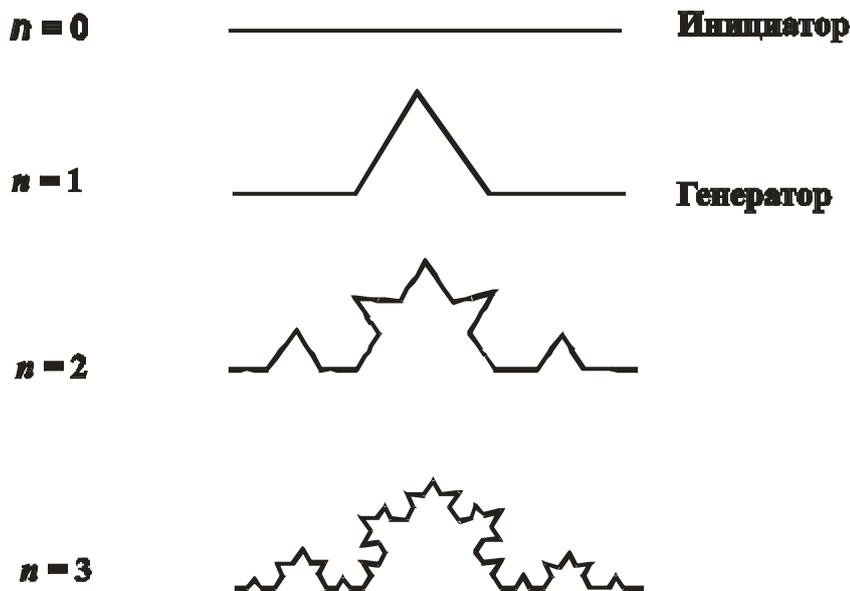


Рис. 4.1. Построение кривой Коха

элементами – квадратами со стороной $k = (1/N)^{1/2}$, для куба – кубиками со стороной $k = (1/N)^{1/3}$. В общем случае

$$k(N) = \left(\frac{1}{N}\right)^{1/d_f}. \quad (4.10)$$

В литературе [4, 7, 11, 96, 98, 128, 205] приводятся примеры многих других самоподобных регулярных фракталов: *салфетка Серпинского* (инициатор – равносторонний треугольник, генератор, последовательно исключающий внутренние равносторонние треугольники); *ковер Серпинского* (инициатор – квадрат с исключением квадратных же частей); *губка Менгера* (куб с исключаемыми внутренними кубиками); *сеть Аполлония* (с исключаемыми окружностями) и многие другие. Многие из этих искусственных фракталов могут успешно моделировать различные природные тела и процессы.

Наиболее интересна в этом смысле *канторова пыль* (рис. 4.2), которая образуется простым извлечением части ($r = 1/3$) линейного отрезка. При этом образуются два отдельных отрезка ($N = 2$) длиной $1/3$. Дальнейшие преобразования ясны из рисунка. Размерность канторовой пыли $d_s = \log 2 / \log 3 = 0,6309$.

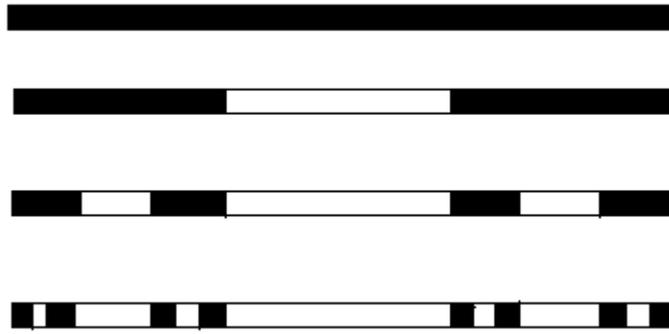


Рис. 4.2. Триадное канторово множество (канторова пыль)

Канторова пыль, или триадное канторово множество, играет исключительно важную роль в практических приложениях фрактальной геометрии. Эта структура названа по имени Георга Кантора, который описал ее в 1883 году. Фрактальные свойства пыли Кантора используются во многих задачах, связанных с реальными природными объектами.

Таким образом, фрактальная размерность отражает реальную геометрию объектов и характеризует степень их изломанности. Так, длина фрактальной кривой зависит от шага измерений δ и определяется выражением $L(\delta) = a \delta^{(1-d_f)}$, где a – принятая мера длины. Тогда чем больше фрактальная размерность линии, тем больше ее истинная длина. В работе [208] приводятся фрактальные размерности линии границ различных стран. Максимальная величина размерности ($d_f = 1,52$) отмечена для Норвегии с характерной изрезанностью ее берегов; минимальная ($d_f = 1,02$) – для границы Южной Африки, большая часть которой проходит по пустыне и проведена в виде прямой линии.

Фрактальная размерность существенно зависит от метода ее вычисления и принятой меры. Под *фрактальной мерой* может выступать любая геометрическая фигура, число событий, вероятность и т. д. Фракталы можно разделить на детерминированные и случайные. Существуют также фрактальные временные ряды.

Для строго самоподобных структур (типа кривой Коха) используется в простейшем случае *размерность подобия*:

$$d_s = \frac{\log m}{\log k}, \quad (4.11)$$

где m – число подобных элементов (объектов); $1/k$ – размер единичного объекта.

Для определения размерности природных сложных объектов, не обладающих свойством периодичности, используется *метод покрытия*. Идея метода состоит в перекрытии некоторого множества S различными по форме правильными геометрическими фигурами.

Классическая *размерность Хаусдорфа d_H* получается при перекрытии множества S сферами различного радиуса r_i . Однако вычислительная процедура при этом становится весьма громоздкой. Поэтому на практике используют для покрытия геометрические фигуры одинакового размера.

В этом случае получают *емкостную размерность*, или *размерность Колмогорова d_0* . Пусть некоторое множество S можно покрыть сферами радиуса ε . Тогда размерность Колмогорова определится пределом отношения:

$$d_0 = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\log N(S, \varepsilon)}{\log(1/\varepsilon)}, \quad (4.12)$$

где $N(S, \varepsilon)$ – наименьшее число сфер радиусом ε , необходимое для перекрытия множества S .

При этом число сфер, обеспечивающее минимальное покрытие, зависит от их радиуса по степенному закону:

$$N(S, \varepsilon) \cong \left(\frac{1}{\varepsilon}\right)^{d_0(S)}. \quad (4.13)$$

В общем случае $d_0 \leq d_H \leq d$, а для множества, не обладающего свойствами фрактала, это выражение переходит в строгое равенство.

На практике для покрытия удобнее использовать квадраты (клетки) в двумерном случае или кубики – в трехмерном. Так, при измерении следа трещины на поверхности образца можно использовать *клеточную размерность (box counting dimension)*. На каждом из n шагов измерений на поверхность образца наносится сетка с разме-

ром ячейки $1/2^n$. (Для кубической решетки размер составляет $1/3^n$). Подсчитывается число смежных квадратов (ячеек) $N_n(S)$, перекрывающих данную трещину. Фрактальная размерность определится пределом отношения:

$$d_0 = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\log N_n(S)}{\log(2^n)}, \quad (4.14)$$

Если на таком образце содержится не одна, а множество трещин, то в качестве $N_n(S)$ принимается число ячеек, содержащих след хотя бы одной трещины.

В некоторых случаях для единичных объектов удобнее использовать *размерность Минковского* d_M , которая определяется следующим пределом:

$$d_M = \lim_{r \rightarrow 0} \frac{\log[S(r)/r^2]}{\log(1/r)}. \quad (4.15)$$

Здесь $S(r)$ – площадь так называемой *сосиски* Минковского, которая образуется, если по кривой «ползет» окружность радиуса r . В общем случае $d_M \geq d_H$. Для регулярных самоподобных фракталов размерности Минковского и Хаусдорфа совпадают.

Зачастую размерность Минковского рассматривают как основу любой геометрической размерности [96]. При этом исходят из общих соображений следующего характера.

Известно, что в евклидовом пространстве размер области (шара) радиусом r в одномерном изображении составляет $2r$, в двумерном (площадь) - πr^2 , в трехмерном (объем) $4/3\pi r^3$. В общем случае d -мерного пространства мера (объем) определится выражением

$$V = \gamma(d) r^d, \quad (4.16)$$

где $\gamma(d)$ – константа, определяемая гамма-функцией:

$$\Gamma(x) = \int_0^{\infty} e^{-t} t^{x-1} dt \quad \text{при } x > 0.$$

$$\gamma(d) = \frac{\Gamma(1/2)^d}{\Gamma(1 + d/2)}.$$

Например, мерой шара в 3/2-мерном пространстве является выражение

$$V_{3/2} = \gamma(3/2) \cdot r^{3/2}.$$

Пусть множество S можно покрыть суммой некоторых областей (шаров, квадратов и др.). Тогда мера множества S :

$$B_d(S) \approx N(r) \cdot r^d, \quad (4.17)$$

где $N(r)$ – минимальное число областей радиусом r , необходимых для покрытия множества S . Полагая, что $B_d(S) = C > 0$, запишем:

$$N(r) \approx \frac{C}{r^d}. \quad (4.18)$$

Логарифмируя выражение, получим:

$$\log N(r) = \log C - d \log r.$$

Отсюда

$$d = - \frac{\log N(r)}{\log r} + \frac{\log C}{\log r}.$$

При $r \rightarrow 0$, $\log r \rightarrow (-\infty)$ и размерность Минковского в общем случае запишется соотношением

$$d_M = -\lim_{r \rightarrow 0} \frac{\log N(r)}{\log r}. \quad (4.19)$$

В общем случае существует верхняя ($\lim \sup$) и нижняя ($\lim \inf$) границы этого предела. Если предел существует, т. е. эти границы совпадают, то мы имеем размерность Минковского d_M .

Следует отметить, что в большинстве случаев указанные выше размерности совпадают [58]. Поэтому терминологически их часто не различают и просто обозначают - «фрактальная размерность».

Рассмотренные выше чисто геометрические размерности дают приемлемые результаты для однородного (единичного) фрактала. Если же он представляет собой дискретное множество, т. е. набор точек (пор, включений, трещин и т. п.), распределенных на фрактале, то при использовании метода покрытия никак не учитывается, сколько точек (одна или несколько) попадают в принятую меру (клетку). Это позволяет учитывать *информационная* (или *энтропийная*) размерность d_I .

В соответствии с мерой информации, введенной Шенноном [32], $I = -\log P$, где P – вероятность события, в данном случае можно использовать величину:

$$I_i(S, \varepsilon) = -\log P_i(S, \varepsilon). \quad (4.20)$$

Для вычисления среднего количества информации используем формулу

$$I(S, \varepsilon) = \sum_{i=1}^{N(S, \varepsilon)} -P_i(S, \varepsilon) \cdot \log P_i(S, \varepsilon), \quad (4.21)$$

где $N(S, \varepsilon)$ – минимальное число сфер (ячеек) радиусом ε , покрывающих множество S ; $P_i(S, \varepsilon)$ – вероятность попадания точки в i -ю сферу:

$$P_i(S, \varepsilon) = \frac{N(S, \varepsilon)}{N}.$$

Информационная размерность определится пределом:

$$d_I = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{I(S, \varepsilon)}{\log(1/\varepsilon)}, \quad (4.22)$$

т. е. $I(S, \varepsilon) \sim d_I \log \varepsilon$.

Информационная размерность может служить мерой неоднородности распределения точек на фрактале. При однородном распределении (когда в каждой ячейке находится одна точка) информационная размерность строго соответствует размерности Колмогорова.

При неоднородном распределении $d_I < d_0$, и чем больше эта разница, тем выше степень неоднородности.

Корреляционная размерность, в отличие от других, основывается не на методе покрытия, а на оценке расстояния между парами точек дискретного множества N с координатами r_1, r_2, \dots, r_N . Оценкой служит *корреляционный интеграл* $C(\varepsilon)$, численно равный отношению к числу пар точек, расстояние между которыми не превышает заданную величину ε :

$$C(\varepsilon) = \lim_{N \rightarrow \infty} \sum_{i,j=1; i \neq j}^N \chi(\varepsilon - |r_i - r_j|), \quad (4.23)$$

где χ - функция Хевисайда, принимающая значения $\chi(x) = 0$ при $x < 0$ и $\chi(x) = 1$ при $x \geq 0$.

Для фрактального множества

$$\lim_{\varepsilon \rightarrow 0} C(\varepsilon) \sim \varepsilon^{d_2}, \quad (4.24)$$

где d_2 – положительный показатель степени, который называется *корреляционной размерностью*:

$$d_2 = \lim_{\varepsilon \rightarrow 0} \frac{\log C(\varepsilon)}{\log \varepsilon}. \quad (4.25)$$

Корреляционная размерность эффективна при небольшом числе точек на фрактале. Соотношение размерностей $d_2 \leq d_I \leq d_0 \leq d$, где d - топологическое пространство, в котором находится множество.

4.2. Методы вычисления фрактальной размерности

4.2.1. Определение размерности подобия

Для искусственно создаваемых самоподобных структур типа кривой Коха, салфетки или ковра Серпинского и т. п. определяется размерность подобия d_s по заданным характеристикам инициатора и генератора. *Инициатор* задает геометрию начального элемента, который затем на каждом шаге n_i ($i = 0, 1, \dots, N$) претерпевает изменения. Размер инициатора (в виде длины линии, стороны квадрата, куба и

пр.) принимается за единицу. *Генератор* задает алгоритм изменения инициатора. Этот алгоритм характеризуют два параметра:

- размер элемента, удаляемого из инициатора, – r ;
- число элементов, образующихся на каждом шаге преобразования, – N .

Размерность подобия вычисляется по формуле

$$d_s = \frac{\log N}{\log(1/r)}. \quad (4.26)$$

Для *кривой Коха* (см. рис. 4.1) длина инициатора (исходной линии) $L = 1$. Из нее удаляется центральный отрезок длиной (размером) $r = 1/3$. После первого преобразования получаем $N = 4$ элемента длиной $1/3$. Тогда размерность кривой Коха:

$$d_s = \frac{\log 4}{\log 3} = 1,26.$$

Инициатор *салфетки Серпинского* [98] – равносторонний треугольник со стороной $L = 1$. На первом шаге (генератор) из него извлекается равносторонний треугольник со стороной $r = 1/2$. При этом образуются (остаются) $N = 3$ треугольника. Размерность $d_s = \log 3 / \log 2$.

При образовании *ковра Серпинского* со стороной $L = 1$ извлекается центральный квадрат со стороной $r = 1/3$. Образуется фигура из $N = 8$ квадратов со стороной $1/3$. Размерность $d_s = \log 8 / \log 3 = 1,89$.

Объемная губка Менгера образуется из куба со стороной $L = 1$. Из него извлекаются центральный и 6 боковых кубов (всего 7) со стороной $r = 1/3$. Исходный куб образуют $(1/(1/r))^3 = 27$ кубиков со стороной $r = 1/3$. После преобразования остаются $N = 27 - 7 = 20$ элементов (кубиков). Размерность $d_s = \log 20 / \log 3 = 2,73$.

Канторова пыль (см. рис. 4.2) образуется простым извлечением части ($r = 1/3$) линейного отрезка. При этом образуются два отдельных отрезка ($N = 2$) длиной $1/3$. Дальнейшие преобразования ясны из рисунка. Размерность канторовой пыли $d_s = \log 2 / \log 3 = 0,6309$.

4.2.2. Определение геометрической размерности

Для природных нерегулярных фракталов используется *метод покрытия*. В целях удобства вычисления на плоскость наносится

квадратная сетка (в объемной задаче – кубическая сетка) с размером ячейки r_i . При изменении шага сетки r_i подсчитывают минимальное число клеток (кубов) $N(r_i)$, покрывающих фрактал. Из формул (4.2) – (4.6) можно получить зависимость:

$$\log N(r_i) = \log C - d_f \log r_i. \quad (4.27)$$

В двойных логарифмических координатах $\log N(r_i) = f(\log r_i)$ это уравнение описывает прямую линию. Ее параметры $\log C$ и d_f могут определиться способом «наименьших квадратов». В качестве меры надежности и точности оценки могут использоваться коэффициент корреляции и коэффициент вариации опытных точек от полученной прямой. Причем величина $\log C$ практического значения не имеет и может не вычисляться. Процедуру определения фрактальной размерности для единичного объекта, например следа трещины, можно представить следующим образом.

Пусть максимальная величина проекции трещины на одну из сторон сетки равна P , мкм. Выбираем максимальный размер ячейки $r_{\max} \geq P/10$, округляя его до ближайшего целого. С данным размером ячейки строим сетку. Считаем число ячеек, в которых имеется след трещины $N(r_{\max})$. Уменьшаем размер ячейки вдвое и повторяем процедуру не менее 5 – 7 раз. По результатам построения и его корреляционного анализа определяем фрактальную размерность d_f .

4.2.3. Определение информационной размерности

Пусть имеется дискретное множество из M точек на фрактале (поры, минеральные зерна и другие объекты, которые можно представить точкой). Как и в предыдущем случае, строим несколько сеток с переменным размером ячеек r_i . Так же для каждой сетки определяем минимальное число ячеек, покрывающих фрактал $N(r_i)$. Но для каждой непустой ячейки определяем частоту или вероятность попадания точек в ячейку:

$$P_j(r_i) = \frac{m_j}{M}, \quad (4.28)$$

где m_j – число точек, попавших в j -ю ячейку при размере сетки r_i .

Очевидно, что $\sum_j P_j(r_i) = 1$.

Для каждой сетки размером r_i вычисляем среднее количество информации, которое называется *информационной энтропией*:

$$I(r_i) = \sum_{j=1}^{N(r_i)} -\frac{m_j}{M} \log P_j(r_i) = \frac{1}{M} \sum_{j=1}^{N(r_i)} -m_j \log P_j(r_i). \quad (4.29)$$

Как следует из формулы (4.20), $I(r_i) \sim d_I \log(r_i)$. Поэтому способом наименьших квадратов с помощью графика определяем информационную размерность d_I . Поскольку для неоднородного распределения точек $d_I < d_0$, где d_0 – геометрическая размерность, вычисленная без учета частоты попадания точек в ячейки сетки, то величину

$$K_H = d_0 / d_I \quad (4.30)$$

можно использовать как меру неоднородности фрактала.

Информационную размерность можно использовать для оценки распределения пор, включений, выбора оптимальной сетки опробования и т. п.

4.2.4. Определение корреляционной размерности

Рассмотрим общую постановку задачи, когда на плоскости распределено множество из N точек с координатами r_1, r_2, \dots, r_N . Определение размерности основано на вычислении *корреляционного интеграла*, представляющего собой сумму значений функции Хевисайда (уравнение (3.23)). Наиболее удобная процедура анализа состоит в следующем.

Произвольно выбирается точка начала координат – *референтная точка* N_{ref} . Вокруг нее проводится окружность (в объемном случае – сфера) радиусом ε . Все точки, попавшие внутрь этой окружности, заведомо имеют положительное значение разности $(\varepsilon - |r_i - r_j|) > 0$, т. е. функция Хевисайда приобретает значение $\chi(x) = 1$. Тогда под знаком суммы в уравнении (4.23) будет просто число точек, попавших в сферу радиусом ε_i .

Тогда алгоритм определения корреляционной размерности можно представить следующим образом. На плоскости выбирается несколько референтных точек $N_{\text{ref}(i)}$. Вокруг каждой точки проводится

окружность радиусом ε_{i1} и подсчитывается число точек, попавших внутрь этой окружности (сферы) n_1 . Затем проводим окружность радиусом $\varepsilon_{i2} > \varepsilon_{i1}$ и определяем n_2 . Повторяя эту процедуру, получим ряд парных значений для каждой референтной точки $N_{\text{ref}(i)}$: $\varepsilon_j - n_j$.

При нескольких референтных точках N_{ref} формула корреляционного интеграла преобразуется к виду:

$$C(\varepsilon) = \lim_{N \rightarrow \infty} \frac{1}{N_{\text{ref}}} \frac{1}{N} \sum_{i=1}^{N_{\text{ref}}} \sum_{j=1}^N \chi(\varepsilon - |r_i - r_j|). \quad (4.31)$$

При реализации вышеуказанной процедуры вычисления производятся в следующем порядке. Для каждой единичной сферы радиусом ε_j по всем референтным точкам вычисляется корреляционный интеграл:

$$C(\varepsilon_j) = \sum_{i=1}^{N_{\text{ref}}} n_j. \quad (4.32)$$

По полученным парам значений строим график функции:

$$\log C(\varepsilon_j) = f(\log \varepsilon_j). \quad (4.33)$$

Способом наименьших квадратов определяем угловой коэффициент прямой, значение которого и соответствует корреляционной размерности d_2 (уравнение (4.25)).

При реализации данной процедуры нужно решить две задачи - определить число референтных точек N_{ref} и задать радиусы сфер ε_j . Число $N_{\text{ref}(i)}$ будет зависеть от исследуемой площади (или объема) образца, но представляется, что число таких точек должно быть не менее 3 – 4. Из соображений надежности корреляционного анализа (построения графика) число окружностей или сфер должно быть не менее 6 – 7. Причем желательно выбирать шаг увеличения ε_j в логарифмической пропорции для получения на графике равноотстоящих точек. Очевидно, что наибольшая сфера радиусом ε_{max} не должна выходить за пределы образца.

4.2.5. Фрактальный анализ структуры ветвящихся трещин

При развитии трещин в горной породе происходит их ветвление и взаимное пересечение. Характерными элементами такой системы трещин являются точки или линии их пересечения (узлы) и свободные концы (устья) трещин. Для оценки фрактальной размерности системы трещин можно использовать следующий прием.

В одном из узлов системы выбирается референтная точка, из которой проводится семейство окружностей радиусом r_i . Подсчитывается число пересечений трещинами каждой окружности $n_1(r_i)$. В кольцах между двумя смежными окружностями подсчитывается число узлов ветвления $n_2(r_i)$ и число свободных концов (устьев) трещин $n_3(r_i)$. Указанные числа пропорциональны радиусам окружности в виде [171]:

$$n_1(r_i) \approx r^{d_f}; \quad (4.34)$$

$$n_2(r_i), n_3(r_i) \approx r^{d_f - 2}. \quad (4.35)$$

Фрактальная размерность d_f определится путем построения графиков данных функций в двойных логарифмических координатах. Для однородной системы трещин все фрактальные размерности должны совпадать: $d_{f1} = d_{f2} = d_{f3}$. В противном случае система трещин будет неоднородной, и разница указанных фрактальных размерностей будет характеризовать степень этой неоднородности. В последнем случае за основную фрактальную размерность следует принимать d_{f1} , соответствующую $n_1(r_i)$.

Для моделирования роста ветвящихся трещин важно знать характер разбегания ветвей трещин по мере их удаления от места ветвления (узла). Для моделирования единичной ветвящейся трещины за центр отсчета (референтная точка) следует брать начало (устье) материнской трещины. При оценке $L(r_i) = f(r)$ можно использовать чисто статистический прием, т. е. находить параметры распределения трещин в интервалах между кольцами окружностей или использовать формулу Лапласа (*лапласовский фрактал*). С его помощью определяется среднее расстояние между парами ближайших ветвей вдоль окружностей по формуле

$$\langle L(r_i) \rangle = r^{\frac{d-d_f}{d-1}}, \quad (4.36)$$

где d – топологическая размерность (в плоской задаче $d = 2$).

В работе [171] приводятся примеры реализации данной процедуры для определения фрактальной размерности эрозионной сети ряда рек. Установлено, что размерности d_{f1} , d_{f2} и d_{f3} несколько отличаются по величине, причем наиболее точно определяется значение d_{f1} , которое и следует использовать в уравнении (4.36). Если расхождение невелико (сопоставимо с точностью измерений), то фрактальные размерности можно усреднять.

Сравнение результатов расчета по уравнению Лапласа (4.36) с реальным распределением $L(r_i) = f(r)$, установленным чисто статистически, в большинстве случаев дает удовлетворительную сходимость. Однако для ряда объектов это расхождение достаточно велико, это свидетельствует о том, что помимо масштаба (расстояния) на процесс ветвления влияют другие существенные факторы, например изменение структуры или прочности различных частей горной породы. В этом случае причину нужно установить, выразив в виде конкретного параметра, и учесть в уравнении Лапласа.

Кроме того, очень важно, что величина фрактальной размерности позволяет определить характер ветвления трещин. Действительно, при $d_f > d$ показатель степени уравнения Лапласа становится отрицательным, что свидетельствует о все увеличивающейся плотности ветвящихся трещин. Напротив, при $d_f < d$ показатель степени положителен, т. е. ветвящиеся трещины расходятся и расстояние между ними увеличивается.

4.2.6. Кластерный анализ развития трещиноватости горных пород

Процесс разрушения горных пород определяется зарождением, развитием и объединением трещин. Если в начальной фазе процесса еще можно проследить за развитием каждой трещины, то на завершающих стадиях, особенно динамического разрушения, трещины настолько сливаются и переплетаются, что выделить их как единичные объекты не представляется возможным. Переплетения трещин образуют кластеры, которые на фотографии выглядят как сплошные

затемненные (или, напротив, светлые) области, имеющие сложные очертания.

Таких кластеров (очагов разрушения) в горной породе существует множество. Они случайным образом распределены в объеме тела. Причем в ходе разрушения породы объем и очертания кластеров непрерывно меняются, и это напрямую связано с энергетическими характеристиками процесса. Количественной характеристикой этого явления также может служить фрактальная размерность. Динамику этого процесса можно рассматривать как саморазвитие под действием нагрузки кластерной структуры горных пород. Процесс может быть представлен как последовательный ряд этапов развития трещинных кластеров и присоединения их друг к другу. Эти этапы представляют собой различные уровни иерархии структуры горных пород.

Горная порода представляет собой трехмерную систему со случайно распределенными и взаимодействующими дефектами (дислокации, микро- и макротрещины) различной формы и размеров. Взаимодействие проявляется в наложении силовых полей дефектов или полей напряжений. Структуру такой системы можно охарактеризовать ее фрактальной размерностью, поскольку с увеличением масштаба рассмотрения будет проявляться свойство самоподобия структур (кластеров).

А. А. Потаповым [172] предложен метод определения фрактальной размерности поверхности применительно к радиолокации местности. В этом контексте им введено понятие *текстуры* поверхности как матрицы пространственных свойств участков изображения с однородными статистическими характеристиками. Распределение генеральной совокупности признаков текстуры, которое оценивается по выборочным данным, названо *сигнатурой текстуры*.

Определение фрактальной размерности поверхности (размерности Хаусдорфа-Безиковича) d_f основано на зависимости:

$$S(\lambda) = k \lambda^{-d_f}, \quad (4.37)$$

где $S(\lambda)$ – площадь поверхности объекта;

λ – разрешающая способность измерений;

k – некоторый коэффициент пропорциональности.

Отсюда $\ln S(\lambda) = \ln k - d_f \ln \lambda$ и фрактальная размерность определится как

$$d_f = -\frac{\ln S(\lambda)}{\ln \lambda}. \quad (4.38)$$

Для реализации данной методики может использоваться метод покрытия. На изображение поверхности с трещинами (фотоснимок) накладывается сетка с изменяющимся размером квадратной ячейки δ_i . Для каждого типоразмера сетки определяется количество ячеек N_i , занятых изображением объекта (кластером). Фрактальная размерность поверхности определяется по углу наклона графика данной зависимости, построенного в двойных логарифмических координатах:

$$d_f = \frac{\ln N}{\ln(1/\delta)} + 1. \quad (4.39)$$

Для объектов, имеющих правильную геометрическую форму (круг, прямоугольник и т. п.), эта размерность совпадет с топологической $d_f = d = 2$. Для фрактальных поверхностей $d_f > d = 2$ будет характеризовать сложность и хаотичность объектов.

В системах радиолокации эта размерность используется для характеристики рельефа местности. Для горных пород таким способом можно оценить, в частности, размерность трещинных кластеров (объединения трещин), степень шероховатости образцов и т. п. М. Ю. Яблоковым [245] предложено определять фрактальные характеристики кластерной структуры по фотографии (черно-белой) поверхности тела. В этом случае определяется зависимость количества ячеек N сетки размером δ , занятых белыми (черными) пикселями трещинных кластеров.

4.3. Фрактальное исследование поверхностей

Применительно к изучению трещиноватости горных пород определение истинной поверхности трещин является важнейшей задачей. В соответствии с теорией хрупкого разрушения (теорией Гриффитса) [252], прочность твердых тел определяется ростом «магистральной» трещины. Главной характеристикой этого процесса служит удельная поверхностная энергия тела, т. е. энергия, отнесенная к единице площади растущей трещины, куда стекается упругая энергия деформации.

Площадь этой поверхности определяют, как правило, по следу трещины, выходящей на поверхность, предполагая, что внутренние берега трещины имеют такой же характер поверхности. Однако это может быть справедливым только при разрушении аморфных тел (стекла). У кристаллических горных пород такой «гладкой» поверхности заведомо быть не может. Как показывает опыт, она имеет достаточно сложный рельеф. Определение характеристик этого рельефа важно не только для корректной оценки энергоемкости разрушения горных пород, но и во многих других аспектах, например, при определении величины сцепления блоков пород по трещинам отдельно, оценке коэффициента трения породоразрушающего инструмента о породу и во многих других случаях.

В качестве модели поверхности трещины можно принять естественный излом образца породы при ее разрушении (например, естественную поверхность торца керна). Для фрактального анализа поверхности необходимо снять вертикальные координаты точек (координату Z), полагая нижнее основание трещины параллельным координатной плоскости ($X - Y$). Применительно к образцу горной породы для этого делается срез, параллельный общему положению излома, и этот срез служит нулевой высотной отметкой (по оси Z). Среди множества методов определения высотных отметок рельефа для горных пород наиболее приемлемым и в то же время достаточно точным является метод профилирования с помощью индикаторов часового типа. Апробирование данного метода показывает, что наиболее точным и удобным способом является фиксирование (неподвижное закрепление) индикатора и параллельное перемещение образца, например, с помощью стола токарного станка.

В последнее время по мере развития идей и методов фрактального анализа проведены исследования данного аспекта для самых различных поверхностей – от рельефа Луны до поверхности тазобедренного сустава человека. Анализ этих результатов приводит к мысли, что фрактальность любых поверхностей является общей природной закономерностью.

В работе [171] для оценки фрактальных свойств поверхности предлагаются методы спектрального анализа. Количественной мерой шероховатости служит дисперсия высоты неровностей рельефа поверхности:

$$\sigma^2 = \int_{\omega_0}^{\infty} G(\omega) d\omega, \quad (4.40)$$

где $G(\omega)$ – пространственный спектр мощности; $\omega = 2\pi f$ – угловая пространственная частота; $f = 1/\lambda$ – пространственная частота; λ – длина волны неровностей поверхности.

Любые объекты (физические системы) с конечным размером l_0 характеризуются минимально возможной пространственной частотой:

$$f_0 = \frac{\omega_0}{2\pi} = \frac{1}{l_0}. \quad (4.41)$$

Тогда наибольшая длина волны поверхности $\lambda_0 = 1/f_0$. Как и в линейном случае, общая площадь поверхности будет увеличиваться по мере уменьшения шага измерения. В качестве модели описания поверхности может служить нестационарный процесс фрактального броуновского движения (процесс Винера – Леви). Для оценки как геометрических, так и статистических свойств поверхности вводится понятие *топозезы* L_0 , которая связана с дисперсией следующим образом:

$$\sigma^2 = L_0 \lambda_0 = L_0 / f_0 = 2\pi L_0 / \omega_0. \quad (4.42)$$

С учетом L_0 пространственный спектр мощности запишется в виде:

$$G(\omega) = \frac{2\pi L_0}{\omega^2} = \left(\frac{L_0}{2\pi} \right) \lambda^2 \quad (4.43)$$

или

$$G(1/\lambda) = L_0 \lambda^2. \quad (4.44)$$

Здесь длина волны $\lambda = 1/f$ может иметь смысл шага измерения рельефа поверхности, обладающей фрактальными свойствами:

$$G(f) = \frac{L_0}{f^\beta}, \quad (4.45)$$

Показатель степени β называется спектральным параметром:

$$\beta = 2H + 1. \quad (4.46)$$

Фрактальная размерность поверхности

$$d_f = 3 - H. \quad (4.47)$$

Из уравнений (4.46) и (4.47) следует: $\beta = 2(3 - d_f) + 1 = 7 - 2d_f$ и уравнение (4.45) запишется в виде:

$$G(f) = L_0 f^{2d_f - 7}. \quad (3.48)$$

Многочисленные экспериментальные исследования показывают, что для различных поверхностей угол β меняется от 1,07 до 3,03 и имеет приблизительно нормальное распределение с модой $\beta \approx 2$, что соответствует классической броуновской поверхности. По данным исследований (Р. А. Burrough) топотеза различных поверхностей меняется в самых широких пределах. Так, в среднем для поверхности земли $L_0 = 1 \cdot 10^{-3}$ м, для поверхности горной породы (гравия) $L_0 = 1,7 \cdot 10^{-8}$ м (для сравнения, у тазобедренного сустава человека $L_0 = 2,4 \cdot 10^{-10}$ м).

Фрактальные свойства поверхностей изучают методами прямого профилирования, с помощью сканирующих устройств, путем измерения молекулярной адсорбции и др.

Наиболее доступным методом изучения поверхностей является прямое профилирование. При этом по различным профилям (линиям) на поверхности через равные интервалы Δx определяются координаты превышений Δz от некоторой нулевой плоскости. Строится профилограмма в виде графика функции $Z = f(x)$. Один из способов анализа такой зависимости заключается в следующем.

Всю кривую разбивают на минимально возможные отрезки δ_0 , соответствующие разрешающей способности метода. На каждом отрезке определяют координаты точки поверхности x_i, z_i . Затем всю кривую разбивают на секции длиной $\delta_0 N_i$, последовательно изменяя число разбиений. Для каждой секции вычисляют дисперсии $S^2(x)$, $S^2(z)$ и среднеквадратические отклонения S_x, S_z . При наличии фрактальных свойств поверхности имеют место соотношения:

$$S_x \sim N^{\alpha_x}, \quad S_z \sim N^{\alpha_z}. \quad (4.49)$$

По наклону графиков в двойном логарифмическом масштабе определяют величины показателей α_x и α_z . В общем случае средне-квадратические отклонения связаны между собой показателем Херста H [171]:

$$S_z \sim S_x^H. \quad (4.50)$$

Тогда из уравнений (4.49) следует:

$$H = \frac{\alpha_z}{\alpha_x}. \quad (4.51)$$

Поскольку показатель Херста изменяется от 0 до 1, то $d_z < d_x$. В частном случае $\alpha_x = \alpha_z = 1/d_f$ имеет место самоподобная фрактальная кривая. Для самоаффинных фракталов $\alpha_x = 1$ и $0 < d_z < 1$. Для изотропной поверхности фрактальная размерность определяется усредненным значением $\langle H \rangle$ по разным профилям:

$$d_{f2} = 2 + \langle H \rangle. \quad (4.52)$$

Размерность самого профиля, т. е. кривой $Z = f(x)$:

$$d_{f1} = 1 + H, \quad (4.53)$$

может интерпретироваться как степень изрезанности рельефа поверхности. Вычисляя d_{f1} по различным профилям, можно оценить степень анизотропии поверхности. В случае статистической незначимости расхождения величин d_{f1} по разным профилям, можно оценить общую изрезанность рельефа поверхности по усредненному значению $\langle H \rangle$.

Для самоаффинных фрактальных кривых $Z = f(x)$ результаты вычисления размерности в неявном виде зависят от отношения $\delta_0 / \langle |\Delta r| \rangle$, т. е. от масштаба измерения. В общем случае фрактальные размерности на микро-, мезо- и макроуровнях, зависимость между которыми для данного объекта также характеризует его свойства.

4.4. Анализ мультифракталов

Как уже указывалось, в качестве фрактальной меры могут выступать различные количественные показатели: длина, масса, число событий, вероятность и т. п. Каждой мере сопоставлялась своя фрактальная размерность для конкретного геометрического или физического объекта. Однако природные объекты могут обладать самыми разными качествами и свойствами. Главным инструментом анализа при этом является классификация (группировка) объектов. Например, руды различаются по содержанию в них полезных компонентов, трещины – по размерам и т. д. Совершенно очевидно, что свойства и распределения разных категорий (классов) одного и того же объекта будут различными. В этом случае вводят понятие *мультифрактальной меры*, т. е. количественной оценки, фрактальная размерность которой зависит от категории или класса объекта. В общем случае мультифракталы являются объединением фракталов с различными размерностями. В работе [208] отмечается, что у мультифракталов могут появляться новые свойства, которые нельзя свести к сумме или усредненным характеристикам отдельных частей (фракталов).

Такая мера напрямую связана с распределением ее на некотором геометрическом носителе. Так, в работе [98] показано, что медные руды на месторождениях распределены фрактально. В частности, залежи богатой руды описываются с помощью фрактала с низкой размерностью $d_f \geq 1$, напротив, бедные руды, которые встречаются значительно чаще, также распределены фрактально, но с другим значением $d_f \leq 2$.

Классическим примером использования мультифракталов является предложенный Мандельбротом процесс определения жирности молока [128]. В исходном состоянии сделать это достаточно просто. Нужно определить плотность молока и сравнить его с плотностью воды. Но при створаживании молоко сворачивается по всему объему и крайне неравномерно. Для оценки этой неравномерности Б. Мандельброт и предлагает использовать мультифрактальный анализ.

В работе [98] дается упрощенный алгоритм такого анализа на примере известной канторовой пыли (см. раздел 4.1), когда вырезаемая середина стержня не исключается, а его масса распределяется равномерно на оставшиеся части. Реальным аналогом такого процесса может быть кристаллизация минералов из расплава одинаковой плотности $\rho_0 = 1$. При этом возникают случайным образом распреде-

ленные очаги кристаллизации с изменяющейся массой m_i в процессе роста кристалла. Поскольку общая масса системы остается неизменной, то справедливо соотношение:

$$\sum_{i=1}^N m_i = 1, \quad (4.54)$$

где N – число элементов (частей расплава) на каждом шаге n .

Доказывается, что в таком процессе, основанном на алгоритме образования канторовой пыли, соотношение между элементами массы и их координатами подчиняется степенной зависимости

$$m_n = x_n^\alpha. \quad (4.55)$$

В линейном случае плотность элементов на каждом шаге n : $\rho_n = m_n/x_n = \rho_0 x_n^{\alpha-1}$, где $\rho_0 = 1$. Тогда при $x_n \rightarrow 0$ ρ стремится к бесконечности, и мы имеем классический случай фрактальной геометрии (см. аналогию измерения длины береговой линии – раздел 3.1).

Величина α называется *показателем сингулярности*, или *показателем Липшица-Гельдера*. Этот показатель, с одной стороны, определяет масштабную зависимость, с другой – является мерой расходимости или сингулярности. В данном примере α совпадает с размерностью подобия геометрического носителя.

В работах [96, 98, 128 и др.] приводятся различные алгоритмы моделирования мультипликативного процесса, имеющего биномиальное распределение. С практической точки зрения более интересен мультифрактальный анализ реально существующих природных объектов. Рассмотрим процедуру такого анализа. В самой общей постановке задачу можно сформулировать в следующем виде.

Пусть имеется среда с неоднородным распределением в ней некоторых объектов общим числом N . Каждый объект будем условно называть точкой. Среда, называемая геометрическим носителем, имеет конечные размеры. В качестве примера можно рассматривать распределение трещин разного класса (размера) в образце горной породы. Разобьем геометрический носитель на ячейки размером δ^d , где d – топологическая размерность объекта. В линейном случае ($d = 1$) это будет отрезок, на плоскости ($d = 2$) – квадрат и в объеме ($d = 3$) – куб со стороной δ .

При равномерном распределении точек получаем обычную процедуру вычисления размерности по покрытию (хаусдорфову меру). Если точки распределены неравномерно, определим массу каждой ячейки $m_i = N_i/N$, где N_i – число точек, попавших в i -ю ячейку. Фактически такая масса имеет смысл вероятности.

В качестве меры неоднородности (изменчивости) концентрации таких точек голландский геолог Де Вис (*De Wijs*, 1951) предложил относительный показатель q , значение которого для равномерного распределения равно нулю ($q = 0$). С увеличением отклонения распределения от идеально однородного величина q возрастает как в положительном, так и в отрицательном направлении. Этот показатель называют иногда *порядком момента массы*. С его увеличением выражение для мультифрактальной меры запишется в виде:

$$M(q, \delta) = \sum_{i=1}^{N(\delta)} m_i^q \approx \delta^{\tau(q)}, \quad (4.56)$$

где $N(\delta)$ – число ячеек размером δ , покрывающих все множество точек. Функция показателя степени $\tau(q)$ в разных источниках имеет различные названия: «последовательность показателей массы», «производящая функция моментов», «кумулянт-генерирующая функция». Для определенности примем краткое название $\tau(q)$ – *производящая функция*.

Обозначим сумму:

$$S_q(\delta) = \sum_{i=1}^{N(\delta)} m_i^q, \quad (4.57)$$

которую называют *функцией разбиения*, или *обобщенной статистической суммой*.

Из формулы (4.56) следует:

$$\tau(q) = \lim_{\delta \rightarrow 0} \frac{\log S_q(\delta)}{\log \delta}. \quad (4.58)$$

Для различных q получаем свою фрактальную размерность d_f . При равномерном распределении точек ($q = 0$) имеет место простая

размерность по покрытию. При больших значениях q увеличивается вклад ячеек с большими значениями m_i , и наоборот.

Все оценки мультифракталов при $q \neq 0$ заведомо имеют вероятностный смысл. Вернемся к понятию информационной энтропии среды (см. раздел 4.2). Среднее количество информации:

$$I = -\sum_{i=1}^N P_i \log P_i, \quad (4.59)$$

где P_i - вероятность попадания точки в i -ю ячейку.

Для учета неоднородности распределения в 1955 г. венгерский математик Альфред Реньи ввел понятие *обобщенной энтропии*:

$$I_q = \frac{1}{q-1} \log \sum_{i=1}^N P_i^q. \quad (4.60)$$

Поскольку вероятность является аналогом относительной массы m_i , в работе [98] предложено понятие *обобщенной размерности*:

$$d_q = \lim_{\delta \rightarrow 0} \frac{1}{q-1} \frac{\log S_q(\delta)}{\log \delta}. \quad (4.61)$$

Из уравнений (4.58) и (4.61) следует:

$$\tau(q) = (q-1) d_q. \quad (4.62)$$

При $q = 0$ обобщенная размерность равна емкостной $d_q = d_0$; при $q = 1$ – информационной размерности $d_q = d_1$; при $q = 2$ – корреляционной размерности $d_q = d_2$. В общем случае показатель q может принимать и нецелочисленные значения.

Показатель Липшица-Гельдера (показатель сингулярности) α также зависит от уровня неоднородности q . Функцию $f(\alpha)$ называют *спектром сингулярности*, или *мультифрактальным спектром*. Ее величину можно определить с помощью преобразования Лежандра [30]:

$$f(\alpha) = q d(q) - \tau(q), \quad (4.63)$$

где $\alpha(q)$ определится соответствующим приращением:

$$\alpha(q) = \frac{d\tau(q)}{dq}. \quad (4.64)$$

Таким образом, по известной зависимости $\tau(q)$ можно определить функцию $f(\alpha)$ и, используя уравнение (4.62), - обобщенную размерность d_q . Зависимость $d_q = f(q)$ называют *спектром Реньи*, или *спектром фрактальных размерностей*.

5. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИЗУЧЕНИЕ ХАРАКТЕРИСТИК ТРЕЩИНОВАТОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

5.1. Методы изучения трещиноватости горных пород и массивов

Методам изучения и анализа трещиноватости породных массивов посвящено большое число работ [12, 50, 178, 183, 184 и др.]. Условно все такие методы можно разделить на прямые и косвенные [115]. Прямые методы предусматривают непосредственный доступ к обнажениям пород в горных выработках или разведочных скважинах. Косвенные методы базируются на анализе характеристик производственных процессов и геофизических исследованиях. В геофизике наиболее распространены электрометрический и акустический методы изучения трещиноватости [247, 248].

Электрометрический метод основан на предварительно устанавливаемой зависимости удельного электрического сопротивления от трещиноватости горных пород. Благодаря сравнительной простоте измерений электросопротивления, изучение массива может быть выполнено достаточно подробно. Более того, по данным электрометрии можно оценивать характер и качество заполнения трещин. Недостатком метода является наличие больших погрешностей, связанных с высокой чувствительностью электропроводности пород к влажности массива, к характеру смыкания трещин, образующих токопроводящие каналы.

Акустический метод заключается в измерении скорости распространения упругой волны или коэффициента затухания по разным направлениям в массиве («прозвучивание»). Данные показатели очень чувствительны к изменению трещиноватости пород и в расчетах процессов горного производства часто используют акустический показатель трещиноватости $A = (C/C_0)^2$, где C и C_0 – скорость волны, соответственно в трещиноватом массиве и в образце, принимаемом как аналог ненарушенного массива.

Методы оценки трещиноватости (нарушенности) породного массива в ходе технологических процессов основаны на фиксировании и сравнении характеристик процессов в разных по трещиноватости участках пород. Так, при бурении шпуров и скважин косвенной мерой трещиноватости может служить механическая скорость бурения, выход бурового керна, изменение частоты колебаний бурового снаряда, расход промывочной жидкости и пр., при взрывной отбойке

– выход негабарита, расход ВВ на вторичное дробление и т. п. Иногда трещиноватость породного массива сопоставляется с газоносностью пластов, скоростью фильтрации при нагнетании в него растворов и т. д.

Прямые методы заключаются в визуальном осмотре обнажений пород в выработках. При этом могут фиксироваться следующие характеристики: модули трещиноватости (число трещин на один квадратный или погонный метр); азимут трещин; расстояние между трещинами одного порядка; ширина зияния (расстояние между берегами трещины); степень и качество заполнения трещин и т. п. Для этого выработка разбивается на участки длиной 5 – 10 м; на поверхности стен или кровли выработки проводят две перпендикулярные линии и определяют указанные характеристики для всех трещин, пересекающих данные линии. При этом часто выделяют следующие по отношению к простиранию пород типы трещин: поперечные, диагональные, продольные (согласно и обратно падающие), трещины слоистости.

На основе детального анализа опыта изучения трещиноватости породных массивов М. М. Протодьяконовым (младшим) [178] выделяется шесть методов ее оценки.

1. Геологический, который носит преимущественно качественный описательный характер.

2. Производственный, основанный на анализе параметров технологии конкретных процессов, связанных с воздействием на породный массив.

3. Геометрический, связанный с непосредственными количественными измерениями трещин в натуральных условиях.

4. Метод дробления, основанный на динамическом разрушении пород, при котором происходит вскрытие имеющихся в них трещин.

5. Прочностной, когда о трещиноватости судят по результатам натуральных испытаний на прочность трещиноватых целиков.

6. Физический, основанный на явлениях, протекающих в массиве под воздействием различных полей (тепловых, электромагнитных, акустических и др.).

В скальных массивах обычно развивается несколько систем трещин, образующих пространственную сеть. Характерной чертой породных массивов является наличие иерархии систем трещин [184]. Это позволяет рассматривать массив как совокупность «вложенных» друг в друга структурных блоков различных размеров.

Изучение массива горных пород производится на обнажениях по стенкам или кровле выработок, по поверхности бортов карьера или стенок котлована, по стенкам геологоразведочных скважин или путем анализа характеристик выбуренного керна.

На *первом этапе* выделяют однородные по составу и структуре участки массива. Для этого на основе имеющихся геологических разрезов производится картирование неоднородностей массива низшего порядка: элементы складчатости, литологические и стратиграфические контакты между свитами, разрывные нарушения и пр. С учетом этого определяются участки массива, однородные по литологическим характеристикам и свойствам пород. Определяют местоположение таких участков с привязкой к конкретной горной выработке или обнажению. На выделенных таким образом участках производится картирование трещин на обнажениях пород с выделением систем трещин, определяемых их типом.

По общему характеру выделяют три типа сетей трещин:

- системные трещины, которые образуются несколькими системами различно ориентированных трещин;
- хаотические сети, не имеющие определенного порядка в расположении трещин;
- полигональные сети, когда все трещины параллельны одной линии, а плоскости, перпендикулярные этой линии, образуют замкнутые многоугольники.

На *втором этапе* производят измерения характеристик трещиноватости выделенных участков массива. Общая процедура таких измерений может быть представлена следующим образом [170].

1. На выделенном участке обнажения производится геологическое описание горных пород, отмечаются особенности их состава и строения. Визуально выделяются основные системы трещин, описываются форма и средние размеры естественных отдельных массива.

2. Трещины каждой выделенной системы нумеруются, и измеряются их азимут простирания и угол падения. Линейная длина трещин измеряется мерной рейкой или рулеткой. На недоступных участках или при большой протяженности трещин их длина измеряется на глаз и относится к одному из выделенных интервалов длин. Для зияющих трещин определяется ширина их раскрытия, степень и качество заполнения. Следует отметить, что в настоящее время имеются ди-

станционные измерительные устройства, позволяющие значительно упростить процесс оценки трещиноватости.

3. Расстояние между трещинами одной системы определяется по нормали к их плоскостям. При значительной кривизне трещин (отклонения углов падения и азимутов более 5^0) расстояние между ними принимается как среднее между минимальным и максимальным расстояниями между трещинами.

4. Искривленность поверхностей трещин рекомендуется определять следующим образом. К линии простирания трещины (при возможности - к ее вершинам) прикладывается мерная рейка, и устанавливаются расстояния по рейке между соседними замерами l_i . В этих точках измеряется отклонение по нормали от рейки до поверхности трещины h_i . Вычисляется угол наклона трещины к базе:

$$\operatorname{tg} m_i = (h_i - h_{i-1}) / l_i. \quad (5.1)$$

Среднее значение искривления трещины определяется по формуле

$$m_{\text{cp}} = \operatorname{arctg} [\Sigma(\operatorname{tg} m_i) / n], \quad (5.2)$$

где $(\operatorname{tg} m_i)$ – модуль тангенса угла наклона на i -м интервале;
 n – общее число интервалов.

5. Фиксируется характер взаимопересечения трещин: при пересечении одна трещина смещает другую; трещины пересекаются без смещения; одна трещина обрывается другой; наблюдается разветвление трещин и т. п.

6. Определяется морфология поверхности трещин: трещины зеркальной поверхности; слабо-средне-сильно шероховатые и др.

После определения количественных и качественных параметров трещин оценивается возможность экстраполяции замеров на не вскрытые участки массива.

Первоочередной задачей обработки результатов замера трещиноватости массива является выделение систем трещин и определение их пространственного расположения. Для этого каждую трещину представляют в виде нормали к ее плоскости, выходящей из центра полусферы (произведение векторов простирания и падения). В этом случае точку пересечения нормали и полусферы можно определить двумя координатами – азимутом и углом падения вектора восстания. Для фиксирования этих координат обычно используют различные

полярные диаграммы [170], которые позволяют локализовать различные системы трещин. После установления принадлежности трещин к той или иной системе производится оценка их характеристик по правилам математической статистики.

5.2. Исследование трещиноватости горных пород методом люминесцентной дефектоскопии

Определение характеристик трещиноватости на образцах горных пород осуществлялось на лабораторном стенде, который включал в себя (рис. 5.1): микроскоп МБС-10 с микрофотоустройством МФУ; цифровой фотоаппарат Sony DSC-W200; ультрафиолетовый облучатель Line 506 [153].

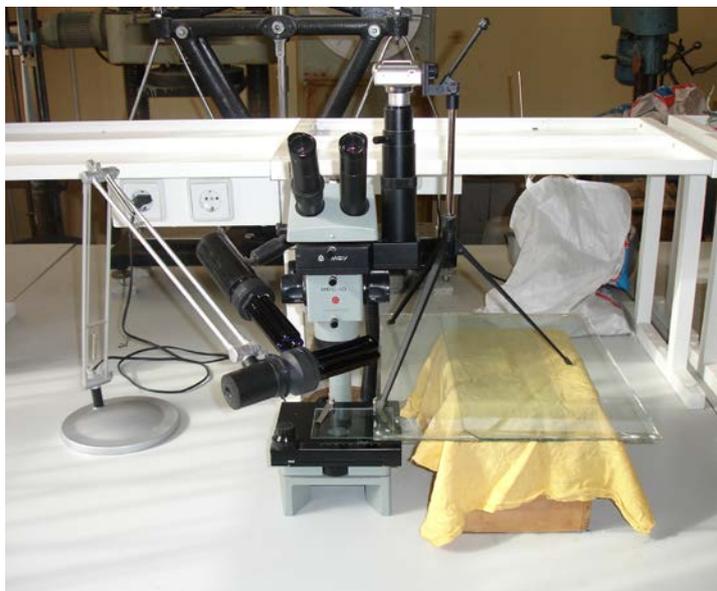


Рис. 5.1. Установка для определения характеристик трещиноватости методом люминесцентной дефектоскопии

Микроскоп МБС-10 предназначен для наблюдения объемных и пленочных объектов в отраженном и проходящем свете. Диапазон увеличения составляет $4 \div 100$ крат, линейное поле зрения – $39 \div 2,4$ мм. Указанный микроскоп позволяет реализовать пять вариантов увеличений объективной части микроскопа (соответственно $0,6\times$, $1,0\times$, $2,0\times$, $4,0\times$, $7,0\times$) и два варианта увеличений с помощью окуляров ($8,0\times$ и $14,0\times$). Таким образом, общее количество вариантов возможных увеличений для МБС-10 составляет $5 \times 2 = 10$ вариантов. Соответ-

ственно для величины линейного поля зрения также существует 10 вариантов.

Для возможности фотографирования изображения объекта, находящегося на столе микроскопа, указанный микроскоп был доукомплектован специальным микрофотографическим устройством МФУ, которое устанавливается между объективной частью и бинокулярной насадкой микроскопа. Фотографирование изображения производилось цифровой камерой Sony DSC-W200 с оптическим разрешением 12,1 МРіх. Освещение образца на предметном столике микроскопа осуществлялось ультрафиолетовым облучателем Line 506 с длиной волны 350÷400 нм.

Для получения четкой картины распределения трещин требуется разработать способ выявления поверхностных дефектов на общем фоне образца. В качестве такого способа принят метод визуально-оптической дефектоскопии, основанный на явлении люминесценции.

Явление люминесценции [86, 126] было открыто в начале XX в., но необходимое теоретическое обоснование получило только к середине XX в. Основоположителем люминесцентного анализа в СССР был академик С. И. Вавилов. Это явление основано на собственном свечении веществ при их освещении невидимым ультрафиолетовым светом.

Область видимых лучей охватывает область приблизительно 400-760 нм; с одной стороны, к ней непосредственно примыкает длинноволновая, инфракрасная область (760-2000 нм), с другой – коротковолновая, ультрафиолетовая. При этом в ультрафиолетовой зоне различают ближнюю (315-400 нм), среднюю (280-315 нм) и коротковолновую (менее 280 нм) области. Для длин волн около 185 нм воздух становится малопрозрачным и начинается вакуумная ультрафиолетовая область.

Для возникновения люминесценции необходимо поглощение света; свет только тех длин волн, которые поглощаются веществом, может вызвать его люминесценцию. Такой механизм, при котором световая энергия, поглощенная атомами и молекулами, отдается ими в виде светового излучения, называется фотолюминесценцией. Фотолюминесценция, в свою очередь, разделяется на фосфоресценцию, при которой люминесцирующие вещества способны аккумулировать поглощаемую ими световую энергию и выделять ее постепенно, и флуоресценцию, при которой люминесценция происходит только во время возбуждения. При этом, согласно установленному С. И. Вави-

ловым закону, квантовый выход флуоресценции (отношение числа излученных квантов к числу поглощенных) не зависит от длины волны возбуждающего света вплоть до некоторой предельной длины волны, т. е. спектр флуоресценции и квантовый выход остаются неизменными в определенном интервале длин возбуждающих волн.

В отношении растворов на характерную особенность указывает правило Стокса: спектр флуоресценции растворов, по сравнению со спектром абсорбции (поглощения), смещен в сторону больших длин волн, к красному концу спектра. Согласно квантовым представлениям, это означает, что энергия кванта, излучаемого флуоресцирующим веществом, всегда меньше кванта поглощаемого света, возбуждающего свечение. Таким образом, вещества, поглощающие ультрафиолетовый свет, могут флуоресцировать любым светом.

Кроме фотолюминесценции на практике также используется катодолюминесценция, т. е. свечение вещества при его бомбардировке быстро летящими электронами, а также хемилюминесценция, при которой свечение возбуждается за счет энергии, освобождающейся при химической реакции. Однако эти два механизма уступают по степени распространенности использования и количеству посвященных фотолюминесценции работ, а именно флуоресценции, которая лежит в основе большинства методов люминесцентного анализа, в частности, в области визуально-оптической дефектоскопии.

Люминесцентный анализ широко применяется в технической области, в частности в металлургии и машиностроении. С помощью флуоресцентных составов осуществляется поиск поверхностных и сквозных дефектов в металлических изделиях. Для достижения этой цели используются флуоресцирующие составы на основе магнитной суспензии либо обычные флуоресцирующие растворы. Сущность данной процедуры заключается в следующем: на подготовленную поверхность детали наносится принятый к использованию раствор, который через некоторое время удаляется струей воды, а высушенная поверхность просматривается в ультрафиолетовом свете. Иногда в состав флуоресцирующих растворов добавляются поверхностно-активные вещества, которые способствуют хорошему проникновению раствора в скрытые поверхностные дефекты при обычной температуре. Также в некоторых случаях на обработанную и высушенную поверхность металла наносят проявитель (например, порошок окиси магния), который вытягивает флуоресцирующую жидкость из

дефектов. В адсорбированном состоянии свечение жидкости становится ярче и, соответственно, дефекты проявляются отчетливее.

Метод люминесцентной дефектоскопии также может применяться для изучения трещиноватости горных пород. Работы Н. И. Ивановой [77], посвященные изучению влияния водных сред на развитие трещиноватости, убедительно доказывают такую возможность.

Сущность данного метода заключается в нанесении на предварительно подготовленную поверхность специального флуоресцентного состава, имеющего высокую проникающую способность и флуоресцирующего под действием коротковолнового излучения (300÷400 нм) ярким насыщенным светом.

Проникающая способность флуоресцентного раствора напрямую определяет минимальный размер выявляемых дефектов. В данной связи следует заметить, что важным является характер подготовки рабочей поверхности образца.

Процедура экспериментального исследования закономерностей образования и развития трещин в горных породах сводилась к следующему.

Рабочая поверхность образцов, т. е. поверхность, параллельная линии действия сжимающей нагрузки, подвергалась механической шлифовке абразивными порошками М25, М10 и М3, а затем полировке окисью хрома. Указанные действия предназначены для сведения к минимуму влияния возможных неровностей и структурных неоднородностей (пор, каверн) поверхности, не относящихся к трещинам.

На рабочую поверхность подготовленного образца наносился специально подобранный флуоресцентный состав. Для проведения лабораторных исследований в качестве флуоресцентного раствора использовался состав НМ 3А компании Sherwin Babb Co, соответствующий III классу чувствительности по ГОСТ 18442-80. Минимальный размер выявляемых дефектов для указанного раствора составляет 10 мкм. Цвет флуоресценции НМ 3А – желто-зеленый яркий. По истечении 10 минут после нанесения флуоресцентный состав удалялся с поверхности образца сильной струей проточной воды, затем поверхность подвергалась сушке.

У обработанного образца горной породы на исследовательском стенде, состоящем из микроскопа МБС-10, цифрового фотоаппарата Sony DSC-W200 и ультрафиолетового облучателя с длиной волны 350÷400 нм, производилось определение характеристик расположения трещин. Полученные фотографии поверхности образца с визуально

выделенными дефектами в цифровом виде передавались на компьютер и подвергались обработке программными средствами.

Для изучения таких геометрических объектов, как трещины, наиболее приемлемым является аппарат теории геометрической вероятности, первые положения которой разработал французский естествоиспытатель Жорж Луи Леклер де Бюффон (1707 – 1788) [46]. Он первым предложил и решил задачу определения вероятности попадания произвольно брошенной иглы (в нашем случае – трещины) длиной l на одну из параллельных линий, расстояние между которыми L . Причем $l < L$. Он определил эту вероятность как

$$P = \frac{2l}{\pi L}. \quad (5.3)$$

В соответствии с классическим определением вероятности:

$$P = \frac{n}{N}, \quad (5.4)$$

где n – число попаданий иглы на линию (число перекрытий трещиной линии);

N – общее число бросков иглы (общее количество трещин).

Из последних двух уравнений следует, что средняя вероятная длина трещин, пересекающих одну из параллельных линий:

$$l = \frac{\pi nL}{2N}. \quad (5.5)$$

Все эти рассуждения справедливы, если длина трещины меньше расстояния между параллельными линиями сетки ($l < L$). Поскольку трещины имеют самую разную длину l_i , процедуру решения задачи Бюффона можно интерпретировать следующим образом.

1. На поверхность фотоконии образца с трещинами наносится семейство параллельных линий с шагом L_{\min} , соответствующим минимальной длине трещин, различаемых в опыте (разрешающая способность микроскопа или интервал размеров первого класса трещин).

2. Подсчитывается число трещин, пересекающих только одну из линий сетки n_1 , две линии – n_2 , три – n_3 и т. д. – n_i .

3. Оценивается вероятность появления данных трещин:

$$P_1 = \frac{n_1}{N}; P_2 = \frac{n_2}{N}; \dots; P_i = \frac{n_i}{N}, \quad (5.6)$$

где $N = \sum n_i$ – общее число трещин.

4. Определяется вероятная средняя длина трещин каждого класса. Из уравнения (4.5):

$$l_1 = \frac{\pi}{2} P_1 L; l_2 = \frac{\pi}{2} P_2 (2L); \dots; l_i = \frac{\pi}{2} P_i (iL). \quad (5.7)$$

Предлагаемый метод достаточно прост в реализации, но обладает одним существенным недостатком – при анализе можно пропустить трещину даже самых больших размеров, но строго параллельную линии сетки. В этой связи предпочтительней использовать квадратную сетку.

Рассматривая вероятность подсечения сеткой трещины, можно установить, что искомая вероятность составит:

$$P = \frac{\pi l_i^2}{4ab}, \quad (5.8)$$

где a и b – стороны прямоугольной сетки;

l_i – размер трещины.

Учитывая произвольную ориентацию трещин, можно считать, что при их повороте они опишут своими концами окружность. Тогда l_i можно интерпретировать как длину трещины. В случае квадратной сетки ($a = b$)

$$P = \frac{\pi l_i^2}{4a^2}. \quad (5.9)$$

Если принять, что n_i – число квадратов, пересекаемых данной трещиной, а N – общее число квадратов сетки, то искомая вероятность определится как $P_i = n_i/N$. Дальнейшая процедура анализа аналогична описанной выше. Вероятная средняя длина трещины опишется формулой:

$$l_i = a \sqrt{\frac{4P_i}{\pi}}. \quad (5.10)$$

Длина стороны квадратной сетки должна удовлетворять соотношению

$$a \leq \frac{l_{\min}}{2} \sqrt{\pi}, \quad (5.11)$$

где l_{\min} – минимальная по длине фиксируемая в опыте трещина.

Описанная процедура позволяет оценить распределение трещин по их линейной длине.

5.3. Результаты исследований линейных характеристик трещин

Исследование трещиноватости производилось на образцах все-сторонне изученных ранее горных пород Мансуровского и Североуральских месторождений [202].

Мансуровское месторождение гранитов находится на территории Башкортостана вблизи поселка Мансурово Учалинского района и приурочено к гранитному штоку овальной формы интрузивного комплекса. Гранит среднезернистый, светлый с зеленоватым оттенком. Минеральный состав: кварц, плагиоклаз, калиевый полевой шпат, хлорит, мусковит, эпидот.

Североуральские бокситовые месторождения приурочены к зеленокаменной полосе восточного склона Северного Урала и сложены породами силурийского и девонского возраста. К исследованию приняты образцы следующих пород:

1. *Породы основного состава* представлены эффузивными разновидностями группы габбро-базальта: базальтовыми, диабазовыми и пироксен-плагиоклазовыми порфиритами. Породы от черного до темно-серого и серо-зеленого цвета. Главными породообразующими минералами являются основные плагиоклазы $(\text{Na}, \text{Ca}) \cdot [\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ с содержанием их от 45 до 75 %, и моноклинные пироксены $(\text{Ca}, \text{Mg}, \text{Fe})_2[\text{Si}_2\text{O}_6]$ с содержанием от 10 до 30 %. Акцессорными минералами являются магнетит Fe_3O_4 , кварц SiO_2 и др. В целом породы изотропны по отношению к их свойствам.

2. *Вулканогенно-обломочные (пирокластические) породы* содержат вулканогенные компоненты, представленные продуктами разрушения диабазовых или пироксен-плагиоклазовых порфиритов, вулка-

ническим стеклом, обломками основного плагиоклаза и моноклинного пироксена, а также осадочный материал, представленный в основном обломками кварца и полевого шпата. При этом в данной группе можно выделить туфы с содержанием пирокластического материала более 50 % и туфоосадочные породы с содержанием пирокластического материала от 10 до 50 %.

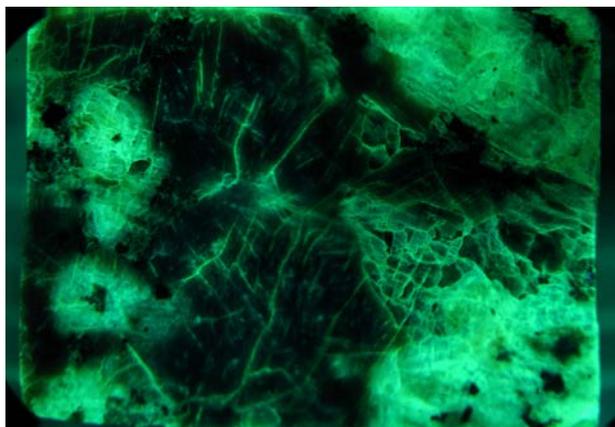


Рис. 5.2. Поверхность гранита (Мансуровское месторождение) с системой трещин

После проведения соответствующих испытаний горных пород из них изготавливали шлифованные образцы и по описанной выше методике получали цифровую фотографию картины трещин (рис. 5.2 и 5.3). С помощью метода палетки определялись линейные размеры каждой трещины и анализировались характеристики их распределения по длине. В частности, производилось построение гистограмм распределения в логарифмическом масштабе длин.

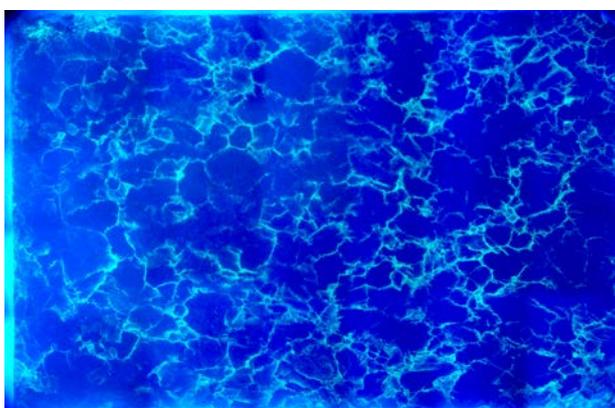


Рис. 5.3. Поверхность андезито-базальтового туфа (Североуральское месторождение) с системой трещин

Рассматривая трещину как двумерное образование с равными размерами в двух взаимно перпендикулярных направлениях, оценивали концентрацию трещин в объеме:

$$N = \sum_i \left(\frac{n_i}{l_i} \right) \cdot a^2, \quad (5.12)$$

где n_i – число трещин длиной l_i ;

a – линейный размер обследуемой области горных пород.

Суммарная поверхность всех трещин:

$$S = \sum_i 2n_i \cdot l_i \cdot a. \quad (5.13)$$

Отношение площади поверхности трещин к объему есть удельная поверхность:

$$S_{\text{уд}} = \frac{\sum_i n_i l_i}{a^2}. \quad (5.14)$$

Максимальная поверхность, которая образовалась бы при разделении горной породы на кубики со стороной, равной линейному размеру трещины l_i , составит $n_i \cdot 6l_i^2$, где $n_i = a^3/l_i^3$ – число таких кубиков в объеме. Отношение этой поверхности к объему $V = a^3$ можно назвать дисперсностью породы:

$$D_i = \frac{a^3 \cdot 6 \cdot l_i^2}{l_i^3 \cdot a^3} = \frac{6}{l_i}. \quad (5.15)$$

Отношение реальной удельной поверхности $S_{\text{уд}}$ к величине дисперсности может служить общей характеристикой степени нарушенности горной породы:

$$J = \frac{S_{\text{уд}}}{D} = \frac{\sum_i n_i l_i^2}{3a^2}. \quad (5.16)$$

Рассмотрим (в качестве иллюстрации) результаты исследований трещиноватости туфа Североуральских бокситовых рудников

(СУБР). Перед исследованиями образцы подвергались длительной (20 суток) сжимающей одноосной нагрузке 25 МПа, что соответствует средней величине горного давления на разрабатываемых горизонтах СУБРа. После этого на шести образцах была зафиксирована картина трещин и выполнен анализ характеристик трещиноватости. Минимальный линейный размер выявляемых трещин составлял 25 мкм. Результаты представлены в виде гистограммы (рис.5.4) и табл. 5.1.

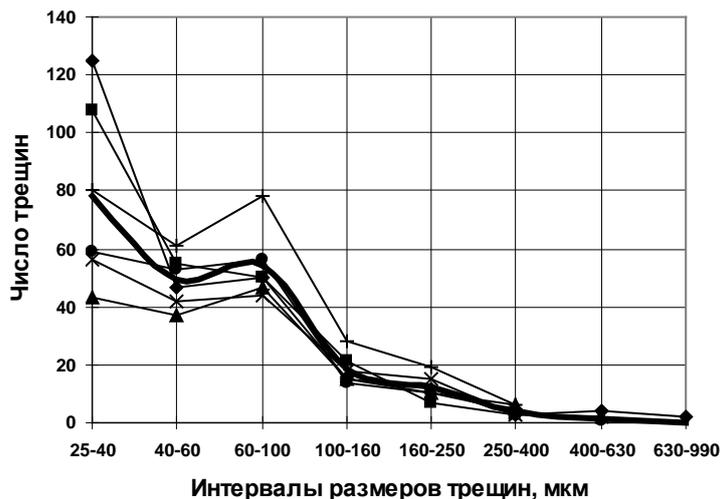


Рис. 5.4. Распределение трещин по размерам в образцах туфа (жирной линией указано среднее содержание трещин каждой фракции)

Таблица 5.1

Линейные характеристики трещиноватости туфа

Средняя длина трещин, мкм	Число трещин	Суммарная длина трещин, $L_{\text{сум}} \cdot 10^{-3}$, м	Концентрация трещин $N \cdot 10^6$, $1/\text{м}^3$	Удельная поверхность трещин, $\text{м}^2/\text{м}^3$	Дисперсность $1/\text{м}$	Нарушенность
32,5	79	2,57	16758	35,4	184615	0,0002
50	49	2,45	6756	33,8	120000	0,0003
80	54	4,32	4654	59,6	75000	0,0008
130	19	2,47	1008	34,1	46154	0,0007
205	12	2,46	404	33,9	29268	0,0012
325	4	1,30	85	17,9	18462	0,0010
515	1	0,52	13	7,1	11650	0,0006
Сумма	218	16,1	29677	221,8	485150	0,0048

Полученные результаты свидетельствуют о наличии определенной закономерности в распределении трещин по длине. С увеличением линейных размеров трещин их концентрация нелинейно снижается. Данное распределение можно описать логарифмически линейным уравнением:

$$\ln N_i = L_1 - K_L \ln(l_i), \quad (5.17)$$

где L_1 – логарифм концентрации трещин единичной длины (1 мкм);

K_L – коэффициент снижения концентрации трещин с увеличением их длины.

Для усредненного по 6 образцам распределения (жирная линия на рис. 5.4): $L_1 = 18,9$; $K_L = 2,51$. Причем данные параметры найдены для N , $1/\text{см}^3$ и l_i , мкм.

5.4. Исследование фрактальных характеристик единичной трещины

Приведенные в предыдущем разделе данные о размерах трещин получены с помощью метода «палетки», т. е. путем статистической обработки числа точек пересечений трещинами линий сетки, наложенной на образец. При этом, естественно, трещины представлялись как отрезки прямой. Реальные трещины представляет собой сложную геометрическую структуру с дробной (фрактальной) размерностью. Для ее определения используется метод «циркуля» или метод «покрытия» (см. раздел 4.2).

Простейшим средством измерения ломаной недифференцируемой кривой является метод «циркуля», использованный Д. Ричардсоном при измерении длины линии побережья. Им установлено, что при уменьшении раствора циркуля (или увеличении масштаба карты) в процесс измерения включаются все более мелкие детали реальной линии побережья, и соответственно длина этой линии увеличивается согласно уравнению (3.1). Для определения входящих в данное уравнение констант производится многократное измерение линии (трещины) со все уменьшающимся раствором циркуля δ_i , и при каждом измерении вычисляется длина трещины как $L_i = N(\delta_i) \cdot \delta_i$, где $N(\delta_i)$ – число отрезков длиной δ_i , покрывающих всю линию. Из формул (4.1) – (4.5) можно получить:

$$\ln N(\delta_i) = \ln \alpha - d_H \ln \delta_i, \quad (5.18)$$

где $d_H = 1 - \beta$ – фрактальная размерность Хаусдорфа.

Формула (5.18) представляет собой уравнение прямой в двойном логарифмическом масштабе, параметры которого можно определить известными методами корреляционного анализа (способом «наименьших квадратов»). Следует отметить, что все соотношения фрактальной геометрии оперируют логарифмическими уравнениями, которые равно справедливы при любом основании логарифмов. Для определенности мы принимаем натуральные логарифмы (\ln), хотя для удобства решения некоторых задач основание логарифмов можно поменять.

Определение фрактальной размерности реальных трещин производилось на образцах андезито-базальтовых туфов Североуральских бокситовых месторождений, рассмотренных в предыдущем разделе (см. рис. 5.3). С целью получения полной количественной информации о характеристиках трещиноватости указанных пород каждая визуально выделенная трещина подвергалась детальной обработке с помощью программных средств AutoCAD. Отдельной трещине присваивался номер, ее трек покрывался ломаной линией, максимально точно (с учетом разрешающей способности микроскопа) отражающей геометрию трещины.

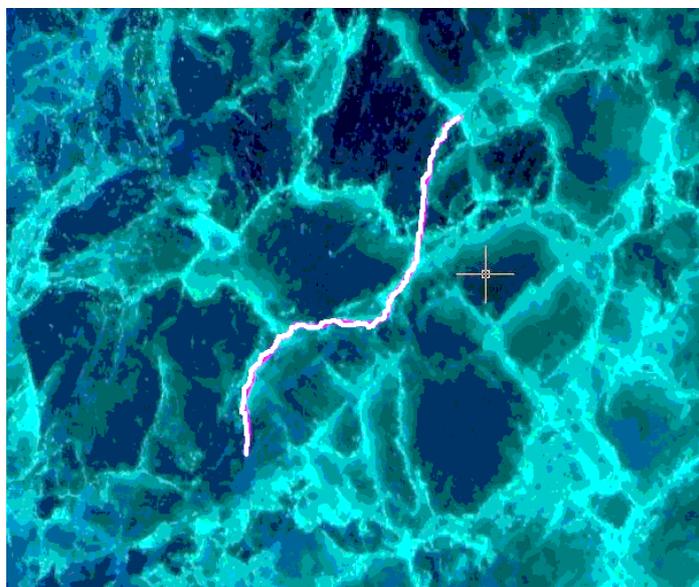


Рис. 5.5. Модель трещины образца туфа в программе AutoCAD

Для каждой трещины на поверхности образца определялись следующие параметры:

- координаты вершин;
- координаты характерных точек (изломов);

- линейная и реальная длина;
- угол наклона к вертикали.

На полученной модели реальной трещины (при данном увеличении) в системе AutoCAD методом «циркуля» определялась ее фрактальная размерность. Реализация метода «циркуля» показана на конкретном примере трещины образца андезито-базальтового туфа, выделенной на рис. 5.5.

Результаты измерения трещины различным раствором циркуля приведены в табл. 5.2.

Таблица 5.2

Результаты измерения длины трещины образца различным раствором циркуля

σ_i , МКМ	$\ln \sigma_i$	$N(\sigma_i)$	$\ln N(\sigma_i)$
350	5,858	12	2,485
280	5,635	14	2,639
210	5,347	19,5	2,970
140	4,942	28	3,332
70	4,248	65	4,174

По полученным данным производилось построение графика в логарифмических координатах (рис. 5.6).

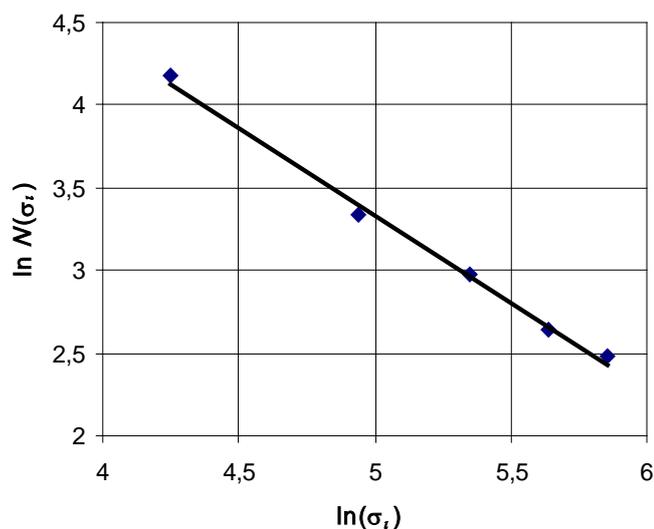


Рис. 5.6. График зависимости (5.18) для трещины образца туфа

Параметры уравнения (4.18) определялись способом «наименьших квадратов» в компьютерной программе. В частности, для указанной на рис. 5.5 трещины фрактальная размерность трещины $d_f = 1,0567$.

При использовании метода «покрытия» на плоскость наносится квадратная сетка (в объемной задаче – кубическая сетка) с размером ячейки r_i . При изменении шага сетки r_i подсчитывают минимальное число клеток (кубов) $N(r_i)$, покрывающих фрактал (трещину). Из основных формул, используемых в данном методе (см. раздел 4.1), получим зависимость:

$$\ln N(r_i) = \ln C - d_f \ln r_i. \quad (5.19)$$

В двойных логарифмических координатах $\ln N(r_i) = f(\ln r_i)$ это уравнение описывает прямую линию. Ее параметры $\log C$ и d_f могут определяться способом «наименьших квадратов». В качестве меры надежности и точности оценки могут использоваться коэффициент корреляции и коэффициент вариации опытных точек от полученной прямой. Причем величина $\ln C$ практического значения не имеет и может не вычисляться. Процедуру определения фрактальной размерности для единичного объекта, например следа трещины, можно представить следующим образом.

Пусть максимальная величина проекции трещины на одну из сторон сетки равна P (мкм). Выбираем максимальный размер ячейки $r_{\max} \geq P/10$, округляя его до ближайшего целого. С данным размером ячейки строим сетку. Считаем число ячеек, в которых имеется след трещины $N(r_{\max})$. Уменьшаем размер ячейки и повторяем процедуру не менее $5 \div 7$ раз. Минимальный размер r_{\min} должен быть не меньше разрешающей способности микроскопа. Учитывая, что график функции (5.19) строится в логарифмических координатах, для получения на этом графике примерно равноотстоящих точек уменьшение r_i также целесообразно производить с логарифмическим шагом.

Рассмотрим процедуру определения фрактальной размерности методом «покрытия» показанной выше трещины. Для использования данного метода необходимо, чтобы трещина располагалась примерно по диагонали квадратной сетки, что осуществляется путем поворота последней на необходимую величину.

Процедура нанесения квадратных сеток различных размеров в ее компьютерной реализации показана на рис. 5.7.

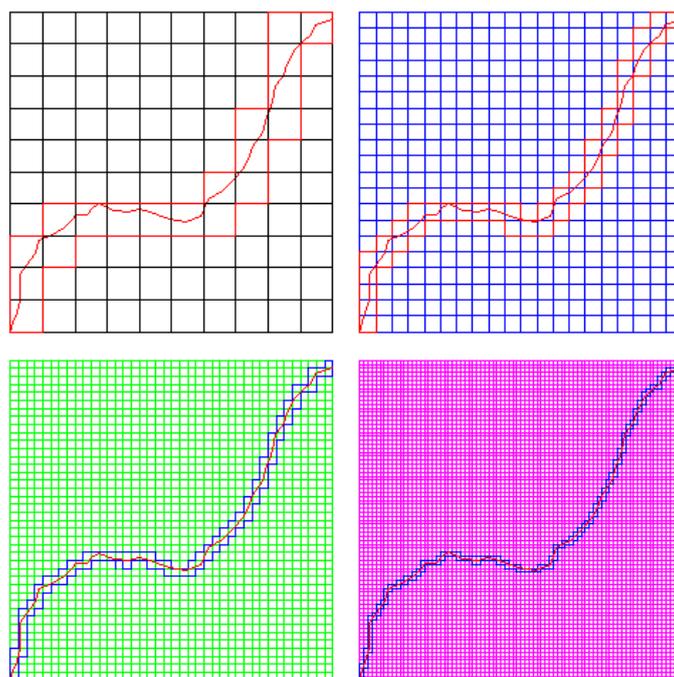


Рис. 5.7. Определение фрактальной размерности трещины методом «покрытия»

Результаты измерений для указанной трещины представлены в табл. 5.3. Графическая интерпретация данных приведена на рис. 5.8. Величина фрактальной размерности трещины d_f , полученная методом «покрытия», составила 1,045.

Таблица 5.3

Результаты измерения фрактальной размерности трещины методом «покрытия»

r_i , мкм	$\ln r_i$	$N(r_i)$	$\ln N(r_i)$
227,0	5,42	19	2,94
113,5	4,73	41	3,71
56,75	4,04	83	4,42
28,375	3,35	168	5,12

Сравнение двух методов определения фрактальной размерности трещин показывает следующее. Метод «циркуля» достаточно прост и понятен, однако он обладает рядом недостатков. В частности, этим методом можно измерять только длину (но не площадь) трещины, он сложен для реализации в компьютерной программе, и, следовательно, при ручном измерении возможны погрешности субъективного характера.

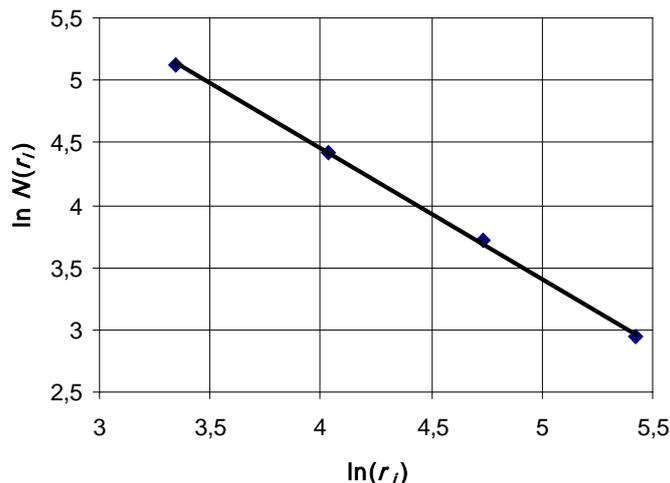


Рис. 5.8. График зависимости к определению фрактальной размерности методом «покрытия»

Сравнение значения фрактальной размерности большого числа трещин, определенной методом «циркуля» и методом «покрытия», показывает достаточно хорошее соответствие (различие статистически незначимо и определяется только естественной погрешностью измерений). Таким образом, оба метода дают сопоставимые результаты. Учитывая, что метод покрытия более универсален (может быть реализован в компьютерной программе) и используется для оценки других характеристик трещиноватости, он принят нами в качестве основного.

На основе опыта определения фрактальной размерности трещин разработана соответствующая методика, процедуру которой можно представить следующим образом:

- фотография поверхности образца с четко выделенной системой трещин открывается в программе AutoCAD;
- на изучаемой поверхности выделяется отдельная трещина;
- производится моделирование выбранной трещины, т. е. поверх ее изображения накладывается ломаная линия, максимально четко повторяющая ее трек;
- в системе AutoCAD создается несколько ($5 \div 7$) сеток с квадратными ячейками, при этом размер ячейки r_i изменяется от $r_{\max} = P/10$ (где P – линейная длина трещины) в сторону уменьшения с логарифмическим шагом;
- модель трещины (ломаная) поочередно покрывается созданными сетками, располагаясь при этом диагонально по отношению к послед-

ним, с одновременным подсчетом количества ячеек $N(r_i)$, через которые проходит трек трещины;

- по полученным парам значений $r_i - N(r_i)$ производится построение графика зависимости в логарифмическом масштабе согласно формуле (5.19);

- способом «наименьших квадратов» определяется величина d_f .

По изложенной выше методике определены фрактальные размерности всех трещин в изучаемых образцах горных пород.

5.5. Оценка характеристик распределения трещин

Следующей задачей исследований является оценка фрактальной длины трещин. Однако если фрактальную размерность трещины можно считать объективной характеристикой, то ее длина в соответствии с законом Ричардсона будет величиной переменной, зависящей от шага измерений:

$$L_{\text{фр}} = L_0 \left[\frac{L_0}{\delta} \right]^{d_f - 1}, \quad (5.20)$$

где L_0 – линейная длина трещины, принимаемая как расстояние между ее вершинами; δ – принятая точность (шаг) измерений трещины.

Выбор величины шага δ обусловлен существом решаемой задачи, т. е. масштабом рассмотрения трещинной структуры горных пород. На данном этапе представляется оправданным использовать шаг, принятый в эксперименте и составлявший 1/100 часть линейной длины трещины. Вычисленные фрактальные характеристики трещин приведены в табл. 5.4.

Сравнение фрактальных характеристик трещин с их линейным представлением (табл. 5.1) показывает их существенную разницу. В частности, изменяются параметры уравнения (5.17) распределения трещин по длине: $L_1 = 19,43$; $K_L = 2,61$.

Параметры трещиноватости горных пород имеют вероятностную природу. Классический закон распределения связывает частоту появления m_i значения с его величиной l_i . Если использовать структуру уравнения (5.17), то дифференциальную функцию распределения можно записать в виде:

$$\ln m_i = L_m - K_m \cdot \ln l_i. \quad (5.21)$$

Фрактальные характеристики трещиноватости туфа

Средняя длина трещин, мкм	Число трещин	Суммарная длина трещин, $L_{\text{сум}} \cdot 10^{-3}$, м	Концентрация трещин $N \cdot 10^6$, 1/м ³	Удельная поверхность трещин, м ² /м ³	Дисперсность 1/м	Нарушенность
33,7	79	2,66	16161	36,7	178042	0,0002
51,9	49	2,54	6509	35,1	115607	0,0003
83,0	54	4,48	4485	61,8	72289	0,0009
135,3	19	2,57	968	35,4	44346	0,0008
223,3	12	2,68	370	36,9	26870	0,0014
361,8	4	1,45	76	20,0	16584	0,0012
594,0	1	0,59	12	8,2	10101	0,0008
Сумма	218	17,0	28582	234,1	463838	0,0056

Расчет способом «наименьших квадратов» показывает, что для трещин в линейном представлении параметры распределения составляют:

$$L_m = 3,49; K_m = 1,23.$$

Коэффициент вариации опытных частот от полученных по уравнению (5.21) составляет 15,3 %. Проверка гипотезы об адекватности принятого закона распределения показывает, что наблюдаемое значение критерия согласия $\chi^2 = 0,11$ значительно меньше его критического значения ($\chi_{\text{кр}}^2 = 7,81$), что подтверждает соответствие опытных данных логарифмически-линейному распределению.

Те же расчеты, выполненные с учетом фрактальной длины трещин, дают следующие результаты:

$$L_m = 5,2; K_m = 1,61.$$

Проверка по критерию согласия Пирсона ($\chi_n^2 = 0,24$) свидетельствует о соответствии данного закона опытным данным. Однако коэффициент вариации в данном случае возрастает до 35,0 %. Причем, как видно на рис. 5.9, наибольшее несоответствие опытных данных теоретическим наблюдается для самых малых по размеру трещин.

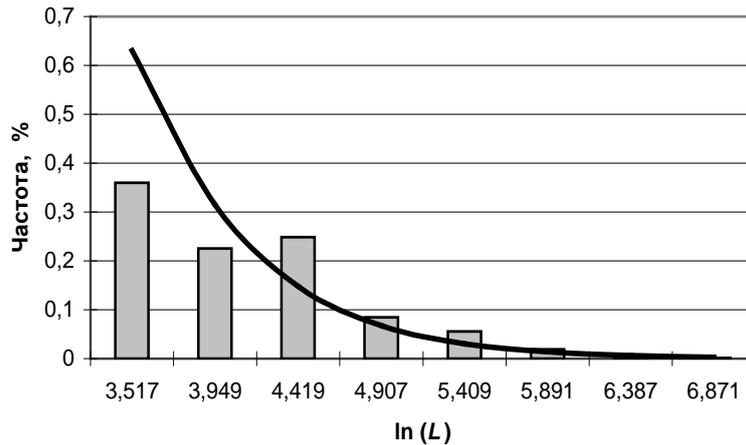


Рис. 5.9. Логарифмически-линейное распределение трещин по их фрактальной длине

Если исключить трещины размером до 200 мкм, то получим почти полное соответствие теоретических и опытных данных (рис. 5.10). Коэффициент вариации снижается до 4,1 %. При этом новые параметры уравнения:

$$L_m = 7,7; K_m = 2,03.$$

Выполним проверку соответствия опытных данных по трещиноватости изученных пород распределению Вейбулла. Примем интегральное уравнение данного распределения в виде:

$$F(x, \alpha, \beta) = 1 - \exp\left[-\left(\frac{x}{\beta}\right)^\alpha\right], \quad (5.22)$$

плотность распределения:

$$f(x, \alpha, \beta) = \frac{\alpha}{\beta^\alpha} x^{\alpha-1} \exp\left[-\left(\frac{x}{\beta}\right)^\alpha\right], \quad (5.23)$$

где α и β – параметры уравнения Вейбулла.

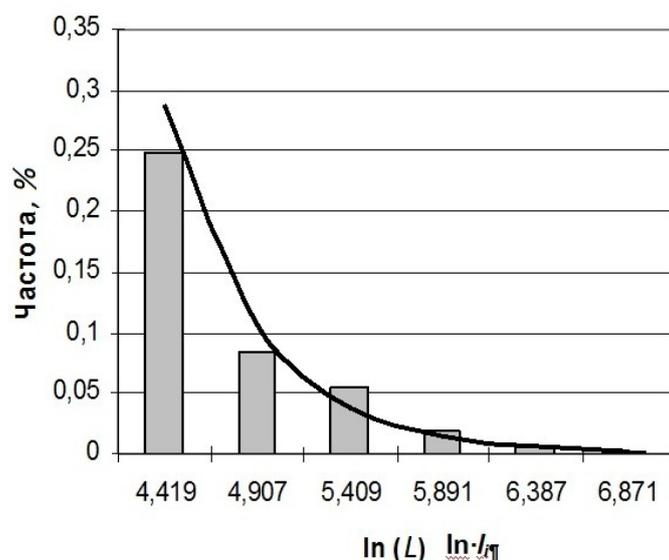


Рис. 5.10. Логарифмически-линейное распределение трещин размером более 200 мкм

Анализ опытных данных показал, что распределение Вейбулла, напротив, в отличие от логарифмически-линейного уравнения наиболее точно описывает самые малые (до 60 мкм) трещины в горной породе (рис. 5.11). Для описания же более протяженных трещин уравнение Вейбулла в принципе не подходит, что подтверждается проверкой по критерию Пирсона χ^2 , наблюдаемые значения которого на порядок превышают критические.

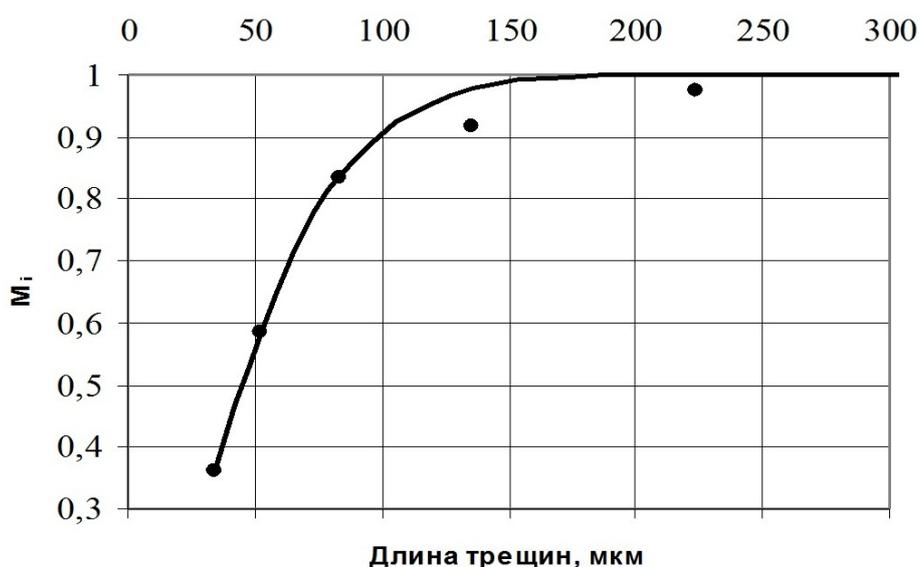


Рис. 5.11. Интегральное распределение Вейбулла, описывающего микротрещины туфа

Таким образом, для микротрещин размерами до 0,1 мм уравнение Вейбулла дает адекватную оценку их распределения. Наблюдае-

мое значение критерия χ^2 составляет всего 0,0002. Коэффициент вариации опытных значений от полученных по уравнению (5.22) с параметрами $\alpha = 1,549$ и $\beta = 56,622$:

$$M_i = 1 - \exp \left[- \left(\frac{L_i}{56,622} \right)^{1,549} \right]$$

весьма мал ($K_{\text{вар}} = 0,86 \%$). Полученные результаты позволяют надежно описывать распределение трещин в изученных горных породах с учетом их фрактальной размерности. Причем микротрещины целесообразно описывать распределением Вейбулла, а более крупные трещины ($L_i > 200$ мкм) более точно соответствуют логарифмически-линейному распределению.

Для оценки горной породы как объекта воздействия (в любых процессах разрушения) необходимо знать распределение трещин в ее объеме. Наиболее значимыми факторами представляются ориентировка трещин и равномерность их распределения по объему образца. В соответствии с классическим подходом примем, что закономерности распределения трещин по поверхности изучаемого образца те же, что и в его объеме.

Оценим закономерности ориентировки трещин. За количественную меру целесообразно принять угол отклонения общего направления трещины от линии действия нагрузки. Выполним исследования для образца гранита Мансуровского месторождения (рис. 5.2). На грани образца были выделены 100 трещин, для которых можно было надежно определить их преимущественное развитие. За нулевое направление принята вертикальная граница образца (ось ординат). Для каждой трещины определены координаты ее вершин, и по ним вычислено отклонение средней линии трещин от вертикали по абсолютной величине. Результаты представлены в виде гистограммы распределения (рис. 5.12). Общий вид графика явно свидетельствует о неравномерности и симметричности отклонений трещин от вертикали.

Проверка гипотезы о виде распределения показала, что распределение углов отклонения трещин наиболее близко к нормальному (распределению Гаусса). Преобладающее направление трещин близко к диагональному, и чем ближе к строго вертикальному или горизонтальному направлению, тем меньше число трещин. Параметры распределения Гаусса характеризуются математическим ожиданием (средним арифметическим) \bar{a} и среднеквадратическим отклонением S .

Для данной горной породы: $\bar{a} = 37$ град.; $S = 21,8$ град; средний доверительный интервал 14 град.

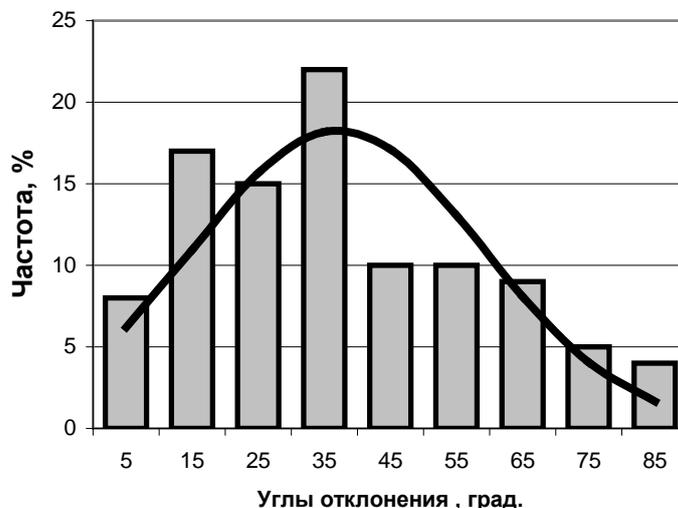


Рис. 5.12. Распределение углов отклонения трещин

Таким образом, математическое ожидание (среднее) значений угла ориентировки трещин ($\bar{a} = 37 \pm 14$ град.) близко к ожидаемому значению в 45 град., соответствующему расположению площадки с максимальными касательными напряжениями. Это позволяет предположить, что наблюдаемые в опыте трещины были образованы преимущественно механизмом сдвига.

5.6. Экспериментальные исследования развития трещинной структуры горных пород в поверхностно-активной среде

Установленные экспериментально характеристики разупрочнения и пластифицирования горных пород под действием растворов ПАВ обусловлены зарождением и ростом трещин. В предыдущих разделах описаны методика и результаты исследований трещинной структуры исходных горных пород. Те же процедуры использованы для изучения действия на горные породы поверхностно-активной среды. В условиях эксперимента, описанных в четвертой главе, образцы андезито-базальтового туфа нагружались в присутствии поверхностно-активной среды – додецилсульфата натрия $R-O-SO_3Na$ (ДС) в концентрации 0,16 %. Распределение трещин по их линейной длине приведено в табл. 5.5.

Линейные характеристики трещиноватости туфа в ПАВ

Средняя длина трещин, мкм	Число трещин	Суммарная длина трещин $L_{\text{сум}} \cdot 10^{-3}$, м	Концентрация трещин $N \cdot 10^6$, 1/м ³	Удельная поверхность трещин, м ² /м ³	Дисперсность 1/м	Нарушенность
32,5	323	10,5	67509	142,6	184615	0,0008
50	219	11,0	29752	148,8	120000	0,0012
80	175	14,0	14859	190,2	75000	0,0025
130	30	3,9	1568	53,0	46154	0,0012
205	34	7,0	1127	94,7	29268	0,0032
325	18	5,9	376	79,5	18462	0,0043
515	9	4,6	119	63,0	11650	0,0054
810	5	4,1	42	55,0	7407	0,0074
1270	2	2,5	11	34,5	4724	0,0073
Сумма	815	63,5	115361	861,2	497280	0,0333

Гистограммы распределения размеров трещин в исходных туфах и в поверхностно-активной среде представлены на рис. 5.13.

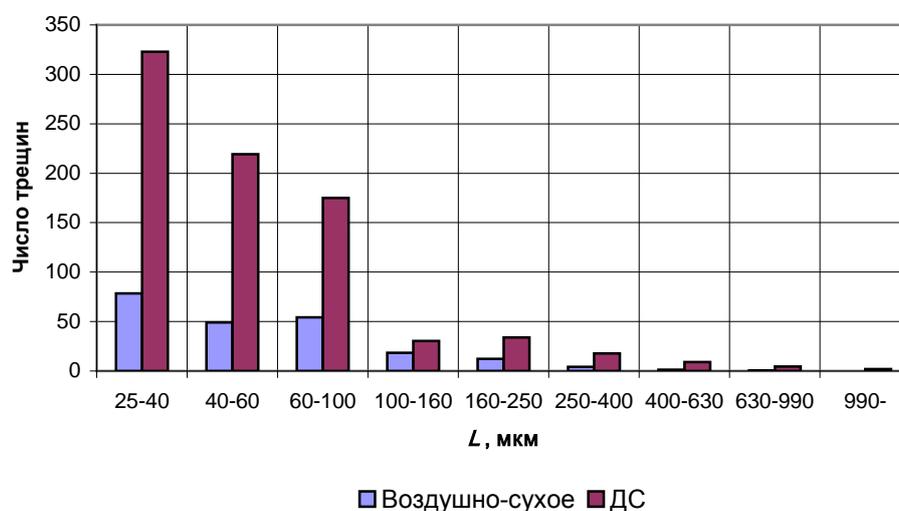


Рис. 5.13. Распределение линейных размеров трещин по длине

Уже простое сопоставление графиков показывает их существенное различие – образцы, обработанные ПАВ, имеют значительно большее число трещин, и по размеру они значительно длиннее. Как и для исходных образцов, трещины в ПАВ можно описать логарифмически-линейным уравнением (5.21), но уже с другими параметрами:

$$\ln m_i = L_m - K_m \ln l_i, \quad (5.24)$$

$$L_m = 3,905; K_m = 1,35.$$

Коэффициент вариации составляет 10,3 %.

Усредненные показатели по всем трещинам приведены в табл.

5.6.

Таблица 5.6

Сводные показатели трещиноватости горных пород

Среда	Общее число трещин	Средняя длина трещин $l_{cp} \cdot 10^{-6}$, м	Концентрация трещин $N \cdot 10^{10}$, 1/м ³	Удельная поверхность $S_{уд}$, м ² /м ³	Нарушенность
Воздух	218	73,9	2,97	221,8	0,0048
Раствор ПАВ	815	77,9	11,54	861,2	0,0333

Таким образом, анализ данных этой таблицы показывает, что даже при малых нагрузках, порядка 20 % от разрушающих, действие поверхностно-активных веществ почти в 4 раза увеличивает концентрацию трещин и их удельную поверхность и более чем в 6 раз степень нарушенности горной породы.

Приведенные характеристики получены для трещин, измеренных методом «палетки», где фиксировалась только их линейная длина. Реальная геометрия трещин значительно сложнее, и это имеет важнейшее значение для оценки процесса трещинообразования и разрушения горных пород с энергетических позиций. Результаты исследований, приведенные во второй главе, позволяют оценить фрактальную размерность и истинные размеры трещин. Результаты приведены в табл. 5.7.

Анализ полученных данных показывает, что для образцов, нагружавшихся в воздушно-сухом состоянии с учетом фрактальной размерности трещин, их суммарная длина и удельная поверхность возрастают в 1,06 раза, нарушенность горной породы увеличивается в 1,2 раза, концентрация трещин и дисперсность горной породы уменьшаются соответственно в 1,04 и 1,05 раза по сравнению с данными характеристиками для линейных трещин. Для образцов, нагружавшихся в растворе додецилсульфат натрия (ДС), суммарная длина и удельная поверхность трещин с учетом фрактальной размерности возрастают в 1,08 раза, нарушенность горной породы – в 1,33 раза, концентрация трещин и дисперсность горной породы уменьшаются соответственно в 1,04 и 1,05 раза по сравнению с данными характеристиками для линейных трещин.

Фрактальные характеристики трещиноватости туфа в ПАВ

Средняя длина трещин, мкм	Число трещин	Суммарная длина трещин $L_{\text{сум}} \cdot 10^{-3}$, м	Концентрация трещин $N \cdot 10^6$, 1/м ³	Удельная поверхность трещин, м ² /м ³	Дисперсность 1/м	Нарушенность
33,7	323	10,89	65105	147,9	178042	0,0008
51,9	219	11,37	28663	154,4	115607	0,0013
83,0	175	14,53	14322	197,3	72289	0,0027
135,3	30	4,06	1506	55,1	44346	0,0012
223,3	34	7,59	1034	103,1	26870	0,0038
361,8	18	6,51	338	88,5	16584	0,0053
594,0	9	5,35	103	72,6	10101	0,0072
964,3	5	4,82	35	65,5	6222	0,0105
1597,3	2	3,19	9	43,4	3756	0,0116
Сумма	815	68,30	111114	927,9	473816	0,0444

Активизация трещинообразования в горных породах под действием поверхностно-активных веществ обусловлена механизмом эффекта Ребиндера [186]. Активные молекулы, адсорбируясь на поверхности трещин и контактов минеральных зерен, уменьшают поверхностную энергию горной породы e_s . В соответствии с теорией Гриффитса критическое напряжение, необходимое для роста трещины длиной $L_{\text{кр}}$, определяется выражением (1.43). Понижение e_s , т. е. работы, необходимой для образования новых поверхностей, приводит к уменьшению длины трещин, способных к дальнейшему развитию при тех же напряжениях. Кроме того, за счет двумерной миграции молекул ПАВ в устье трещин создается дополнительное давление, а сольватные слои жидкости при деформации тела оказывают расклинивающее действие на стенки трещин. Все это приводит к активизации процесса трещинообразования в присутствии поверхностно-активной среды в теле.

Анализ экспериментальных результатов показывает, что действие ПАВ не сопровождается монотонным ростом всех трещин в породе. На графике приращений трещин разного размера в ПАВ (рис. 5.14) четко проявляется нелинейный характер зависимости с явно выраженным экстремумом, соответствующим размерам трещин в интервале от 80 до 200 мкм.

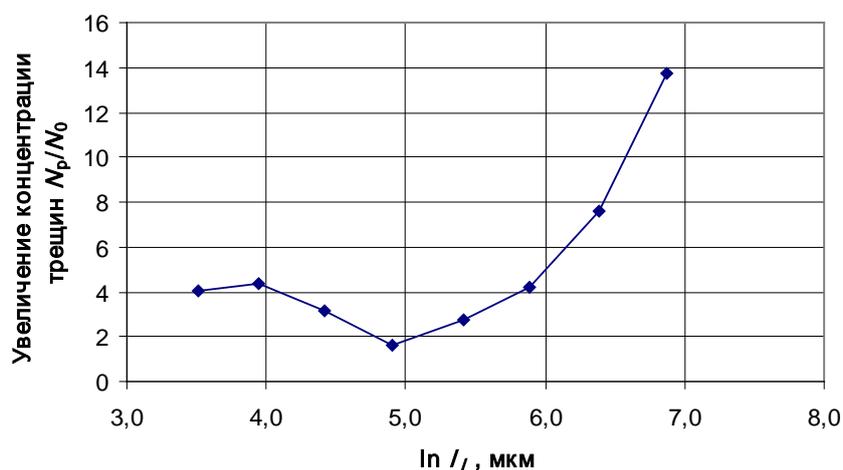


Рис. 5.14. Относительное приращение концентрации трещин в ПАВ

Данную закономерность в распределении длин трещин можно объяснить следующим. В соответствии с теорией Гриффитса при данном напряжении σ могут расти только трещины размером более некоторого критического $L_{кр}$. Уменьшение поверхностной энергии породы e_s за счет адсорбции молекул ПАВ приводит (для указанных условий опыта) к снижению $L_{кр}$ до $80 \div 200$ мкм. Трещины этих размеров начинают расти и переходят в класс более крупных нарушений, соответственно их начальная концентрация уменьшается. Вместе с этим, согласно кинетической концепции прочности действие ПАВ резко увеличивает активационный объем, что приводит к облегчению разрыва межатомных связей и последующему накоплению нарушений с объединением их в микротрещины размером до 80 мкм.

Распределение трещин в ПАВ (рис. 5.15, 5.16) размером более 80 мкм с учетом фрактальных характеристик также можно описать логарифмически-линейным уравнением (5.24) со следующими параметрами:

$$L_m = 3,86; K_m = 1,32.$$

Коэффициент вариации при этом составляет 7,0 %. Проверка по критерию согласия Пирсона ($\chi_n^2 = 0,06$) ясно свидетельствует о соответствии данного закона опытными данными ($\chi_{кр}^2 = 7,81$).

Трещины размером менее 80 мкм наиболее точно описываются распределением Вейбулла (5.22) с параметрами $\alpha = 1,775$ и $\beta = 48,808$, что хорошо видно на рис. 5.17.

$$M_i = 1 - \exp \left[- \left(\frac{L_i}{48,808} \right)^{1,775} \right]$$

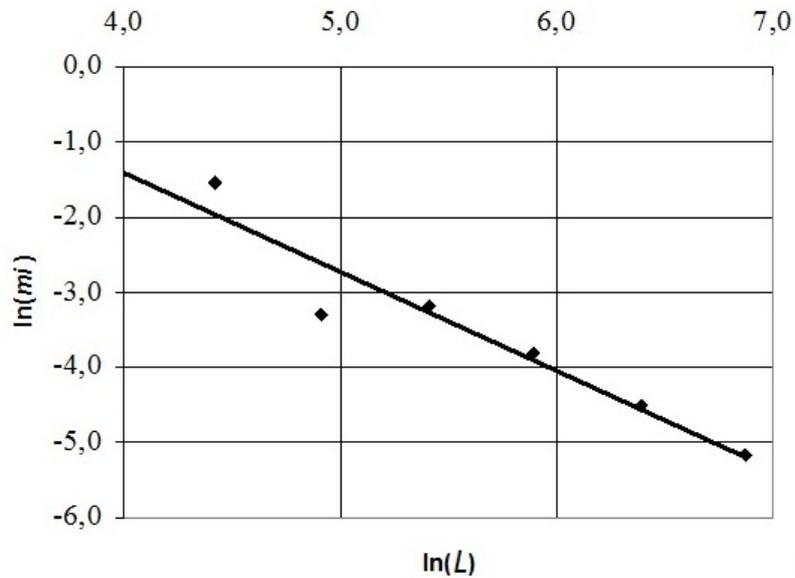


Рис. 5.15. Логарифмически-линейное распределение трещин в туфах

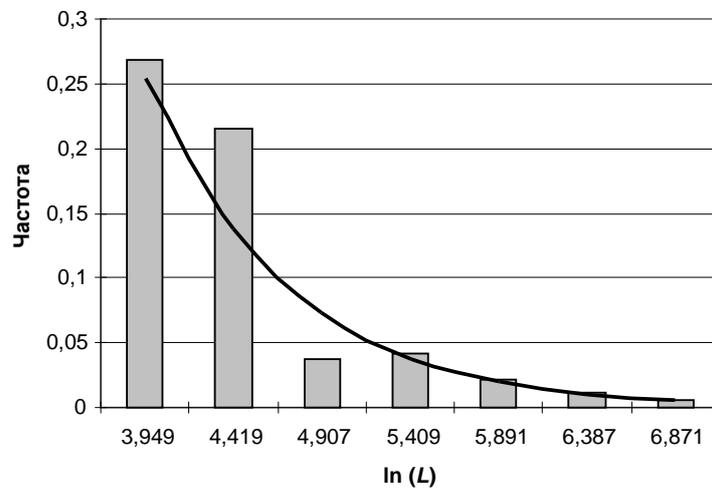


Рис. 5.16. Распределение трещин туфов в полулогарифмических координатах

Наблюдаемое значение критерия согласия Пирсона χ^2 составляет всего 0,0052. Коэффициент вариации опытных значений от полученных по данному уравнению составляет 16,9 %.

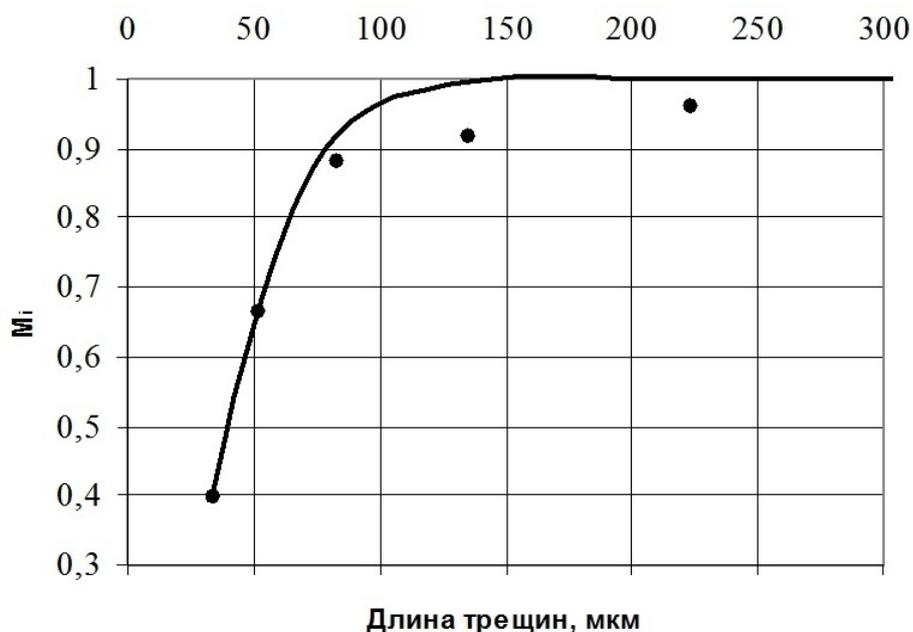


Рис. 5.17. Интегральное распределение Вейбулла, описывающего микротрещины туфа

Таким образом, действие поверхностно-активных веществ сопровождается зарождением новых микротрещин и развитием уже существующих в горной породе трещин. Причем распределение трещин в первом и во втором случаях описывается различными законами (Вейбулла и логарифмически-линейным), что свидетельствует о различии в механизмах данных процессов. Определение фрактальной размерности позволило оценить истинную геометрию трещин. В среднем действие ПАВ приводит к увеличению концентрации трещин и их удельной поверхности почти в 4 раза; степень нарушенности возрастает более чем в 6 раз.

6. РАЗВИТИЕ ТРЕЩИННОЙ СТРУКТУРЫ В ПРОЦЕССЕ НАГРУЖЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

6.1. Постановка и результаты экспериментальных исследований

С целью изучения динамики развития трещинной структуры в ходе нагружения горных пород проработана программа и выполнена серия экспериментальных исследований. Кубические образцы эффузивных пород Урала (пироксен-плагиоклазовый туф) со стороной порядка 1,5 см ступенчато нагружались на механическом прессе с параллельным замером продольной деформации образца индикаторами часового типа с ценой деления 0,2 мкм. С помощью специально сконструированного и изготовленного устройства в ходе нагружения производилось измерение скорости продольной упругой волны в направлении, совпадающем с линией приложения нагрузки.

В соответствии с планом эксперимента реализованы следующие степени нагрузки: 6,0; 9,6; 13,2; 14,4; 15,6; 18,3 кН. Графики деформации образцов представлены на рис. 6.1 – 6.6.

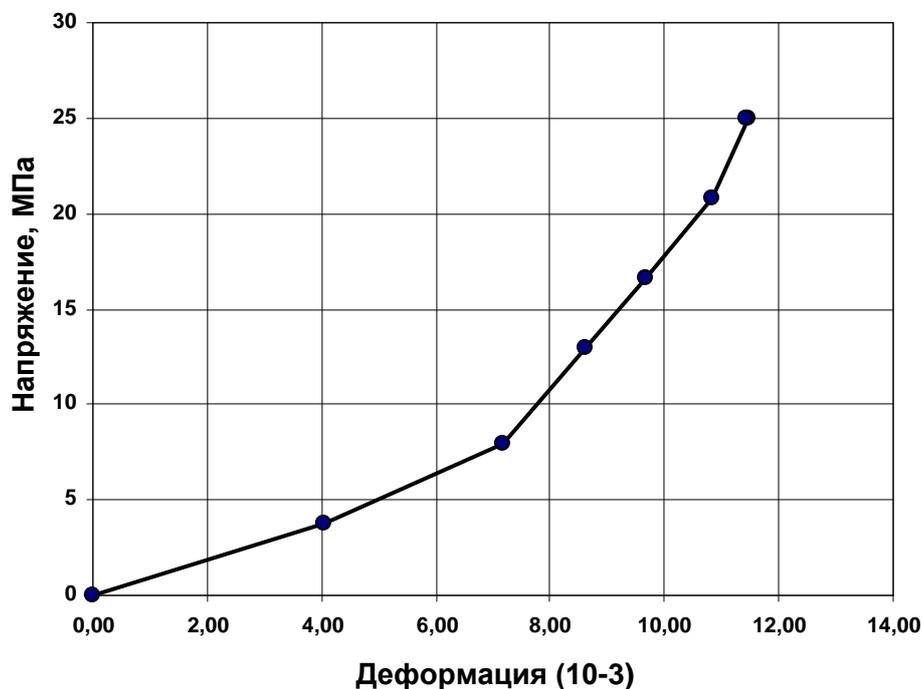


Рис. 6.1. График деформации туфа - степень 1

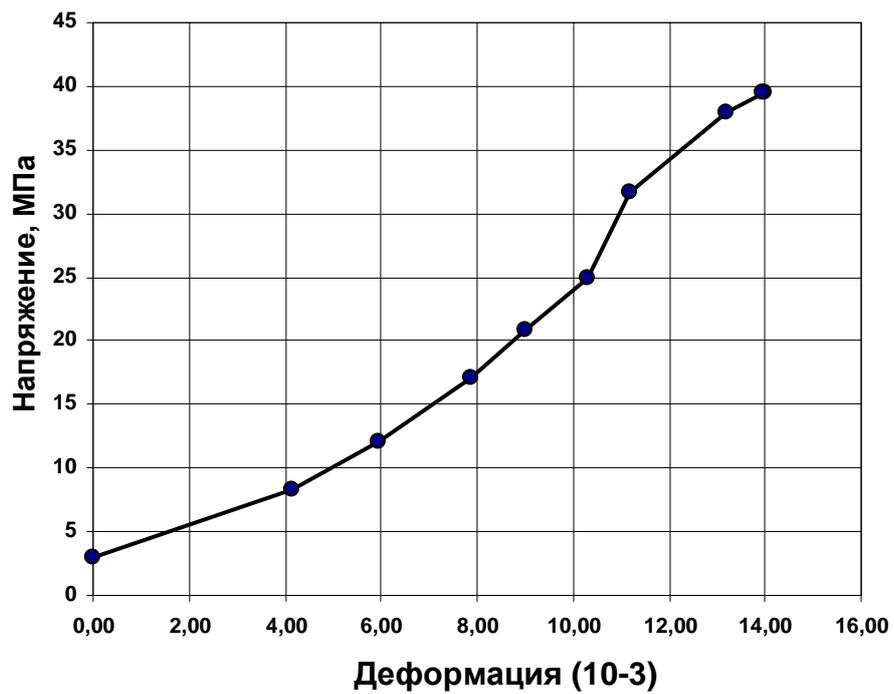


Рис. 6.2. График деформации туфа - степень 2

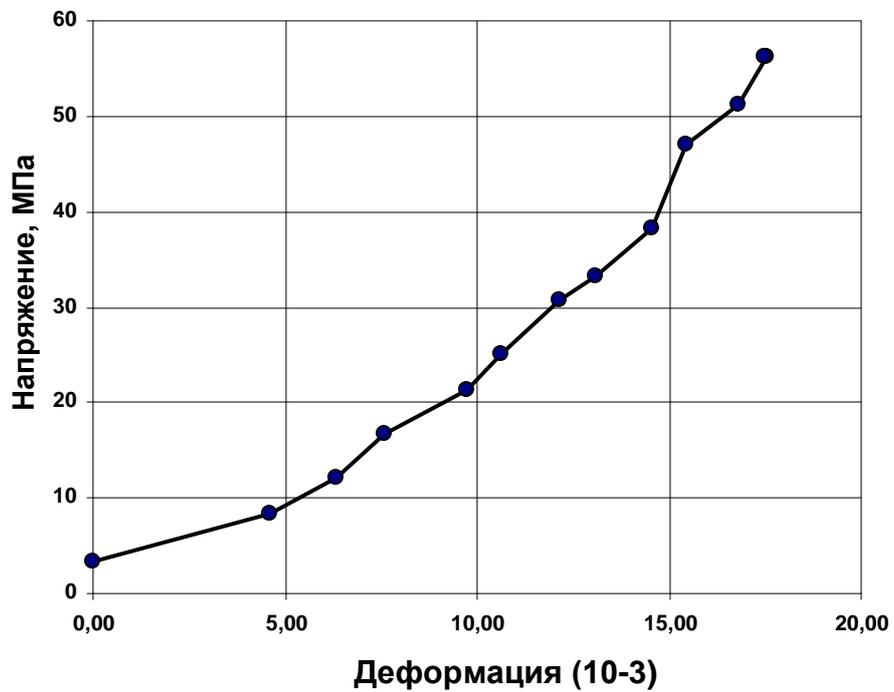


Рис. 6.3. График деформации туфа - степень 3

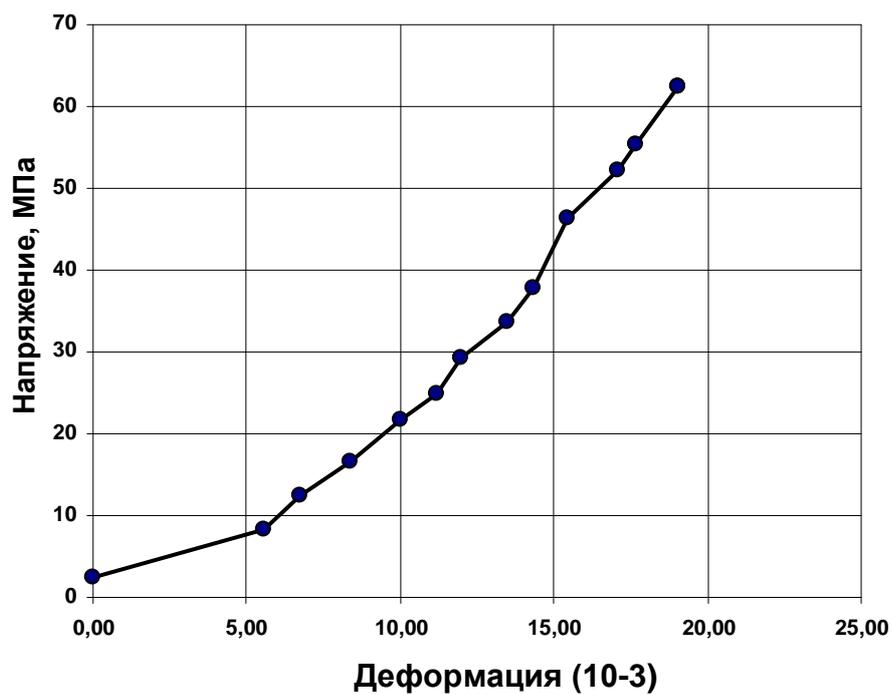


Рис. 6.4. График деформации туфа - ступень 4

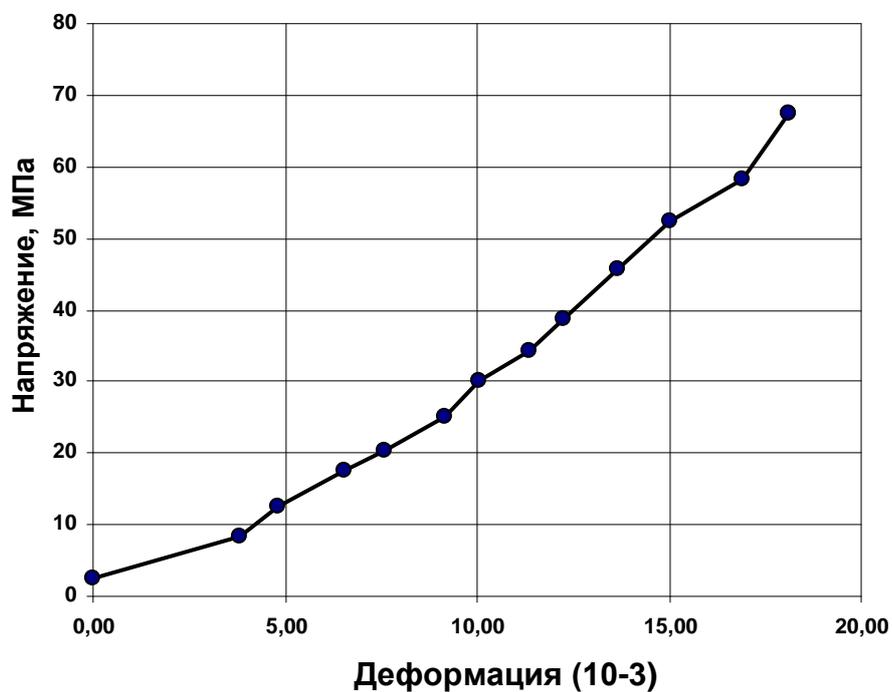


Рис. 6.5. График деформации туфа - ступень 5

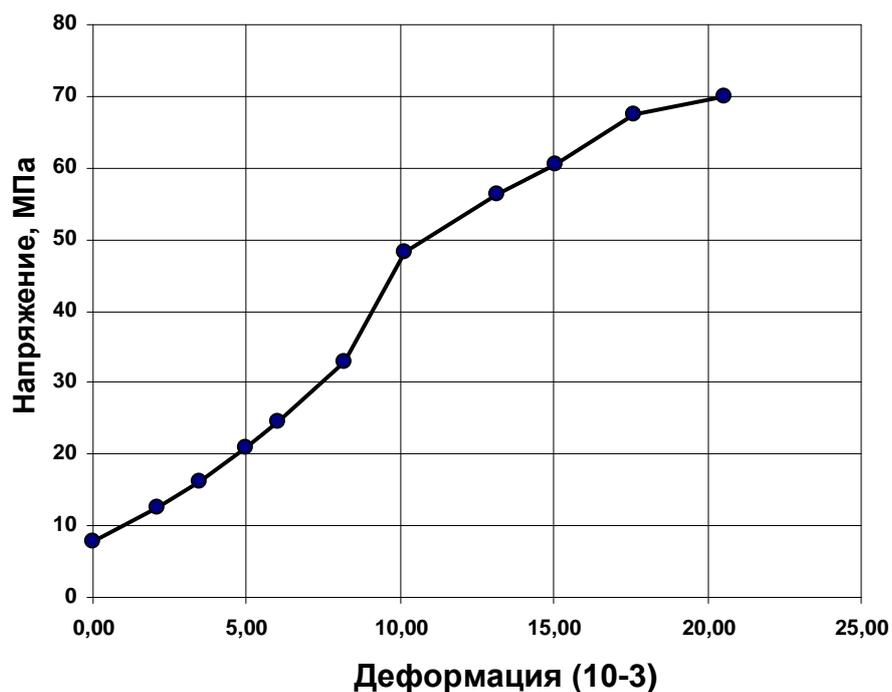


Рис. 6.6. График деформации туфа - ступень 6

При достижении предельного значения напряжения в каждой серии производилась выдержка образца при данной нагрузке в течение 5 мин, после чего производилась разгрузка образца и под микроскопом методом люминесцентной дефектоскопии фиксировалась трещинная структура поверхности образца, к которой прикладывалась нагрузка. Полученные фотографии представлены на рис. 6.7 – 6.12.



Рис. 6.7. Трещинная структура туфа - ступень 1



Рис. 6.8. Трещинная структура туфа - ступень 2



Рис. 6.9. Трещинная структура туфа - степень 3



Рис. 6.10. Трещинная структура туфа - степень 4

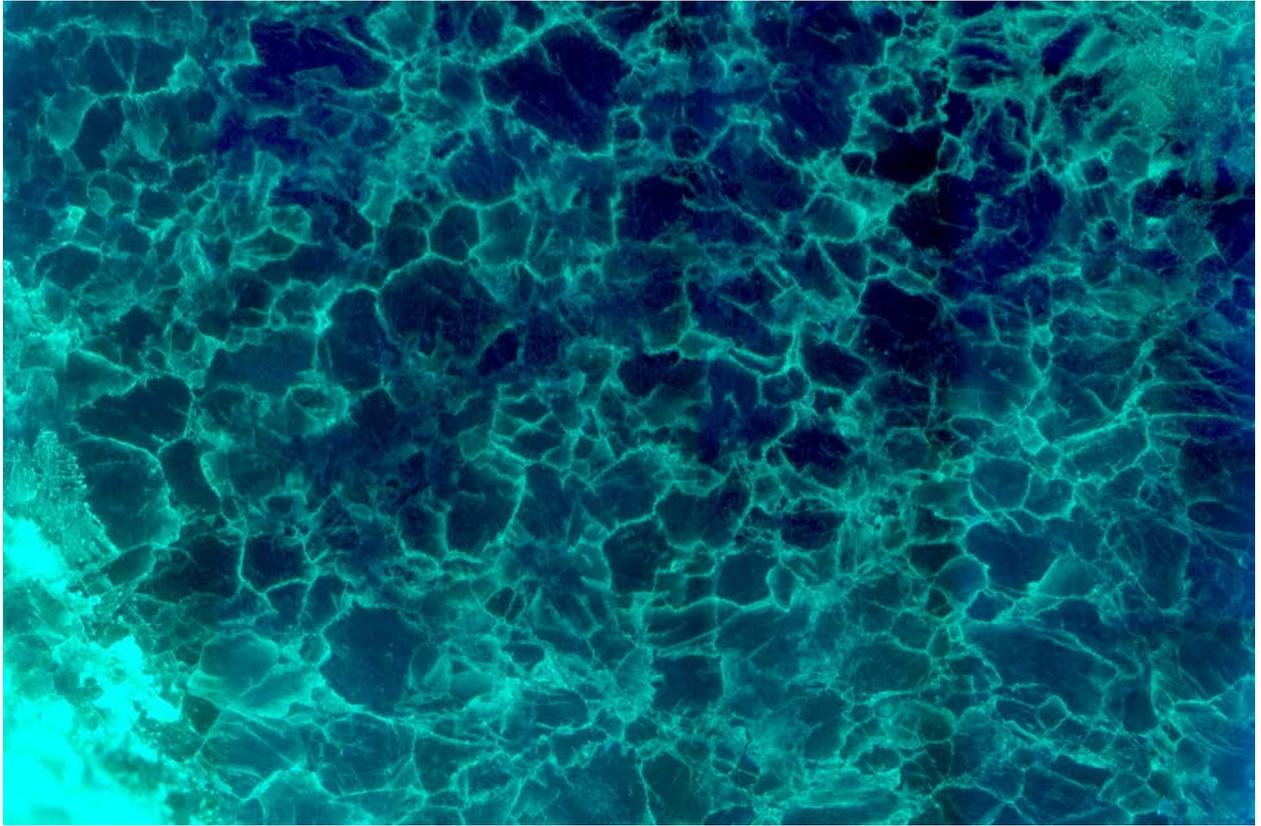


Рис. 6.11. Трещинная структура туфа - ступень 5

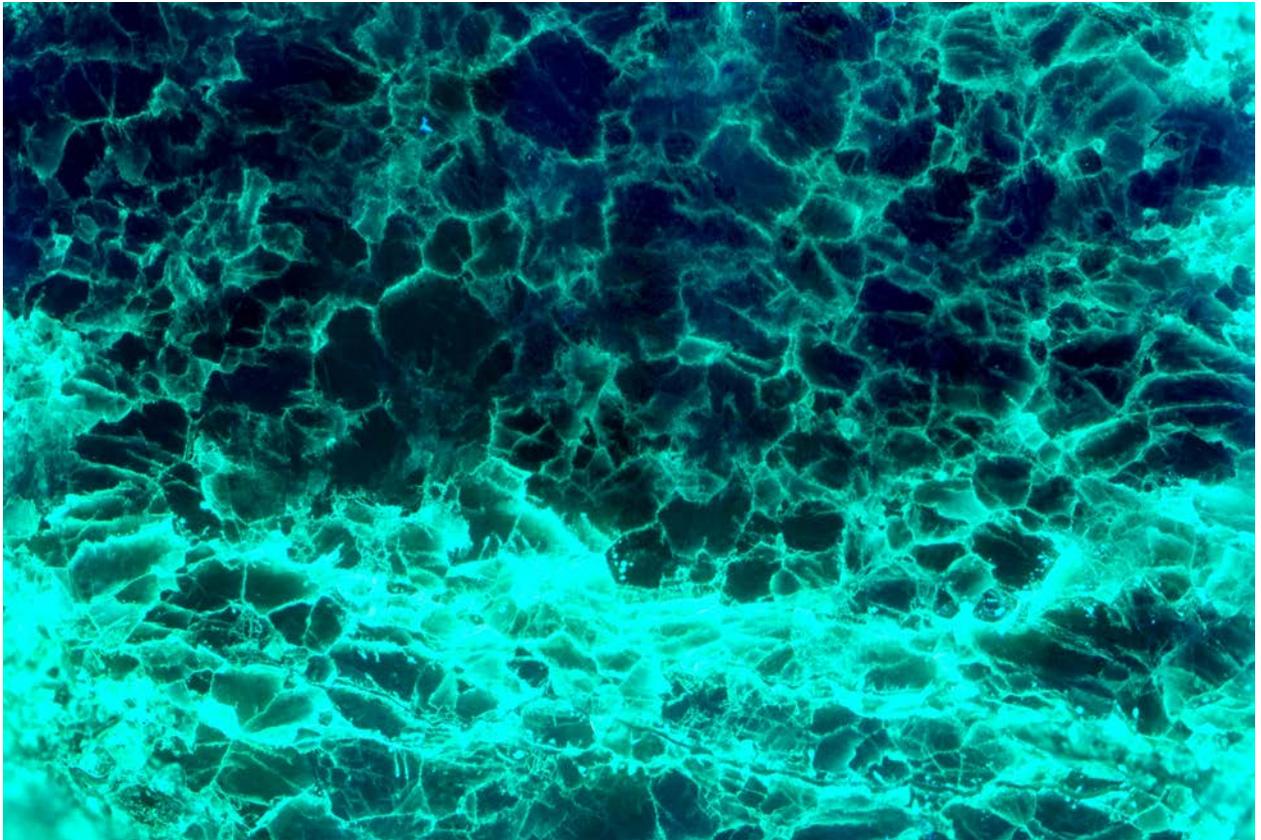


Рис. 6.12. Трещинная структура туфа - ступень 6

Таким образом, приведенные выше результаты экспериментальных исследований создают базу для исследования закономерностей динамики развития трещинной структуры горных пород под нагрузкой с фрактальных позиций.

6.2. Развитие единичных трещин в процессе нагружения горных пород

Для исследования данного вопроса на электронных фотографиях трещинной структуры туфов выбраны наиболее типичные и явно развивающиеся под нагрузкой трещины. При этом идентифицировались с определением координат следующие объекты:

1) траектория магистральной трещины по мере ее развития под нагрузкой;

2) ответвления от магистральной трещины двух типов – растущие в ходе увеличения нагрузки и тупиковые ветви;

3) участки отдельных трещин, сливающихся на последующих стадиях нагружения;

4) новые нарушения (трещины), зарождающиеся и развивающиеся в ходе нагружения образцов.

Предварительный анализ показал следующее. На первых этапах нагружения наблюдается активный процесс развития существовавших в исходном образце трещин и зарождение новых. С каждым последующим этапом темп этого процесса замедляется. Поля напряжений отдельных трещин перекрываются, что снижает возможность зарождения новых дефектов. Энергия, вводимая в образец за счет нагружения на прессе, локализуется на уже существующих дефектах; начинают преобладать процессы слияния трещин с образованием кластеров. Поэтому судьбу отдельных трещин на финальных стадиях нагружения проследить достаточно сложно; здесь наиболее информативным является аппарат кластерного анализа.

На рис. 6.13 – 6.16 в качестве примера представлена окрестность развивающихся трещин с выделением выше указанных объектов на трех стадиях нагружения образцов (см. раздел 6.1).

Для выделенных объектов по разработанным компьютерным программам определялись их координаты и вычислялись фрактальные размерности трещин. При этом использовались две схемы вычислений: определялась фрактальная размерность отдельно для появляющихся на каждой стадии объектов, и вычислялась эта же величина

на для трещины как единого объекта, развивающегося в ходе нагружения. Основные выводы по анализу развития единичных трещин в процессе нагружения горных пород изложены в работе [68].

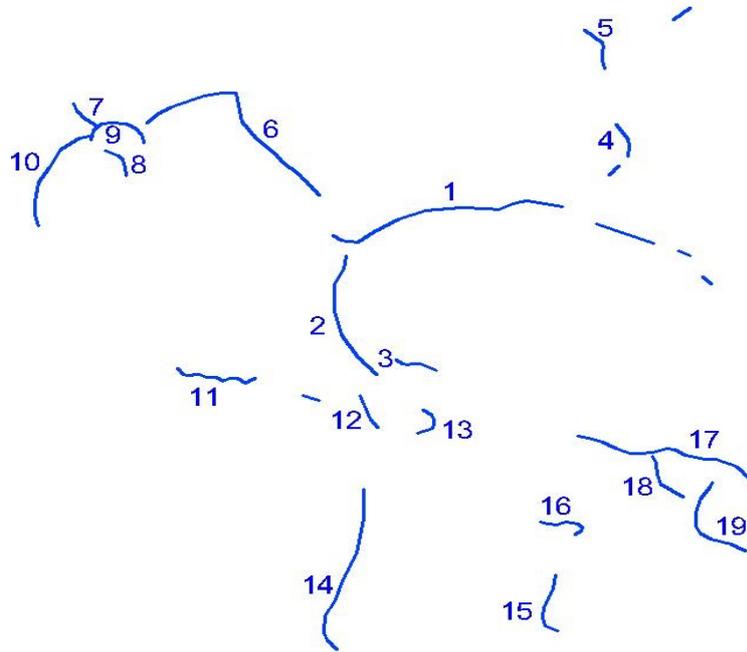


Рис. 6.13. Трещинная структура фрагмента исходного образца

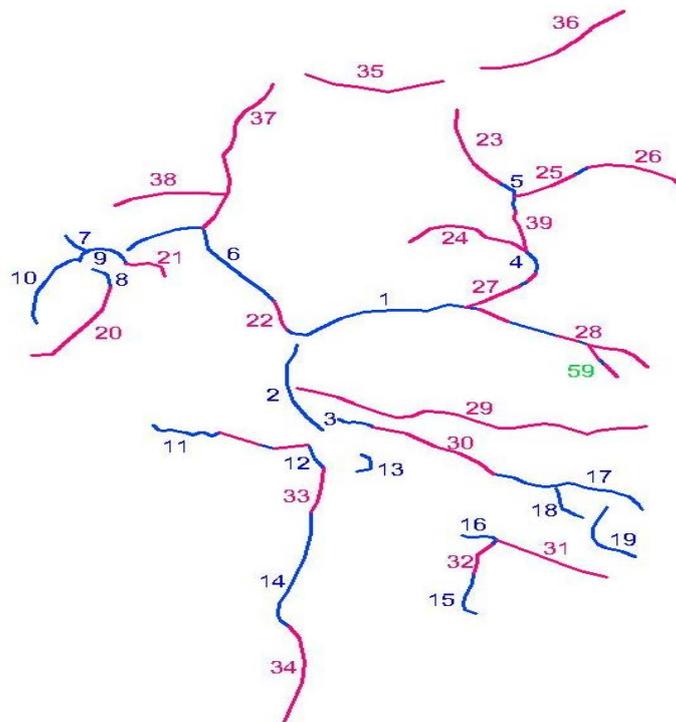


Рис. 6.14. Трещинная структура фрагмента образца после 1-го нагружения

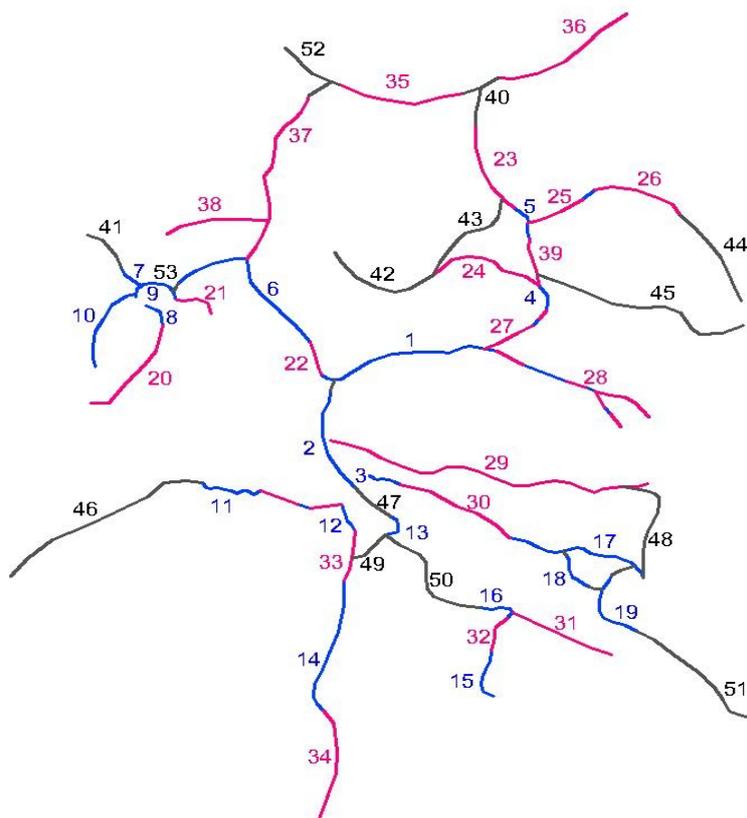


Рис. 6.15. Трещинная структура фрагмента образца после 2-го нагружения

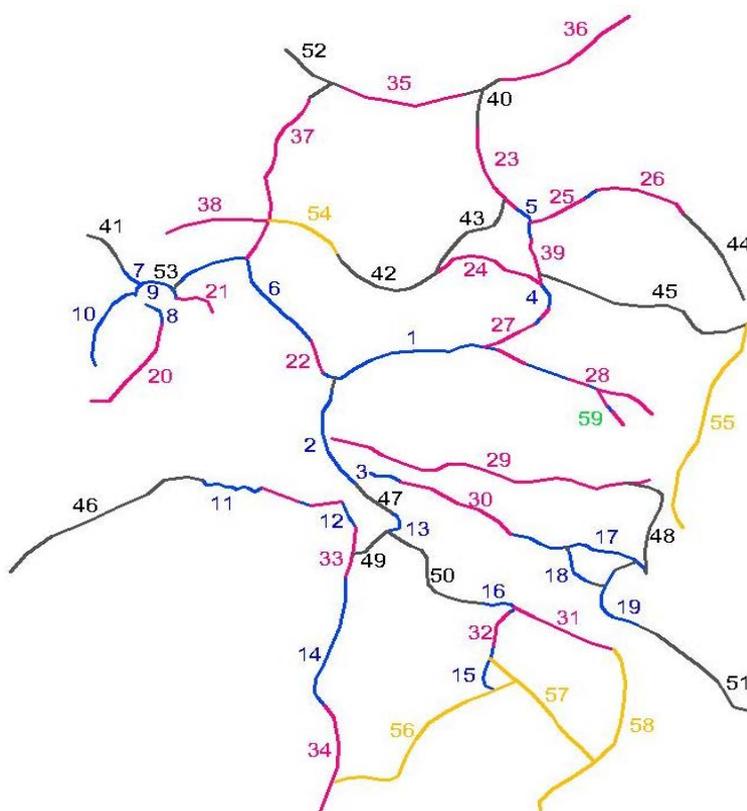


Рис. 6.16. Трещинная структура фрагмента образца после 3-го нагружения

В табл. 6.1 представлены результаты вычисления фрактальных размерностей для каждого участка трещин, появившихся в процессе нагружения образца в рассматриваемой области (первая схема). Номера участков трещин в таблице соответствуют номерам объектов на рис. 6.13– 6.16.

Таблица 6.1

Фрактальные размерности фрагментов трещин

Номер трещины	d_f						
1	1,117	16	1,087	31	1,038	46	1,091
2	1,011	17	1,112	32	1,013	47	1,008
3	1,071	18	1,023	33	1,014	48	1,017
4	1,010	19	1,009	34	1,040	49	1,015
5	1,006	20	1,037	35	1,012	50	1,040
6	1,176	21	1,029	36	1,011	51	1,112
7	1,009	22	1,052	37	1,084	52	1,020
8	1,009	23	1,015	38	1,016	53	1,012
9	1,463	24	1,033	39	1,033	54	1,029
10	1,043	25	1,066	40	1,014	55	1,061
11	1,073	26	1,039	41	1,015	56	1,061
12	1,021	27	1,014	42	1,015	57	1,039
13	1,029	28	1,014	43	1,092	58	1,069
14	1,043	29	1,108	44	1,014	59	1,032
15	1,129	30	1,041	45	1,064		

Явно выпадающим из общего ряда является объект № 9 с фрактальной размерностью 1,463. Поэтому из последующего анализа он исключался.

Выполним анализ трещинной структуры образца на каждой стадии нагружения. В исходном образце на рассматриваемом участке выделено 19 трещин (объектов), размер которых в линейном и фрактальном представлении показан на рис. 6.17.

На первом этапе нагружения появился 21 новый объект (рис. 6.18), на втором – 14 (рис. 6.19), на третьем – всего 5 (рис. 6.20). Видно, что от цикла к циклу число вновь появляющихся объектов снижается, что компенсируется ветвлением, слиянием трещин и образованием кластеров.

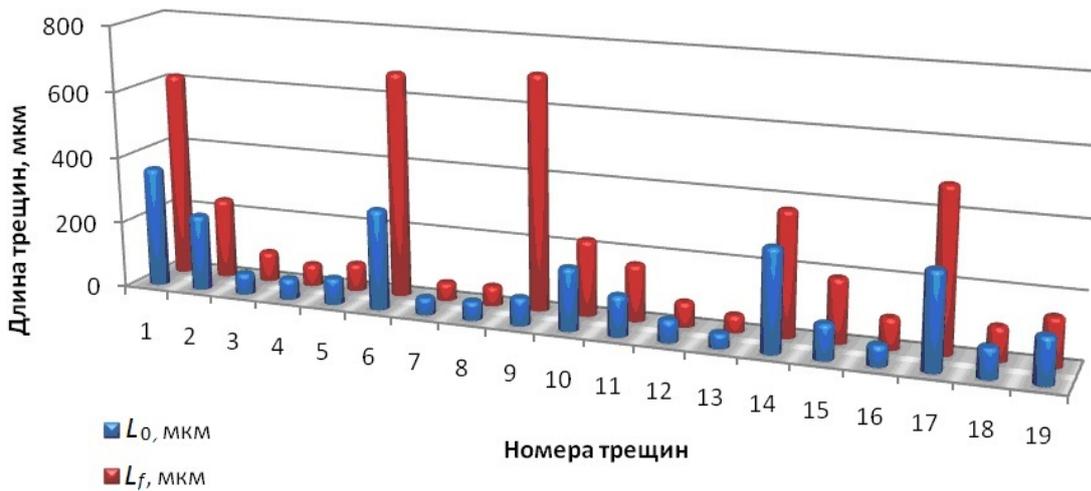


Рис. 6.17. Линейная (L_0) и фрактальная (L_f) длины трещин (исходный образец)

Фрактальная размерность трещин изменяется от 1,006 до 1,176. Причем с увеличением линейной длины трещин наблюдается устойчивый рост их фрактальной размерности (рис. 6.21). Зависимость описывается уравнением

$$d_f = 1,0145 + 0,1 L_0, \quad (6.1)$$

где L_0 – линейная длина трещин, мм.

Коэффициент корреляции $r = 0,50$ достаточно мал для практического использования зависимости, но вполне достаточен для уверенной оценки устойчивого тренда.

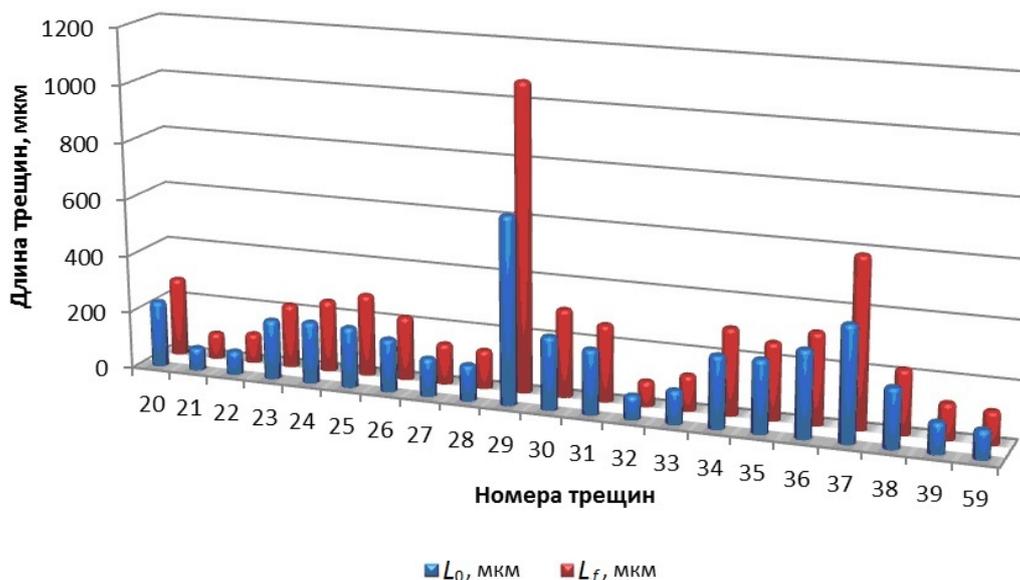


Рис. 6.18. Линейная (L_0) и фрактальная (L_f) длины трещин (первый этап нагружения)

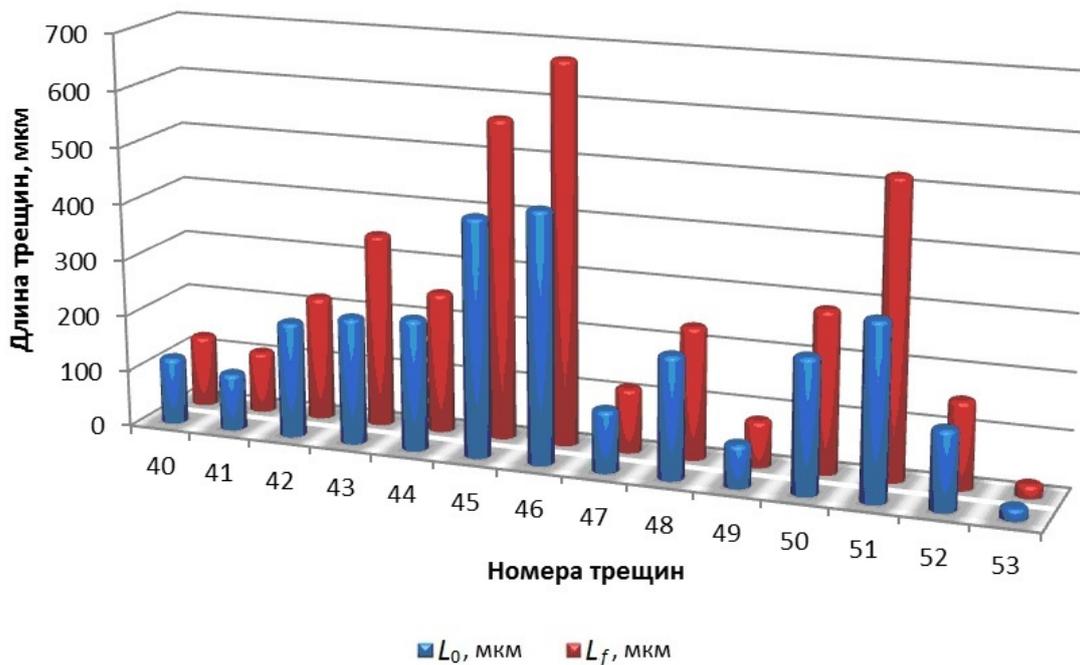


Рис. 6.19. Линейная (L_0) и фрактальная (L_f) длины трещин (второй этап нагружения)

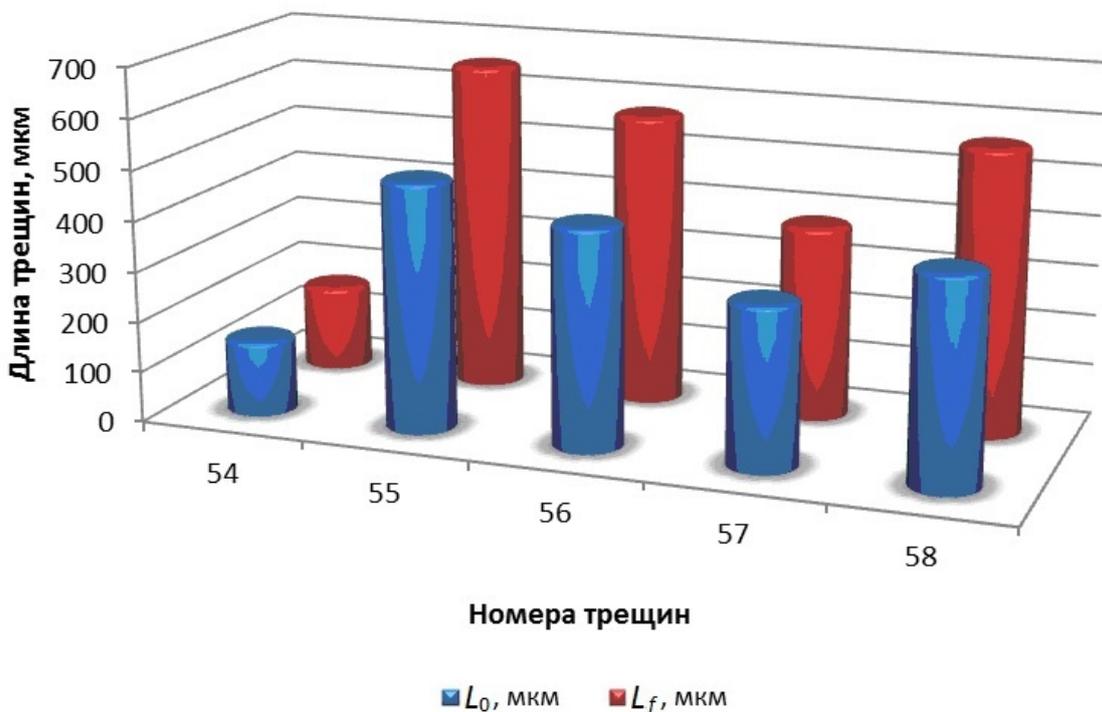


Рис. 6.20. Линейная (L_0) и фрактальная (L_f) длины трещин (третий этап нагружения)

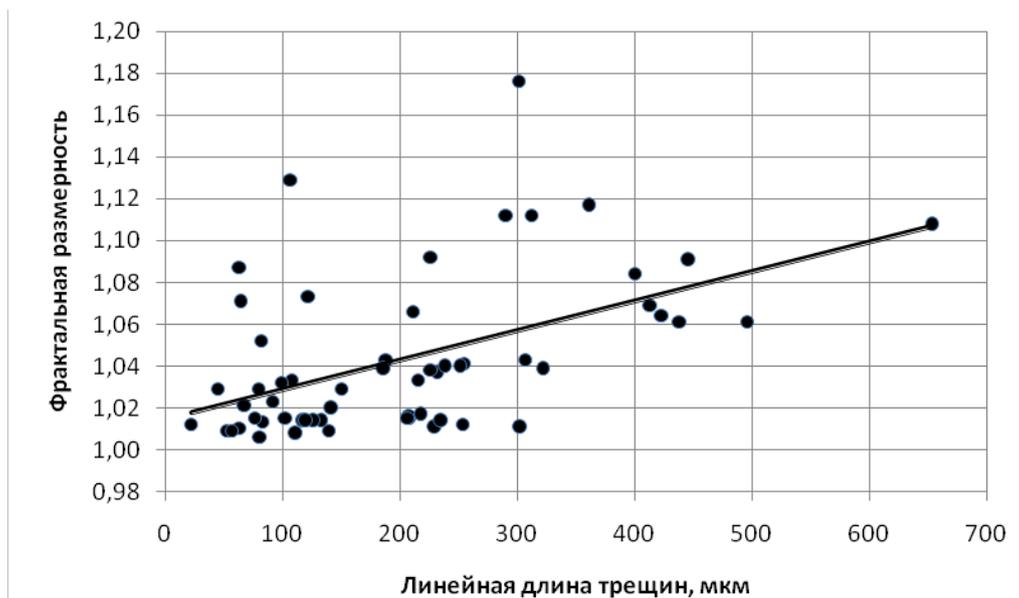


Рис. 6.21. Изменение фрактальной размерности с ростом длины трещин

Рассмотрим изменение фрактальных характеристик трещин по мере нагружения образцов. После первого нагружения (рис. 6.14) появилось 21 новых объектов, обозначенных номерами с 20 по 40 в табл. 3.1. К этим объектам относятся как вновь возникшие трещины, так и выросшие участки исходных трещин. С учетом этого выделено 7 комплексных объектов, обозначенных римскими цифрами в табл. 3.2. Здесь во втором столбце показаны составляющие объект участки трещин с указанием их фрактальной размерности, в третьем столбце - их усредненные значения. В последнем столбце показана фрактальная размерность, общая для всей выросшей трещины как единого объекта.

Таблица 6.2

Характеристики трещин после первого нагружения

Номер объекта	Фрактальные размерности участков трещин	Средняя фрактальная размерность $d_{f\text{ ср.}}$	Общая фрактальная размерность d_f
I	1 (1,117), 6(1,176), 22(1,052), 28(1,014)	1,090	1,154
II	3(1,071), 17(1,112), 30(1,041)	1,075	1,278
III	12(1,021), 14(1,043), 33(1,014), 34(1,040)	1,030	1,120
IV	25(1,066), 26(1,039)	1,053	1,058
V	4(1,010), 5(1,006), 23(1,015), 27(1,014), 39(1,033)	1,016	1,066
VI	15(1,129), 16(1,087), 32(1,013)	1,076	1,464
VII	8(1,009), 20(1,037)	1,023	1,109

Из таблицы видно, что во всех случаях размерность выросших трещин превышает фрактальную размерность составляющих ее частей. При последующем (втором) нагружении число объектов возросло до 14 (табл. 6.3). В целом отмеченная тенденция подтверждается – фрактальная размерность частей трещин меньше ее общей размерности. После третьего нагружения (табл. 6.4) появились два новых объекта XI и XV.

Таблица 6.3

Характеристики трещин после второго нагружения

Но- мер объ- екта	Фрактальные размерности участков трещин	Средняя фракталь- ная раз- мерность $d_{f\text{cp.}}$	Общая фракталь- ная раз- мерность d_f
I	1 (1,117), 6(1,176), 22(1,052), 28(1,014), 53(1,012)	1,074	1,250
II	не изменилась (см. табл. 3.2)	1,075	1,278
III	не изменилась (см. табл. 3.2)	1,030	1,120
IV	25(1,066), 26(1,039), 44(1,014)	1,040	1,050
V	4(1,010), 5(1,006), 23(1,015), 27(1,014), 39(1,033), 40(1,014), 36(1,011)	1,015	1,064
VI	15(1,129), 16(1,087), 32(1,013), 50(1,040)	1,067	1,110
VII	не изменилась (см. табл. 3.2)	1,023	1,109
VIII	35(1,012), 52(1,020)	1,016	1,027
IX	29(1,108), 48(1,017)	1,063	1,216
X	11(1,073), 46(1,091)	1,082	1,086
XI	24(1,033), 42(1,015)	1,024	1,086
XII	2(1,011), 13(1,029), 47(1,008), 49(1,015)	1,016	1,160
XIII	7(1,009), 41(1,015)	1,012	1,037
XIV	19(1,009), 51(1,112)	1,061	1,080

Выполним количественный анализ отмеченных закономерностей. Корреляционный анализ изменения фрактальной размерности трещин по мере их роста (рис. 6.22) показал, что при достаточно значимом коэффициенте корреляции $r = 0,56$ данная зависимость описывается уравнением:

$$d_{f\text{общ}} = 1,02 + 0,2 L_0. \quad (6.2)$$

Характеристики трещин после третьего нагружения

Номер объекта	Фрактальные размерности участков трещин	Средняя фрактальная размерность $d_{f\text{ ср.}}$	Общая фрактальная размерность d_f
I - X	Не изменились		
XI	24(1,033), 42(1,015), 54(1,029)	1,026	1,091
XII - XIV	Не изменились		
XV	31(1,038), 58(1,069)	1,054	1,030

Сравнение рис. 6.22 с рис. 6.21 и уравнением (6.1) показывает, что темп роста фрактальной размерности здесь значительно выше – угловой коэффициент 0,2 по сравнению с 0,1 для расчетов по первой схеме. Это может быть обусловлено тем, что ответвляющиеся и затухающие участки трещин менее изломаны. Действительно, в большинстве случаев фрактальная размерность трещин ветвления меньше этой величины для материнской (магистральной) трещины. Для проверки этого предположения выполнен корреляционный анализ общей размерности растущих трещин от усредненной размерности составляющих их участков (рис. 6.23).

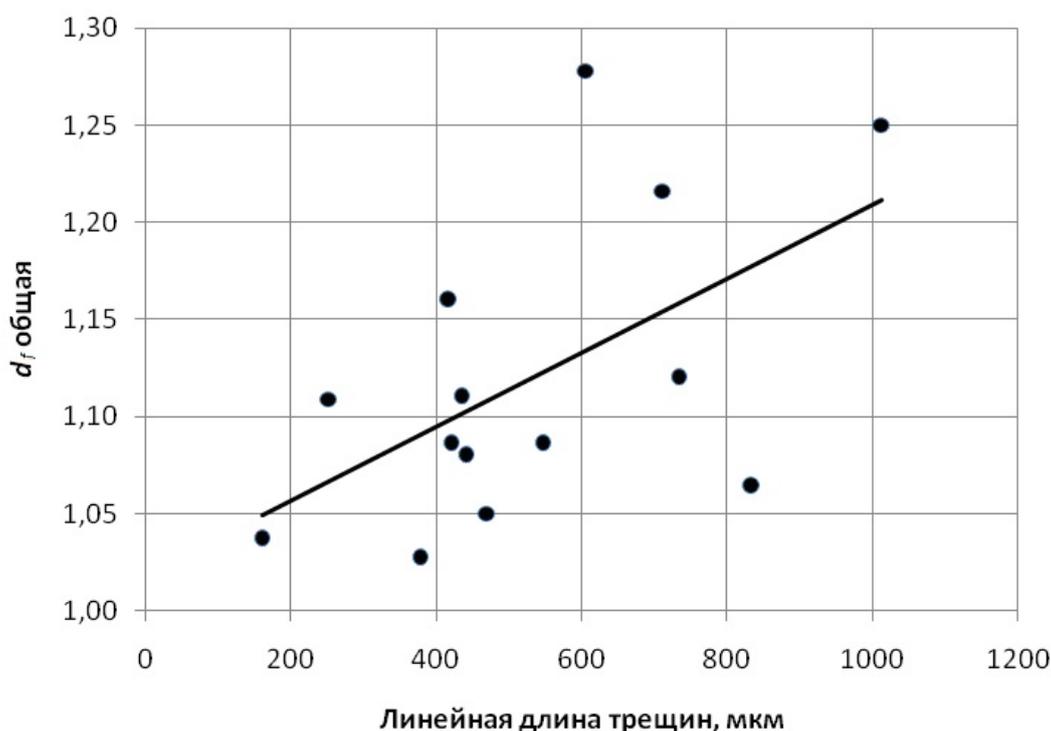


Рис. 6.22. Изменение общей фрактальной размерности с ростом трещин

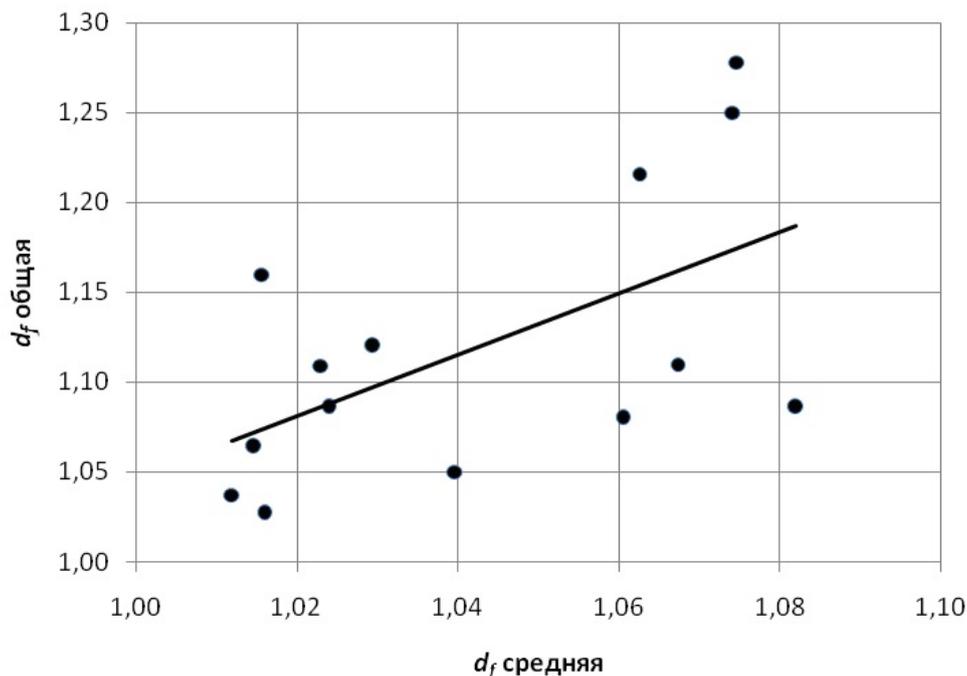


Рис. 6.23. Сравнение общей размерности магистральных трещин и фрактальных размерностей их участков

На графике ясно прослеживается устойчивая тенденция роста. Уравнение связи:

$$d_{f\text{общ}} = 1,71 d_{f\text{ср}} - 0,66 \quad (6.3)$$

с коэффициентом корреляции $r = 0,57$.

Таким образом, по результатам исследований можно констатировать следующее. По мере нагружения горных пород наблюдается закономерный рост трещин, сопровождающийся их ветвлением, торможением ответвлений и слиянием первоначально отдельных дефектов. На финальных стадиях нагрузки развитие трещин сопровождается их группированием с образованием кластерной структуры горных пород. Помимо развития уже существующих трещин действие нагрузки сопровождается возникновением новых нарушений.

По мере развития трещин их фрактальная размерность закономерно возрастает. Это обусловлено неоднородностью строения (зернистостью) горных пород. Поскольку локальное нарушение развивается, в первую очередь, по контактам минеральных зерен, то начиная с определенной длины (сравнимой с размерами зерен) трещина, огибая неровную поверхность зерна, приобретает большую степень изломанности по сравнению с ее малыми ответвлениями.

6.3. Общая оценка трещинной структуры пород как фрактального объекта

Рассмотренные закономерности развития трещин позволяют оценить динамику развития отдельных нарушений при нагружении горных пород. Следующей задачей является оценка динамики совокупности трещин как единого фрактального объекта. Помимо роста, ветвления и слияния трещин с образованием кластеров важную роль играют процессы смыкания берегов трещин. На графиках деформации (см. рис. 6.1 – 6.6) об этом свидетельствует положительная кривизна деформационных кривых. Причем наиболее значимо этот процесс проявляется при первом нагружении образцов. В последующих циклах нагружения рост необратимой деформации пород определяется смыканием вновь образующихся дефектов. Оценка этих закономерностей процесса трещинообразования возможна на основе определения информационной и корреляционной размерностей.

Информационная (энтропийная) размерность d_I (см. раздел 4.2) характеризует скорость возрастания количества информации с возрастанием подробностей (шага измерения) при рассмотрении фрактального объекта. Для вычисления информационной (энтропийной) размерности по координатам нарушений в горной породе нами разработана процедура и компьютерная программа. Реализация этой программы для вышеописанного эксперимента позволила оценить изменение энтропийной размерности по мере нагружения образцов (рис. 6.24).

По своей сути данная размерность, основанная на вычислении информационной энтропии, оценивает вероятностную природу формирования трещинной структуры горных пород. С увеличением однородности этой структуры растет энтропия. Снижение энтропии (как и в классической интерпретации данного термина) свидетельствует об увеличении неупорядоченности системы. Анализ графика (см. рис. 6.24) позволяет сделать следующие выводы.

Сразу после первого нагружения за счет возникновения новых очагов нарушений (зародышевых трещин) и развития уже существовавших дефектов неоднородность трещинной структуры резко возрастает, что проявляется в экстремуме (минимуме) графика. В последующих циклах нагружения развивающиеся трещины и вновь зарождающиеся дефекты все более равномерно заполняют объем образцов, и информационная размерность монотонно возрастает. Причем темп

этого возрастания закономерно снижается, и можно предположить, что в пределе график будет иметь асимптоту, соответствующую геометрической размерности поверхности $d_0 = 2$. Полученная количественная закономерность позволит прогнозировать динамику разрушения горных пород на макроуровне.

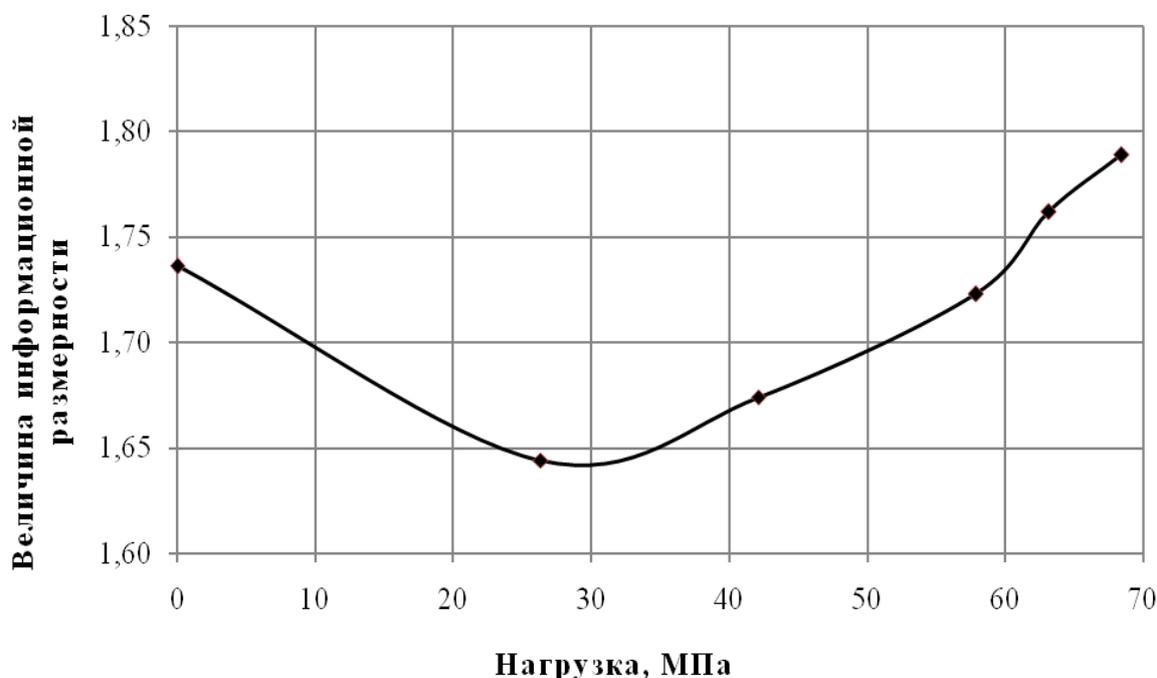


Рис. 6.24. Изменение информационной размерности трещинной структуры по мере нагружения горных пород

Корреляционная размерность (см. раздел 4.2), в отличие от информационной, основывается не на вероятностной оценке энтропии, а на сравнении расстояния между координатами дефектов и вычислении функции Хевисайда. Разработанное нами компьютерное обеспечение позволило определить ее величину для трещинной структуры на каждом шаге нагружения горных пород (рис. 6.25).

Первому нагружению соответствует максимум графика, характеризующий возрастание неоднородности трещинной структуры пород. Затем корреляционная размерность снижается и стабилизируется в последующих циклах нагружения. В последней ступени нагрузки, когда состояние породы близко к разрушению и в ней резко активизируются процессы необратимых изменений (см. рис. 6.6), величина корреляционной размерности резко возрастает. В этой связи величину корреляционной размерности представляется возможным использовать для прогнозирования момента наступления необратимых разрушающих породу изменений (точку бифуркации). Таким критерием

можно принять превышение корреляционной размерности ее максимума на первом этапе. В данных экспериментах это $d_2 = 1,75$.

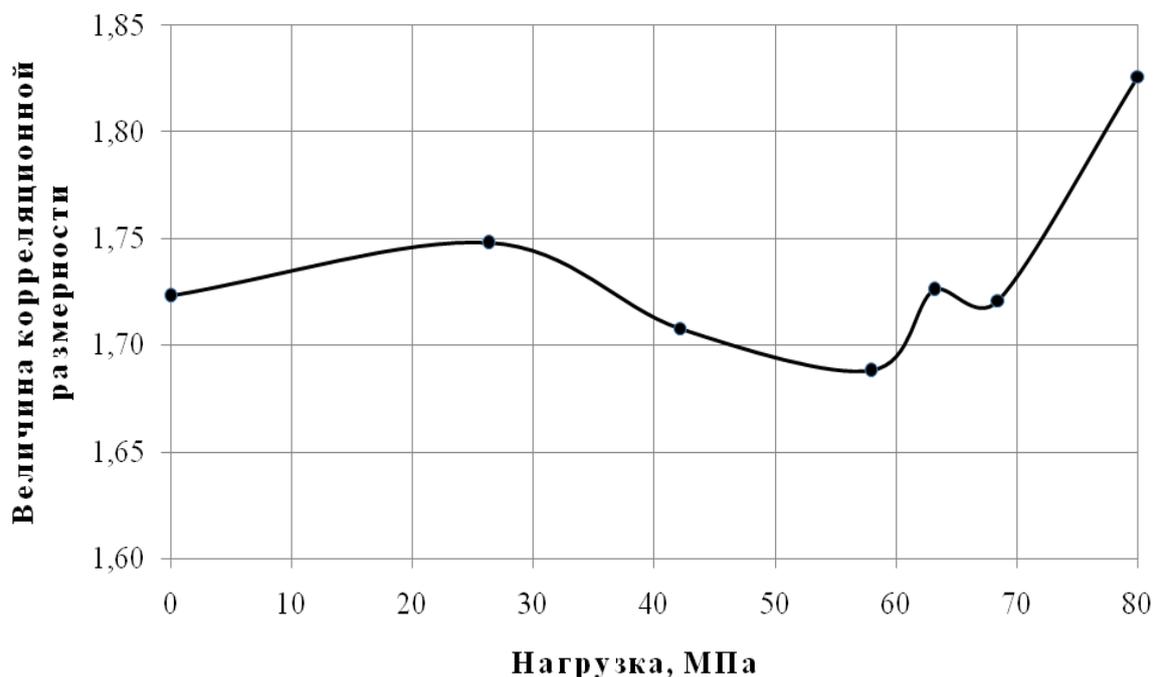


Рис. 6.25. Изменение корреляционной размерности трещинной структуры по мере нагружения горных пород

Таким образом, приведенные результаты исследований позволяют количественно оценить динамику развития трещинной структуры горных пород в ходе их нагружения. Это создает основу для прогнозирования прочности и разрушаемости горных пород на макроуровне.

6.4. Изменение геометрии трещин в процессе деформирования горной породы

В процессе нагружения горных пород обнаруживается смещение координат фиксируемых трещин от одного цикла к другому. Это обусловлено как общей деформацией образца, так и процессом смятия трещин по мере соприкосновения их берегов. Количественная оценка этого явления – это важнейшая задача исследования.

В общем случае постановку задачи можно представить следующим образом. Имеется электронная фотография и профиль (координаты) берегов трещины. Установлены свойства (прочность, модули

деформации и пр.) основного тела горной породы и материала заполнителя трещин. В процессе деформирования горных пород наблюдаются два взаимосвязанных явления – сближение берегов по нормали к линии трещины и сдвиг по плоскостям берегов этой трещины. Разложение вектора общей нагрузки на нормальную и касательную составляющие будет зависеть от угла ориентировки трещины по отношению к направлению сжимающей силы. В общем случае требуется:

1. Разработать компьютерную процедуру анализа процесса взаимодействия берегов трещины и разработать математическую модель процесса.

2. Оценить изменение ширины зияния трещины и площади контактов её берегов по мере их сближения под действием нормальной нагрузки.

3. То же под действием касательных (сдвигающих) нагрузок.

4. Определить результат совместного действия нормальных и касательных напряжений.

5. Выполнить фрактальный анализ смыкающихся трещин.

Указанные процедуры необходимо выполнить для зияющих (незаполненных) и сцементированных трещин. Причем в последнем случае следует учитывать свойства материала заполнителя. Комплексное решение указанных задач является темой самостоятельных и весьма трудоемких исследований. Поэтому в рамках задач данной работы предполагается создание математической модели (п. 1) и оценка некоторых особенностей смыкания зияющих трещин.

6.4.1. Разработка математической модели процесса

сближения берегов трещины

Исходные данные: электронная фотография и координаты берегов трещины, полученные с помощью процедур, изложенных в разделе 4. Алгоритм компьютерного обеспечения модели сближения берегов трещины можно представить следующим образом [68, 129].

1. Координаты берегов исследуемой трещины транслируются в систему AutoCAD.

2. С помощью команды *Полилиния* обрисовываются треки двух берегов трещин.

3. В соответствии с принятым масштабом через равные промежутки производится построение линий, соединяющих берега трещины и нормальных к средней линии трещины (рис. 6.26). Для люми-

несцентного метода дефектоскопии шаг построения целесообразно принимать равным разрешающей способности микроскопа (50 мкм). Для макротрещин массива этот шаг определится существом решаемой задачи.

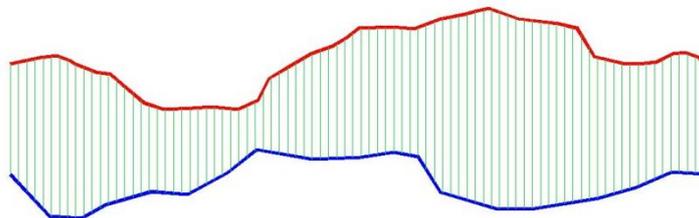


Рис. 6.26. Макет начального положения берегов трещины

4. Среднее арифметическое длин этих отрезков определит ширину зияния трещины. Определять эту величину целесообразно в табличном редакторе MS Excel при помощи функции *СРЗНАЧ*, а длины всех отрезков вывести в файл этого редактора из AutoCAD. Дисперсия и коэффициент вариации расстояния между берегами трещины дают важную информацию о генезисе трещин (трещины отрыва или сдвига), степени согласованности и пр. Динамика изменения данных показателей под нагрузкой может дать дополнительную количественную информацию о закономерностях процесса деформирования горных пород.

5. С помощью команды *Свойства* определяется отрезок минимальной длины. Точки концов этого отрезка отмечают место первого соприкосновения берегов трещины.

6. Траектория одного из берегов трещины переносится к найденной точке соприкосновения (использовать команду *Переместить*, не забыв включить привязку в точке соприкосновения).

7. Дальнейшее сближение берегов трещины производится с шагом, определяемым существом решаемой задачи (как и в предыдущем пункте, с помощью команды *Переместить*, но теперь необходимо не привязываться к точке, а с клавиатуры задать величину шага сближения). При этом в модели линии берегов заходят одна за другую (рис. 6.27).

8. Определение площади соприкосновения берегов трещины. Реализация данной процедуры возможна в различных вариантах.

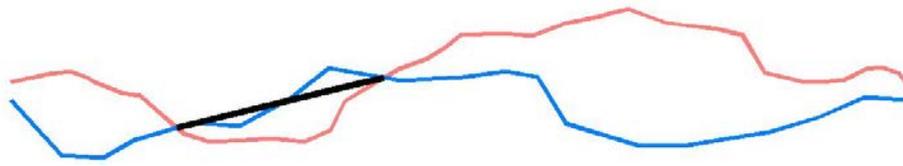


Рис.6.27. Макет смятия берегов трещины

Вариант 1. Принимаем допущение, что горная порода равномерно сминается по всей линии соприкосновения берегов трещины. Тогда участки взаимного пересечения линий берегов аппроксимируются отрезками прямой линии (см. рис. 6.27). Площадь соприкосновения берегов трещины определяется следующим образом.

А. В предположении, что в плоскости, перпендикулярной поверхности чертежа, размер области соприкосновения аналогичен линии контакта в плоской модели L_i , абсолютная площадь контакта определится как $S_i = L_i^2$.

Б. При тех же допущениях относительная площадь контактов ξ определится как $\xi = \Sigma L_i / L_{тр}$, где $L_{тр}$ – общая длина средней линии трещины.

Вариант 2. При известных упругих константах горной породы и (или) заполнителя трещин вычисляется величина смятия (деформации) берегов трещины при данном напряжении. Эта величина с помощью команды *Смещение* задается как ширина деформируемого берега трещины. Тогда с помощью команды *Полилиния* программа обрисовывает контур пересечения (наложения) берегов трещин (рис. 6.28) и в окне *Свойства* определяется площадь получившегося контура.

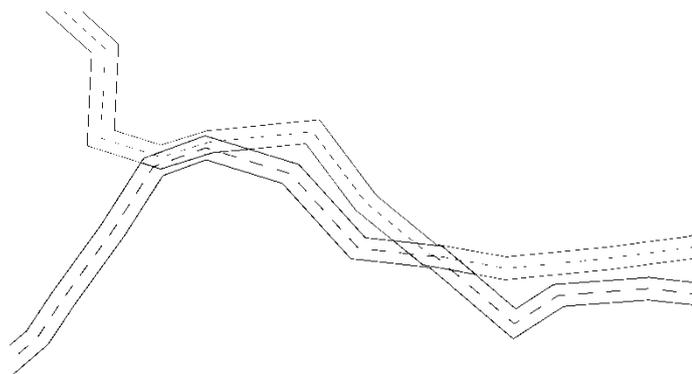


Рис. 6.28. Фрагмент пересечения контура берегов трещины

Вариант 3. В общем случае трещина под действием внешней сжимающей нагрузки помимо смятия ее берегов по нормали способна

осуществлять сдвиг по плоскости трещины. Для реализации этого процесса в модели задается величина шага сдвига и осуществляется продольное перемещение берегов с помощью команды *Перенести* и задания с клавиатуры значения величины перемещения. Величина сдвига в общем случае определяется свойствами породы и заполнителя трещин, степенью извилистости и шероховатости берегов трещин, т. е. ее фрактальными характеристиками. В настоящее время аналитического решения данная задача не имеет и выходит за рамки данной работы.

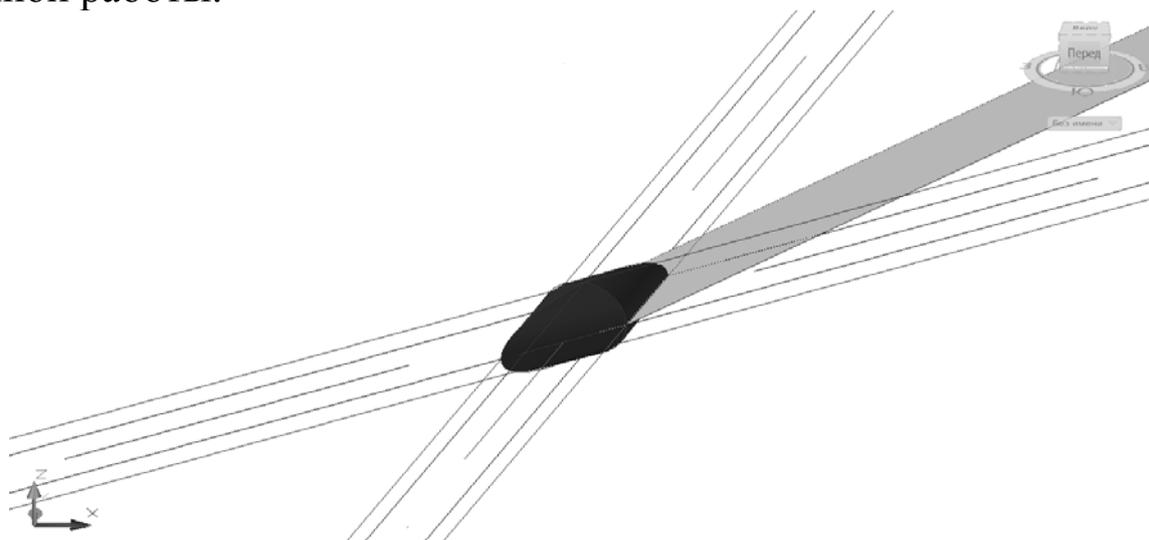


Рис. 6.29. Фрагмент компьютерной программы оценки области контакта берегов трещины в объемной задаче

Средства AutoCAD позволяют прорисовать и определить характеристики области контакта берегов трещины в трехмерном варианте (рис. 6.29). Это создает дополнительные возможности анализа динамики трещин при нагружении горных пород.

6.4.2. Оценка ширины зияния и площади контактов берегов трещин при их деформировании

Для отработки методики процедуры, описанные выше, реализованы для одной из трещин гранита, фрагменты которой показаны на рис. 6.26 – 6.29. Общая длина трещины $L_{тр} = 2980$ мкм. На первом этапе берега трещины сближались по нормали к линии трещины с шагом 5 мкм. Принималось, что берега трещины равномерно сминаются по всей линии их соприкосновения (Вариант 1). Результаты моделирования представлены в табл. 6.5.

Таблица 6.5

**Относительная площадь контактов при сближении трещины по нормали
(Вариант 1)**

Сближение, мкм	Площадь, мкм ²	φ
0	0,38	1,30E-04
5	54	1,80E-02
10	83	2,80E-02
15	110	3,70E-02
20	137	4,60E-02
25	176	6,00E-02
30	272	9,10E-02
35	319	1,10E-01
40	360	1,20E-01
45	390	1,30E-01
50	389	1,30E-01
55	410	1,40E-01
60	444	1,50E-01
65	450	1,51E-01
70	457	1,53E-01
75	464	1,56E-01
80	475	1,59E-01
85	484	1,62E-01
90	490	1,64E-01
95	495	1,66E-01

На втором этапе та же трещина при сближении берегов с шагом 5 мкм одновременно сдвигалась по линии трещины с таким же шагом (5 мкм) - Вариант 1 + Вариант 3. Результаты моделирования представлены в табл. 6.6.

Таблица 6.6

**Относительная площадь контактов при сближении и сдвиге трещины
(Вариант 1 + Вариант 3)**

Шаг	Площадь, мкм ²	φ
1	7,8	2,61E-03
2	53,5	1,79E-02
3	104,0	3,49E-02
4	136,5	4,58E-02
5	194,2	6,52E-02
6	266,5	8,94E-02
7	292,9	9,83E-02
8	349,1	1,17E-01

Шаг	Площадь, мкм ²	φ
9	363,4	1,22E-01
10	377,9	1,27E-01
11	392,4	1,32E-01
12	384,3	1,29E-01
13	386,8	1,30E-01
14	389,6	1,31E-01
15	395,4	1,33E-01
16	412,2	1,38E-01
17	429,2	1,44E-01
18	457,8	1,54E-01
19	492,6	1,65E-01
20	495,7	1,66E-01

На следующем этапе моделирования предусматривалось деформирование поверхности берегов трещин на 1 мкм (Вариант 2). Результаты представлены в табл. 6.7.

Те же процедуры выполнены при сближении по нормали и сдвиге с шагом 1 мкм (табл. 6.8).

Таблица 6.7

Относительная площадь контактов при сближении трещины по нормали (Вариант 2)

Сближение, мкм	Площадь, мкм ²	φ
0	11,2	3,76E-03
5	58,9	1,98E-02
10	89,2	2,99E-02
15	125	4,19E-02
20	154	5,17E-02
25	211,2	7,09E-02
30	297,4	9,98E-02
35	345,8	1,16E-01
40	395,1	1,33E-01
45	426,8	1,43E-01
50	410,4	1,38E-01
55	394,7	1,32E-01
60	476,7	1,60E-01
65	485,3	1,63E-01
70	495,3	1,66E-01
75	502,7	1,69E-01
80	516,8	1,73E-01
85	714,9	2,40E-01
90	725,3	2,43E-01
95	735,6	2,47E-01

**Относительная площадь контактов при сближении и сдвиге трещины
(Вариант 2 + Вариант 3)**

Шаг	Площадь, мкм ²	φ
1	2	3
1	9,8	3,28E-03
2	77,4	2,60E-02
3	107,8	3,62E-02
4	140,6	4,72E-02
5	175,4	5,89E-02
6	276,1	9,27E-02
7	250,1	8,39E-02
8	371,0	1,24E-01
9	385,9	1,29E-01
10	406,8	1,37E-01
11	415,5	1,39E-01
12	392,0	1,32E-01
13	396,0	1,33E-01
14	406,0	1,36E-01
15	409,4	1,37E-01
16	411,5	1,38E-01
17	464,2	1,56E-01
18	509,9	1,71E-01
19	529,4	1,78E-01
20	572,2	1,92E-01

На всех этапах моделирования определялась ширина зияния трещины. В начальном положении (до сближения) величина раскрытия $\delta = 169,9$ мкм со средним квадратическим отклонением $S_{\delta} = 132,2$ мкм и коэффициентом вариации $K_{\text{вар}} = 77,8$ %. Анализ динамики изменения данных показателей целесообразно начинать с момента первого соприкосновения берегов трещины. Результаты моделирования при сближении берегов трещины по нормали и при сближении со сдвигом представлены в табл. 6.9.

Анализ полученных результатов (рис. 6.30 и 6.31) позволяет сделать следующие выводы. По мере сближения берегов трещины закономерно возрастает относительная площадь их контактов. Причем при сближении со сдвигом берегов трещин суммарная площадь контактов меньше, чем при сближении без сдвига (линии графиков расположены ниже).

Результаты моделирования величины раскрытия трещин при сближении берегов для всех вариантов

Шаг	Вариант 1			Вариант 1 + + Вариант 3			Вариант 2			Вариант 2 + + Вариант 3		
	δ , мкм	S_{δ} , мкм	$K_{\text{вар}}$, %	δ , мкм	S_{δ} , мкм	$K_{\text{вар}}$, %	δ , мкм	S_{δ} , мкм	$K_{\text{вар}}$, %	δ , мкм	S_{δ} , мкм	$K_{\text{вар}}$, %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1	154,3	131,2	85,1	167,2	130,7	78,2	160,1	131,9	82,4	173,5	131,4	75,7
2	149,6	130,9	87,5	162,5	130,9	80,6	159,2	131,9	82,9	172,9	131,9	76,3
3	144,5	131,9	91,3	157,7	130,8	83,0	158,2	131,8	83,3	172,7	130,7	75,7
4	140,2	131,2	93,5	144,8	131,1	90,6	157,3	131,8	83,8	162,5	131,7	81,1
5	136,0	130,3	95,8	142,2	130,5	91,7	156,3	131,7	84,3	163,4	131,9	80,7
6	133,0	129,5	97,3	138,8	129,4	93,2	155,4	131,6	84,7	162,2	131,5	81,1
7	129,2	128,2	99,3	135,5	128,1	94,5	154,5	131,5	85,2	162,0	131,4	81,1
8	124,7	126,6	101,5	132,1	126,4	95,7	153,6	131,4	85,6	162,7	131,2	80,6
9	120,8	124,8	103,3	121,8	124,6	102,3	152,6	131,3	86,0	153,9	131,1	85,2
10	117,9	123,2	104,5	120,4	122,6	101,8	151,7	131,2	86,5	154,9	130,6	84,3
11	114,8	121,4	105,8	117,8	120,8	102,6	150,8	131,1	86,9	154,7	130,5	84,3
12	111,8	119,5	106,9	115,0	119,1	103,5	149,9	131,0	87,4	154,2	130,6	84,7
13	108,9	117,5	107,8	111,9	117,1	104,7	149,8	131,1	87,5	153,9	130,7	84,9
14	106,3	115,3	108,5	102,8	114,8	111,7	148,9	131,0	88,0	144,0	130,4	90,6
15	103,4	113,3	109,7	103,1	116,9	113,4	148,0	130,9	88,5	147,6	135,1	91,5
16	100,5	111,3	110,7	98,5	115,7	117,4	147,1	130,8	88,9	144,2	136,0	94,3
17	97,8	109,2	111,7	93,8	114,4	121,9	146,1	130,6	89,4	140,1	136,8	97,6
18	95,1	107,1	112,7	89,1	113,1	126,9	145,2	130,5	89,9	136,0	137,8	101,3
19	92,4	105,1	113,7	84,4	111,7	132,4	144,3	130,4	90,4	131,8	138,6	105,1
20	89,7	103,0	114,8	79,7	110,4	138,5	143,3	130,2	90,8	127,3	139,6	109,6

В первом случае (Вариант 1 – смятие по всей линии контакта) это снижение $\Delta\xi = 1,8 \cdot 10^{-2}$, или в процентах от величины смятия контактов на последнем этапе $\delta\xi = 7,5$ %. Во втором случае (Вариант 2 – смятие с учетом деформации берегов трещины на 1 мкм) эти величины составили соответственно $\Delta\xi = 5,5 \cdot 10^{-3}$ и $\delta\xi = 2,8$ %.

На графиках четко прослеживаются два этапа смятия трещин. На первых шагах возрастание площади контактов происходит более интенсивно, чем на последующих. Характерно, что темп возрастания в начальной и конечной стадиях деформирования практически линейный. Но если в начальной стадии темп роста площади контактов (угловой коэффициент графиков) составляет $3,3 \cdot 10^{-3}\beta$, где β – шаг

сближения в мкм, то на втором этапе этот коэффициент существенно снижается до величины $0,74 \cdot 10^{-3} \beta$.

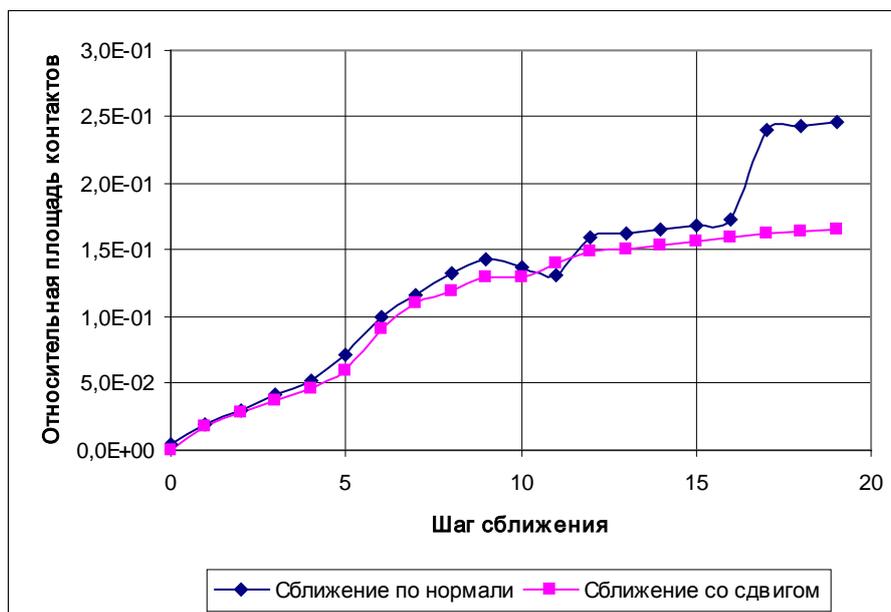


Рис. 6.30. Динамика изменения площади контактов берегов трещины (Вариант 1)

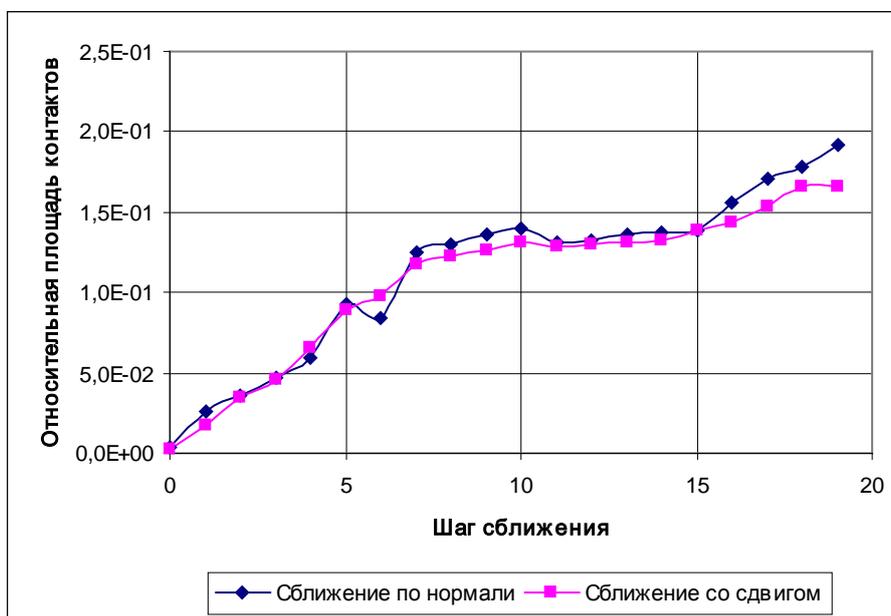


Рис. 6.31. Динамика изменения площади контактов берегов трещины (Вариант 2)

Таким образом, полученные результаты показывают динамику изменения площади контактов берегов трещины и ширины зияния по мере нагружения горных пород. Разработанная компьютерная модель может служить эффективным инструментом анализа и использовать-

ся как составная часть общей имитационной модели развития трещинной структуры горных пород.

6.5. Кластерный анализ развития трещинной структуры горных пород

Разрушение горных пород, как и любых твердых тел, определяется зарождением и развитием (ветвление, слияние и т. п.) трещин. Взаимодействующие трещины образуют очаги нарушений – кластеры. Динамику этого процесса можно рассматривать как саморазвитие под действием нагрузки кластерной структуры горных пород. Процесс может быть представлен как последовательный ряд этапов развития трещинных кластеров и присоединения их друг к другу. Эти этапы представляют собой различные уровни иерархии структуры горных пород. При этом по мере роста кластеров рост единичных трещин ограничивается их силовым полем, и на последних стадиях нагрузки практически прекращается – растут кластеры (см. раздел 6.1).

Для количественной оценки данного процесса используется аппарат фрактального кластерного анализа. Количественной мерой кластеров может служить фрактальная размерность поверхности образца. Для ее определения может использоваться метод покрытия. На изображение поверхности (фотоснимок) накладывается сетка с изменяющимся размером квадратной ячейки δ_i . Для каждого типоразмера сетки определяется количество ячеек N_i , занятых изображением объекта (кластером). Фрактальная размерность поверхности определяется по углу наклона графика данной зависимости, построенного в двойных логарифмических координатах:

$$d_f = \frac{\ln N}{\ln(1/\delta)} + 1. \quad (6.4)$$

Данная процедура реализована в совокупности компьютерных программ, позволяющих переводить фотоотпечаток в электронный вид, определять координаты нарушений, производить соответствующие графические построения и вычисления фрактальной размерности. В качестве примера на рис. 6.32 и 6.33 приведены координаты нарушений образца (по пикселям) по мере его нагружения.

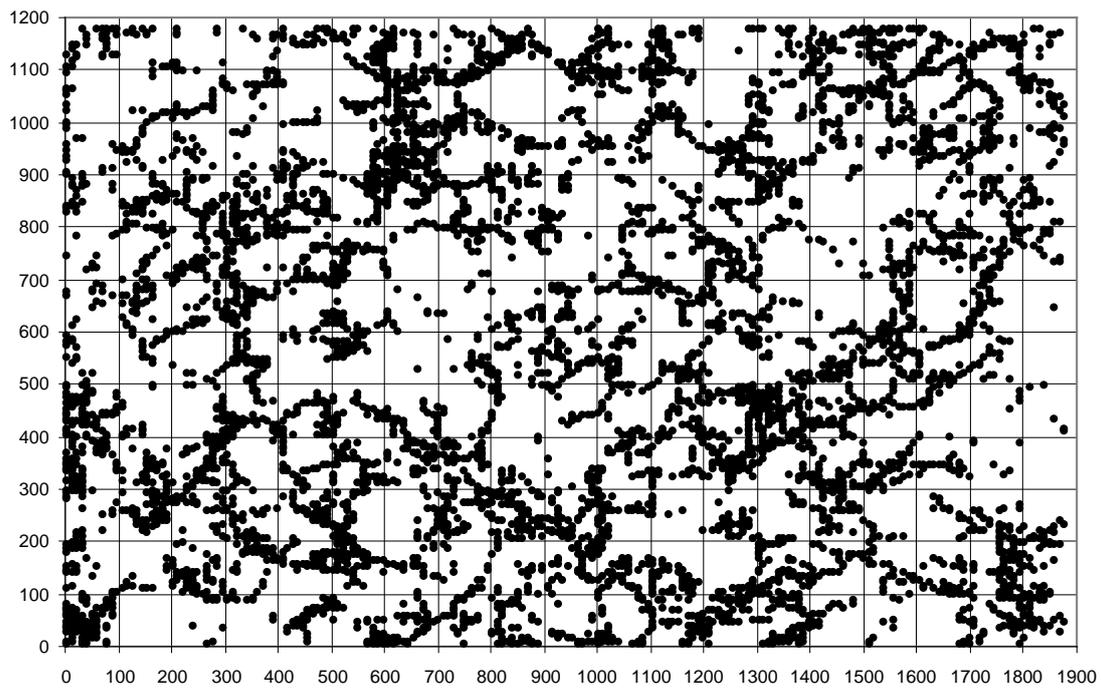


Рис. 6.32. Координаты нарушений исходного образца

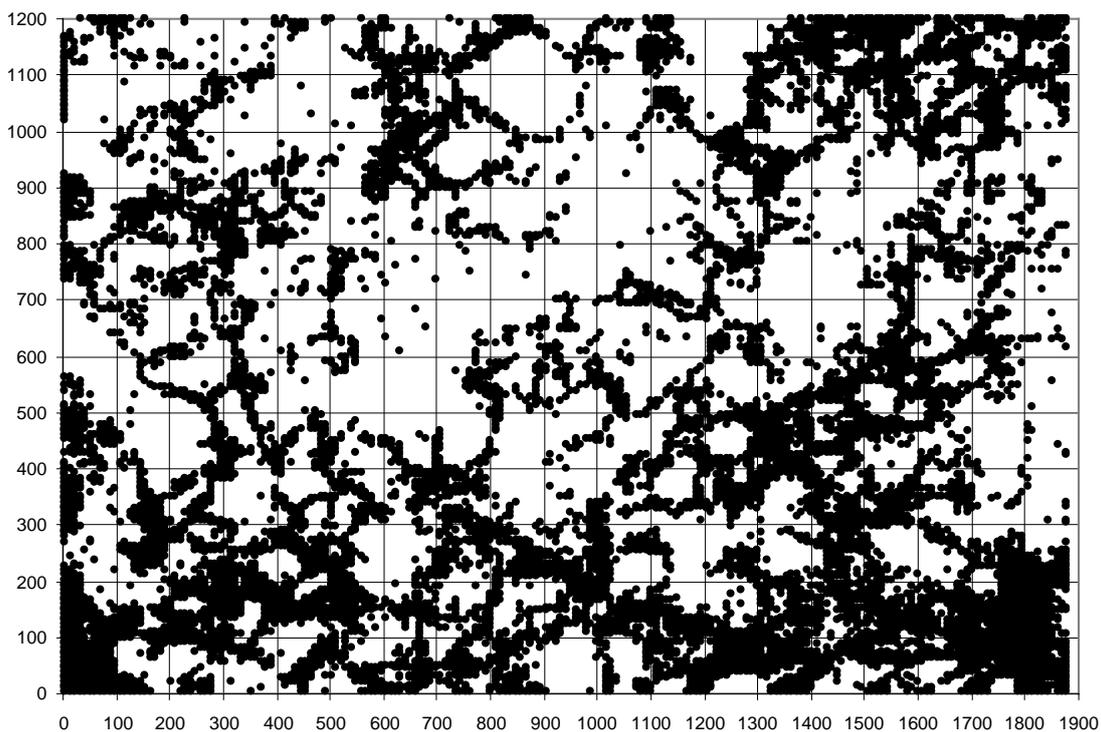


Рис. 6.33. Координаты нарушений образца после третьего цикла нагружения

Сводные результаты вычислений, выполненных с помощью компьютерной программы, приведены в табл. 6.10.

Таблица 6.10

Результаты вычисления фрактальной размерности поверхности образцов

Нагрузка, МПа	Размер ячеек d , мкм	Число ячеек N	$\ln N$	Фрактальная размерность
0	100	224	5,412	2,483
	80	325	5,784	
	60	580	6,363	
	40	1083	7,785	
	20	2404	7,785	
25	100	219	5,389	2,539
	80	309	5,733	
	60	524	6,261	
	40	1036	6,943	
	20	2539	7,840	
40	100	222	5,403	2,595
	80	313	5,746	
	60	546	6,303	
	40	1056	6,962	
	20	2836	7,950	
55	100	226	5,421	2,716
	80	323	5,778	
	60	583	6,368	
	40	1165	7,060	
	20	3508	8,163	
60	100	227	5,425	2,768
	80	353	5,866	
	60	601	6,399	
	40	1268	7,145	
	20	3919	8,274	
65	100	226	5,421	2,837
	80	354	5,869	
	60	600	6,397	
	40	1700	7,438	
	20	4057	8,308	

Графические построения (рис. 6.34, 6.35) ясно показывают линейность зависимости $\ln N = f(\ln 1/d)$, что свидетельствует о наличии скейлинга, т. е. о фрактальной природе распределения нарушений в горной породе.

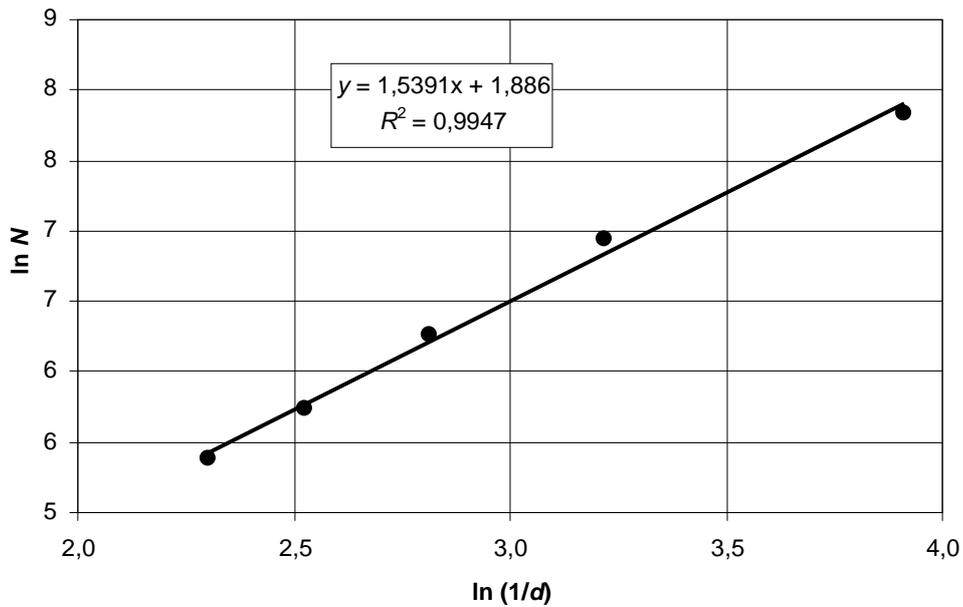


Рис. 6.34. Реализация кластерного анализа после первого цикла нагружения

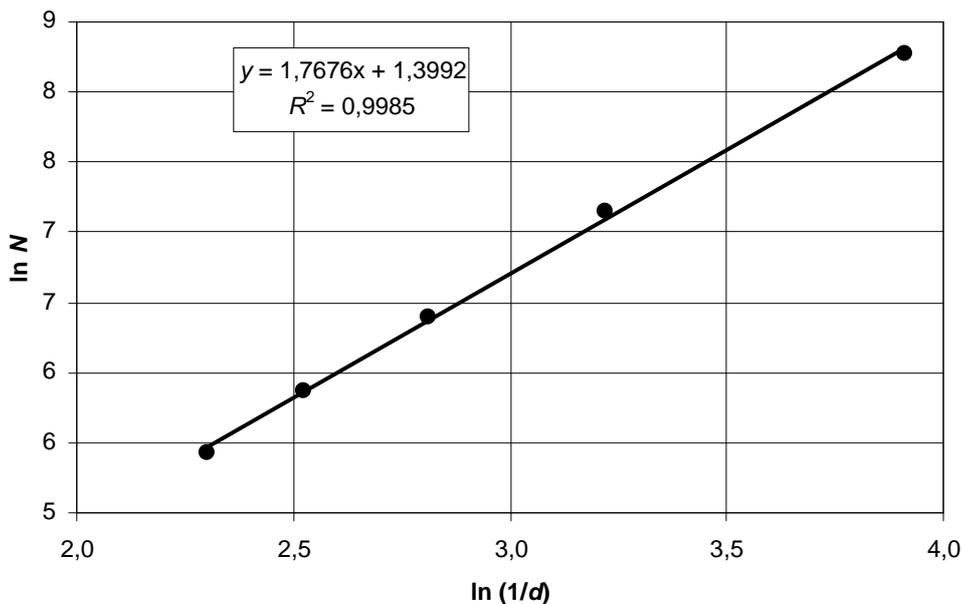


Рис. 6.35. Реализация кластерного анализа после четвертого цикла нагружения

Анализ полученных результатов показывает устойчивый нелинейный рост фрактальной размерности дефектов поверхности по мере нагружения образцов (рис. 6.36).

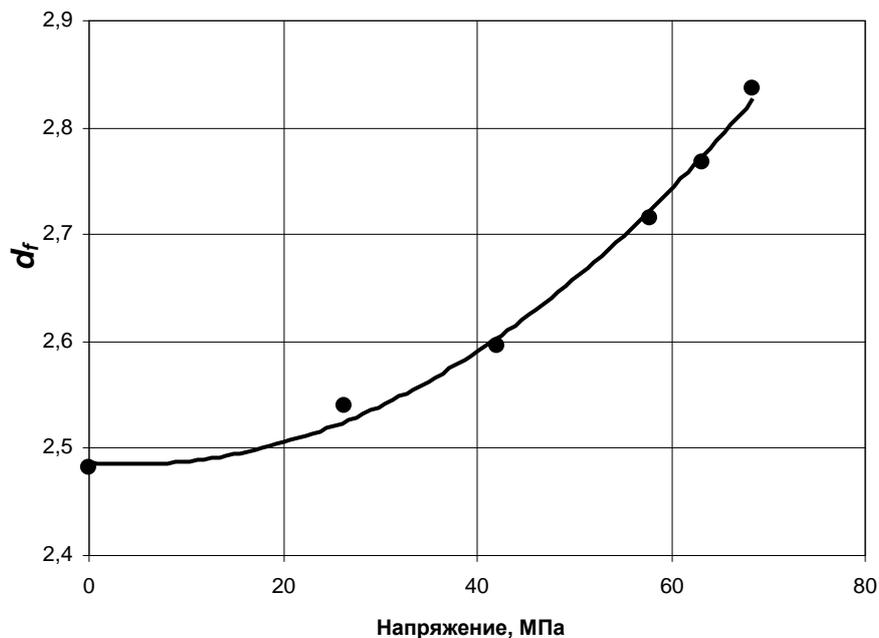


Рис. 6.36. Рост фрактальной размерности кластеров с увеличением нагрузки

Данную зависимость можно описать уравнением параболы вида:

$$d_f = 2,48 + 8 \cdot 10^{-5} \cdot (\sigma^2 - 8,75 \cdot \sigma). \quad (6.5)$$

Коэффициент достоверности аппроксимации (коэффициент детерминации) $R^2 = 0,995$ свидетельствует о статистической надежности данной зависимости. Положительная кривизна графика отражает ускоряющийся рост дефектности пород с нагрузкой, что соответствует современным представлениям о накоплении повреждений в ходе разрушения горных пород.

7. АНАЛИТИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РАЗРУШАЕМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД С ФРАКТАЛЬНЫХ ПОЗИЦИЙ

7.1. Критерий хрупкого разрушения горных пород

В соответствии с теорией А. Гриффитса [252], разрушение твердого тела определяется ростом единственной «магистральной» трещины при условии достижения равенства трещиноподвижущей силы G сопротивлению росту трещины R ($G = R$) или

$$\frac{2\pi L\sigma^2}{E} = 4e_s, \quad (7.1)$$

где $2L$ – длина трещины; σ – приложенное напряжение; E – модуль упругости; e_s – удельная поверхностная энергия горной породы.

Данное выражение получено Гриффитсом на модели разрушения пластины с трещиной путем отрыва. Тогда прочность при растяжении твердого тела (в соответствии с уравнением (7.1)) запишется в виде:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2Ee_s}{\pi L_{кр}}}, \quad (7.2)$$

где $L_{кр}$ – критическая полудлина магистральной трещины, при которой начинается процесс разрушения.

Расчет прочности описанных выше горных пород по формуле (10.2) дает результаты, не соответствующие опытным данным при учете только линейной длины магистральной трещины. Это обусловлено тем, что, разрабатывая теорию, А. Гриффитс основывался на экспериментальных исследованиях разрыва стеклянных нитей, ослабленных линейной трещиной. Действительно, в аморфном теле (стекле) трещины линейны, т. е. их фрактальная размерность совпадает с топологической ($d_f = d$). В кристаллических телах, особенно в горных породах, имеющих зернистое строение, это условие заведомо не выполняется. Истинная длина трещин $L_{фр}$ (а следовательно, ее поверхность) может существенно превышать линейную L_0 и зависит от фрактальной размерности d_f [121]:

$$L_{фр} = L_0 [L_0/\delta]^{(d_f - 1)}. \quad (7.3)$$

Важность этого обстоятельства подтверждается следующим. Расчет прочности описанных выше горных пород по формуле (10.2) дает результаты, не соответствующие опытным данным при учете только линейной длины магистральной трещины. В этой связи нами ранее в работе [115] для количественной оценки прочности предлагалось использовать не длину, а концентрацию трещин N :

$$\sigma_p = \sigma_0 \exp(-d^3 N), \quad (7.4)$$

где d – средний размер минеральных зерен, слагающих горную породу.

Использование данного соотношения дает удовлетворительные результаты, но по своей сути такой подход не соответствует основным предпосылкам теории Гриффитса. Ситуация меняется при подстановке в формулу (7.2) истинной длины трещины $L_{фр}$ с учетом ее фрактальной размерности. При этом необходимо решить две задачи.

Первая задача – какую трещину L_0 в формуле (7.3) считать магистральной. По сути теории Гриффитса это не просто трещина с наибольшей длиной, но еще и наиболее «выгодно» расположенная по отношению к линии действия нагрузки. Действительно в пределе трещина сколь угодно большой длины, но расположенная строго параллельно линии растягивающей нагрузки, не будет участвовать в процессе разрушения. При использовании микроскопического люминесцентного метода можно выполнить анализ для каждой зафиксированной трещины. Однако в практическом плане такая трудоемкая процедура мало перспективна. Необходимо выработать более простое общее правило выбора L_0 .

Основываясь на вероятностном характере закономерностей трещинообразования, представляется целесообразным в качестве $2L_0$ принимать наибольшую линейную длину трещины L_0 , определяемую по установленной функции их распределения при принятом уровне значимости $\alpha = 0,05$. Применительно к изученным горным породам это может быть середина наибольшего интервала размеров в гистограмме распределения трещин (см. главу 5). Так, для исследованных туфов в исходном состоянии $2L_0 = 810$ мкм; в поверхностно-активной среде - $2L_0 = 2025$ мкм.

Вторая задача связана с выбором величины шага измерения δ в формуле (7.3). При определении фрактальной размерности из соображений удобства реализации компьютерной программы минималь-

ная величина шага δ принималась как 1/100 линейной длины трещины. Для наиболее крупных трещин δ составляет порядка сотен микрометров. При разрушении горных пород рост трещины происходит за счет разрыва связей на атомарном уровне, т. е. $\delta \rightarrow 0$. Для практических расчетов такой формальный подход заведомо неприемлем.

В соответствии с законом Ричардсона (см. главу 4), длина линии L с уменьшением шага измерений δ увеличивается по степенному закону (скайлинг). При определении фрактальной размерности опытные данные адекватно описывались зависимостью в двойных логарифмических координатах (\ln). Следовательно, зависимость $L = f(\delta)$ имеет экспоненциальный характер. Прочность горных пород вследствие неоднородности их состава и строения имеет естественную вариацию значений 20-30 %. Поэтому при теоретических расчетах добиваться большей точности параметров, входящих в формулу (7.2), нерационально. В общем случае требуемая точность определится существом конкретно решаемой задачи. В контексте данной работы можно принять 25% порог точности. Тогда $2L_{кр}$ в формуле (10.2) составит $0,75 C$, где C – максимальная фрактальная длина магистральной трещины данной горной породы при $\delta \rightarrow 0$. Из расчетного уравнения $\ln L = \ln C - d_f \ln \delta$ получим $\ln \delta = (\ln C - \ln L)/d_f$ и при $L = 0,75 C - \ln \delta = \ln (C/0,75C)/d_f = 0,223/d_f$ или

$$\delta = \delta_c = \exp(0,223/d_f). \quad (7.5)$$

Вычисления, проведенные для всех полученных в опыте фрактальных размерностей, показали, что принимаемый шаг δ_c изменяется от 1,15 до 1,25 мкм. Поэтому без потери точности в формуле (10.3) можно принять $\delta = 1$ мкм и $L_{фр} = L_0 \cdot L_0^{df-1} = L_0^{df}$. Тогда формула Гриффитса (7.2) преобразуется к виду [121]:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2Ee_s}{\pi L_0^{df}}}, \quad (7.6)$$

Расчеты, выполненные для изученных пород, показывают хорошую сходимость с экспериментальными значениями прочности для исходных пород и обработанных растворами ПАВ (расхождение не превышает 10 %). В этой связи полученное соотношение (7.6) позволяет по данным эксперимента оценивать удельную поверхностную

энергию горной породы e_s и ее изменение в поверхностно-активной среде:

$$e_s = \frac{\pi L_0^{df} \sigma_p^2}{2E}. \quad (7.7)$$

Расчет по данной формуле для изученного андезитобазальтового туфа при $L_0 = 3,5$ мм; $d_f = 1,065$; $\sigma_p = 20,3$ МПа; $E = 7,7$ ГПа дает результат $e_s = 101,8$ Дж/м², что соответствует литературным данным. Так, по данным Г. Г. Каркашадзе [85], для широкой гаммы пород удельная поверхностная энергия изменяется от 5 до 200 Дж/м², причем большие значения e_s соответствуют рудам.

Таким образом, установленные фрактальные размерности трещин и законы их распределения позволяют достоверно прогнозировать прочность пород на основе теории хрупкого разрушения (теории трещин Гриффитса).

7.2. Фрактальное представление коэффициентов интенсивности напряжений, трещиностойкости и трещиноподвижной силы

Трещины обладают свойствами фракталов на некотором масштабе размеров $l_1 < l < l_2$. Применительно к горным породам нижний порог применимости фрактальной модели трещины l_1 сопоставим с размером минеральных зерен. Верхний предел l_2 определится масштабом рассматриваемого процесса разрушения и связан с неоднородностью возникающих полей напряжений и деформаций. Таким образом, геометрические характеристики трещины и в частности ее фрактальная размерность d_f могут существенно зависеть от механизма разрушения.

Рассмотрим рост трещины в классической постановке А. Гриффитса: растягивающие напряжения σ направлены по нормали к линии трещины. Тогда возникающая трещина отрыва будет характеризоваться коэффициентом интенсивности напряжений [115]:

$$K_I = \sigma \sqrt{\pi l}. \quad (7.8)$$

В момент разрушения величина коэффициента интенсивности напряжений достигает своего критического значения K_{IC} :

$$K_{IC} = \sigma_p \sqrt{\pi L_{кр}}. \quad (7.9)$$

С учетом формулы критерия Гриффитса (7.2):

$$K_{IC} = \sqrt{2E} e_S = \text{const} \quad (7.10)$$

В этом качестве (как константа среды) величина K_{IC} является свойством горной породы, обычно называемой вязкостью разрушения или трещиностойкостью.

Рост трещины сопровождается высвобождением упругой энергии:

$$A_E = \frac{\pi l^2 \sigma^2}{E}. \quad (7.11)$$

Удельная плотность высвобождаемой энергии $G_0^2 \sim K_{IC}^2 / E$. Тогда при подрастании трещины l на величину Δl высвобождается упругая энергия:

$$\Delta A = G_0 \Delta l. \quad (7.12)$$

В классической интерпретации (в случае гладкой линейной трещины) эта энергия поступает в устье трещины и расходуется на образование новой поверхности. Для фрактальной трещины этот процесс более сложен. Такая трещина обладает свойством самоподобия и, следовательно, иерархической структурой. Поэтому можно считать [53], что процесс разрушения (роста трещины) сопровождается последовательным (каскадным) переходом упругой энергии с больших масштабов l_i на все меньшие l_{i+1} вплоть до размеров, сопоставимых с раскрытием устья трещины, где энергия преобразуется в работу образования новой поверхности разрыва. Такой каскадный процесс переноса энергии описывается равенством, учитывающим закон сохранения энергии при переходе от масштаба l_i к масштабу l_{i+1} :

$$\Delta A = G_0 \Delta l = N_1 G_1 \Delta l_1 = \dots = N_i G_i \Delta l_i = \dots = N_n G_n \Delta l_n, \quad (7.13)$$

где N_i – число фрагментов трещины масштаба l_i ; G_i – плотность высвобождаемой упругой энергии на i -м масштабе.

Количественной оценкой такого процесса может служить введенный в работе [53] фрактальный коэффициент интенсивности напряжений:

$$K_I^f \sim \sigma l^\alpha, \quad (7.14)$$

где

$$\alpha = \frac{2 - d_f}{2}. \quad (7.15)$$

С учетом этого фрактальная трещиностойкость горной породы

$$K_{IC}^f \sim K_{IC} l^{(d_f - 1)/2} \quad (7.16)$$

будет нелинейно зависеть от фрактальной размерности d_f , что подтверждается экспериментальными данными. Так, для исследованных гранитов величина критического коэффициента интенсивности напряжений в линейном представлении составляет $K_{IC} = 1,25 \text{ МПа} \cdot \text{с}^{1/2}$. Относительное увеличение данного коэффициента по мере роста фрактальной размерности трещины (K_{IC}^f/K_{IC}) представлено на рис. 7.1.

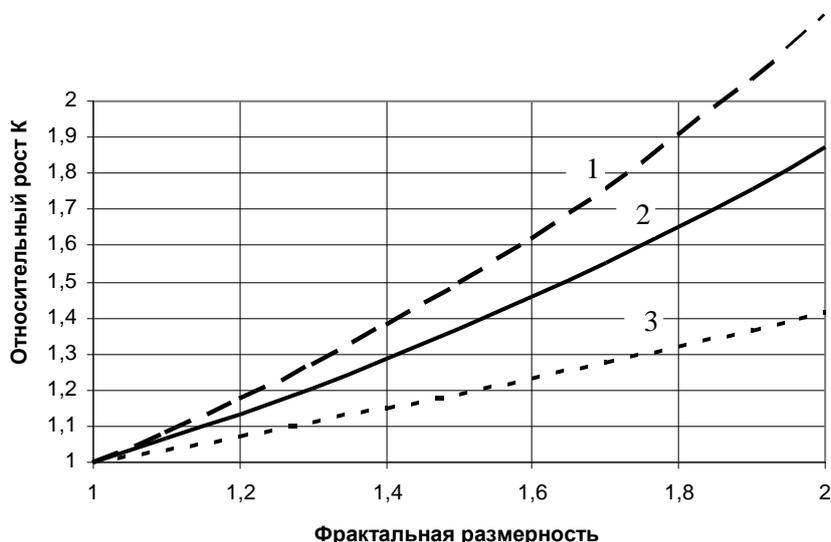


Рис. 7.1. Увеличение коэффициента интенсивности напряжений по мере роста фрактальной размерности критической трещины:

1 - $L = 3,5$; 2 - $L = 5$; 3 - $L = 2$

Таким образом, вязкость разрушения (трещиностойкость) нелинейно возрастает с увеличением фрактальной размерности трещин.

Причем с уменьшением линейной длины трещин кривизна графиков уменьшается и в пределе зависимость может быть линейной. Поскольку фрактальная размерность отражает степень изломанности кривой, то горные породы с более извилистыми трещинами активнее сопротивляются разрушению. Это подтверждается экспериментальными данными и в частности дает объяснение факту упрочнения пород при их циклической нагрузке разгрузке, когда растущие трещины все больше отклоняются от линейной траектории, переплетаясь и образуя кластеры.

В инженерных расчетах вязкость разрушения или трещиностойкость обычно принимают в качестве константы как свойство горной породы. Тогда в свете изложенных выше соображений следует предположить, что с ростом длины трещин должна увеличиваться их фрактальная размерность. Действительно, наши исследования подтверждают эту тенденцию (см. главу 6). Однако выполненная количественная оценка показала, что рост фрактальной размерности с увеличением длины трещин не компенсирует общий прирост величины трещиностойкости. Следовательно, процесс разрушения пород сопровождается одновременным ростом как фрактальной размерности растущих трещин, так и трещиностойкости. Вклад каждого механизма определяется трещинной структурой горных пород и технологией разрушения.

В трехмерном случае, если представить трещину дискообразной формы с фрактальной размерностью плоскостей ее берегов $2 < d_f < 3$, то фрактальный коэффициент интенсивности напряжений будет соответствовать радиусу R диска в пропорции:

$$K_I^f \sim \sigma R^{(3-d_f)/2}. \quad (7.17)$$

Приведенные соотношения справедливы для идеально хрупкого разрушения горной породы. Как известно, при разрушении реальных упруго-пластичных пород значительная доля энергии тратится на пластичное деформирование берегов трещины. Если обозначить долю энергии, теряемой на пластическое деформирование, как $\gamma = 1 - q$, то коэффициент таких потерь можно определить отношением [53]

$$\beta = -\frac{\ln q}{\ln R_c}. \quad (7.18)$$

где R_c – скейлинговый параметр, определяющий изменение размеров фрагментов трещины при масштабировании.

С учетом этого выражение (7.15) запишется в виде:

$$\alpha = \frac{2 - d_f - \beta}{2}. \quad (7.19)$$

Соответствующим образом изменятся все вышеприведенные уравнения. Для расчетов на макроуровне можно положить в формуле (7.18), что $q = 1 - k_{xp}$, где k_{xp} – коэффициент хрупкости горной породы, принимаемый как отношение работы упругих деформаций к общей работе разрушения породы [192]. По своей сути скейлинговый параметр R_c отражает масштабные преобразования при определении фрактальной размерности и может быть принят как отношение минимального шага измерения к линейной длине трещины $R_c = \delta/L_0$. В предыдущем разделе показано, что можно принять $\delta = 1$ мкм. Тогда $R_c = 1/L_0$, где L_0 также в мкм. С учетом этого уравнение (7.18) запишется в виде:

$$\beta = -\frac{\ln(1 - k_{xp})}{\ln(1/L_0)}. \quad (7.20)$$

Критерий прочности Гриффитса основан на сопоставлении трещинодвижущей силы и сопротивления росту трещины. Однако при рассмотрении трещины как фрактального объекта использование теории Гриффитса сталкивается с принципиальным противоречием. В соответствии с законом Ричардсона [128], при уменьшении масштаба измерения δ длина трещины l возрастает по степенному закону (4.1) и в пределе (при $\delta \rightarrow 0$) стремится к бесконечности. Тогда классическое определение сопротивления росту трещины $R = 4 e_s$ теряет свой смысл. Действительно, R зависит от удельной поверхностной энергии тела e_s , т. е. от энергии, приходящейся на единицу поверхности (или длины) трещины. Но при $l \rightarrow \infty$ для любого конечного e_s энергия, необходимая для развития трещины, будет бесконечной и трещина расти не будет.

Для разрешения этого противоречия в работе [31] предлагается следующий подход. Вместо показателя e_s вводится понятие «удельной энергетической поглощающей способности» тела $\beta(d_f)$. Данный

показатель не является константой материала, а зависит от фрактальной размерности трещины d_f . Его величина относится не к единице длины или поверхности трещины, а к некоторой промежуточной мере $M_d(\delta)$, определяемой нижним пределом применимости фрактальной модели трещины $\delta^* = l_1$. Тогда общая поверхностная энергия трещины определится как

$$A_S = 2\beta(d_f) M_d(\delta^*) N(\delta^*), \quad (7.21)$$

где $N(\delta^*)$ – число отрезков длиной δ^* , покрывающих всю траекторию фрактальной трещины.

Однако, на наш взгляд, введение нового показателя «удельной энергетической поглощающей способности $\beta(d_f)$ » не является целесообразным в силу следующих причин. Во-первых, единица измерения показателя $[\beta] = [A] [L^{-d_f}]$ не имеет ясного физического смысла. Во-вторых, неясна методика измерения данного показателя. Наиболее распространенным методом определения удельной поверхностной энергии горных пород e_S являются испытания на трехточечный изгиб балок с надрезом, моделирующим трещину [44]. Поскольку искусственный надрез заведомо является «гладким» (не фрактальным), определить $\beta(d_f)$ в таком опыте невозможно.

Учитывая все это, более рациональным представляется следующий подход. В расчетах прочности горных пород следует использовать классический показатель удельной поверхностной энергии e_S , методики определения которого достаточно апробированы и для ряда материалов его величина известна. Для разрешения указанного выше противоречия величину e_S необходимо нормировать (сопоставлять) с характеристической длиной элементарного отрезка фрактальной трещины L_f , определяемой принятым нижним пределом δ^* .

Порядок величины нижнего предела применимости фрактальной модели трещины δ^* можно определить из следующих соображений. В горных породах, представляющих собой кристаллические тела, развитие трещины сопровождается образованием в ее устье зоны пластической деформации. В соответствии с поправкой Ирвина [255], радиус такой зоны

$$\lambda = \frac{K_I^2}{2\pi \sigma_y^2} \cdot \frac{l_{кр}}{2} \left(\frac{[\sigma]}{\sigma_y} \right)^2, \quad (7.22)$$

где $[\sigma]$ – прочность горной породы при данном виде разрушения (растяжение или сжатие); σ_y – соответствующий предел упругости.

При отсутствии информации о входящих в формулу величинах можно использовать установленное нами соотношение (7.5).

Поскольку в области размером менее 2λ реализуется только пластическая деформация и теория хрупкого разрушения Гриффитса здесь в принципе неприменима, представляется достаточно обоснованным принять $\delta^* \approx 2\lambda$. Общую фрактальную длину трещины $l_{фр}$ следует поделить на $N = l_0/\delta^*$ частей. Вычислим длину одной такой части:

$$L_f = l_0 \left[\frac{l_0}{\delta^*} \right]^{d_f - 1} / (l_0 / \delta^*) = \delta^* \left[\frac{l_0}{\delta^*} \right]^{d_f - 1}. \quad (7.23)$$

Эту величину можно считать единичным фрактальным элементом трещины с удельной поверхностной энергией $e_s L_f$. Тогда общая поверхностная энергия трещины, состоящей из $N = l_0/\delta^*$ элементов, определится формулой

$$A_s = 2e_s L_f N = 2e_s L_f \frac{l_0}{\delta^*}. \quad (7.24)$$

Сопротивление росту фрактальной трещины:

$$R = \frac{dA_s}{dl} = 2e_s \frac{L_f}{\delta^*}. \quad (7.25)$$

С учетом выражения (7.23):

$$R = 2e_s \left[\frac{l_0}{\delta^*} \right]^{d_f - 1}. \quad (7.26)$$

Следует отметить, что такой подход к полученным уравнениям справедлив лишь в плане статистического усреднения характеристик трещиноватости горных пород. В итоге критерий Гриффитса с учетом фрактальных свойств трещины можно записать в виде:

$$\sigma_p = \sqrt{\frac{2Ee_s}{\pi l_{кр}} \left[\frac{l_0}{\delta^*} \right]^{d_f - 1}}. \quad (7.27)$$

Данная формула является более общим выражением критерия (7.6). Она позволяет по измеренным в опыте свойствам горных пород (E , σ_p , $\sigma_{сж}$) и установленным фрактальным характеристикам трещин

(L_0^{df}) осуществлять аналитическую оценку разрушаемости горных пород с позиций теории трещин Гриффитса.

Сравнение коэффициентов интенсивности напряжений как константы (свойства) горной породы в исходном состоянии, обработанной раствором ПАВ, можно использовать в качестве относительной оценки (критерия) эффективности использования поверхностно-активных веществ. С учетом вышеприведенных соотношений такой критерий можно принять в (преобразованном) виде:

$$K_{\Theta} = \frac{\sigma_{(0)}}{\sigma_{(\text{ПАВ})}} \frac{d_{f(0)}}{d_{f(\text{ПАВ})}} \frac{\ln L_{(\text{ПАВ})}}{\ln L_{(0)}}. \quad (7.28)$$

Так, для андезито-базальтового туфа, выдержанного в растворе ДС (R-O-SO₃Na) в течение 480 часов (см. главу 3), величина K_{Θ} составляет 1,34.

7.3. Силовая концепция прочности

Помимо энергетической теории Гриффитса – Орована при оценке прочности твердых тел активно развивается силовая концепция, рассматривающая напряженное состояние в окрестности трещины. В элементарном объеме тела с трещиной длиной $2L$ на расстоянии ρ от ее устья под углом Θ действуют напряжения (рис. 7.2), распределение которых можно описать уравнением [216]

$$\sigma_{ij} = \sigma \sqrt{L/2\rho} f_{ij}(\Theta), \quad (7.29)$$

где σ – приложенное напряжение; $f_{ij}(\Theta)$ – некоторая функция угловой координаты Θ .

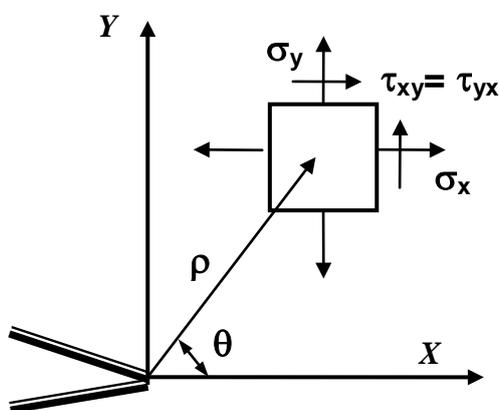


Рис. 7.2. Напряжения в окрестности устья трещины

Если учитывать только первый член разложения функции $f_{ij}(\Theta)$, то можно записать:

$$\begin{aligned}\sigma_x &= \sigma\sqrt{L/2\rho} \cos \Theta/2 [1 - \sin \Theta/2 \sin 3\Theta/2]; \\ \sigma_y &= \sigma\sqrt{L/2\rho} \cos \Theta/2 [1 + \sin \Theta/2 \sin 3\Theta/2]; \\ \tau_{xy} &= \sigma\sqrt{L/2\rho} \sin \Theta/2 \cos \Theta/2 \cos 3\Theta/2.\end{aligned}\quad (7.30)$$

На линии трещины (т. е. по оси X) угол $\Theta = 0$, тогда

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma\sqrt{L/2\rho}, \quad \tau_{xy} = \tau_{yx} = 0. \quad (7.31)$$

Следовательно, теоретически в вершине трещины (при $\rho = 0$) нормальные напряжения стремятся к бесконечности. Этот же вывод следует из уравнения (7.32), если учесть, что радиус кривизны реальной трещины в ее устье $r \rightarrow 0$. Тогда решение задачи теряет смысл, поскольку бесконечно большие напряжения никакое тело выдержать не сможет. Однако реальная горная порода разрушается при напряжениях, превышающих предел упругости σ_y , и возникающая при этом пластическая деформация ограничивает напряжения.

Как установлено Ирвином [255], реализация пластической деформации приводит к тому, что трещина ведет себя так, будто ее длина больше, чем на самом деле, на величину ρ_p :

$$\rho_p = \frac{K_I^2}{2\pi\sigma_y^2} = \frac{L}{2}(\sigma/\sigma_y)^2. \quad (7.32)$$

Тогда коэффициент интенсивности напряжений

$$K_I^* = \sigma\sqrt{\pi(L + \rho_p)}. \quad (7.33)$$

В соответствии с этим Ирвин предложил силовой критерий разрушения, заключающийся в том, что рост магистральной трещины начинается при достижении коэффициентом концентрации напряжений критического для данного тела значения: $K = K_{IC}^*$. В такой записи критерий справедлив для трещин отрыва (типа I). Однако в реальном теле трещина представляет собой комбинацию трех типов нарушений, т. е. $K = f(K_I, K_{II}, K_{III})$. Вид данной функции определяется

экспериментально для конкретных условий, но в качестве некоторого приближения можно принять [160]:

$$f(K_i) = \frac{1-\nu^2}{E}(K_I^2 + K_{II}^2) + \frac{1+\nu}{E}K_{III}^2 = \text{const}, \quad (7.34)$$

или в более общем случае:

$$(K_I/K_{IC})^\alpha + (K_{II}/K_{IIc})^\beta + (K_{III}/K_{IIIc})^\gamma = 1, \quad (7.35)$$

где α, β, γ – эмпирические коэффициенты.

Предложенный силовой критерий Ирвина эквивалентен энергетическому критерию Гриффитса, но учитывает наличие пластической деформации в вершине трещины и позволяет с помощью поправки Ирвина свести нелинейную задачу к линейному случаю теории упругости. Однако такое решение справедливо при относительно малой зоне пластической деформации (не превышающей порядка 20 % длины трещины). В противном случае следует использовать критерии нелинейной механики, что существенно усложняет задачу, часто делая ее неразрешимой. В этой связи для возможности использования инструментов теории упругости вводят различные дополнительные условия.

Один из таких подходов реализован в модели Дагдейла [250], развитой впоследствии М. Я. Леоновым и В. В. Панасюком. Здесь рассматривается модель трещины с тонкой пластической зоной перед ее вершиной на линии продолжения трещины. Предполагается, что в устье трещины, где ширина ее раскрытия меньше некоторого δ , к ее берегам приложены дополнительные напряжения σ_0 . Эти напряжения компенсируют увеличение прочности тела за счет развития зоны пластической деформации. Решение данной модели в чисто упругой постановке дает формулу критерия прочности:

$$[\sigma] = \sqrt{\frac{E\sigma_0\delta}{\pi l}}. \quad (7.36)$$

Принимается, что величина критического раскрытия трещины δ является константой материала, которая определяется в эксперименте. Критерий (7.36) совпадает с формулой Гриффитса при $\sigma_0\delta = G_T =$

$=2e_s$. С учетом фрактальной размерности трещин d_f и уравнения (7.27) получим:

$$[\sigma] = \sqrt{\frac{E\sigma_0\delta}{\pi l_{кр}} \left[\frac{l_0}{\delta^*} \right]^{d_f-1}}. \quad (7.37)$$

Принимая $\sigma_0 = [\sigma]/0,6$, из последней формулы можно по экспериментальным данным вычислить величину критического раскрытия трещины δ и ее изменение под действием поверхностно-активных веществ.

В общем случае, в области устья растущей трещины можно выделить три зоны [131]. Первая зона – зона повышенных напряжений, где тело деформируется чисто упруго и его поведение может быть описано линейной механикой разрушения. Строго говоря, понятие коэффициентов интенсивности напряжений применимо лишь для этой зоны. Поэтому часто ее называют K -зоной. Ближе к устью трещины может возникнуть зона пластических деформаций, где закон Гука не выполняется и поведение тела описывается нелинейной механикой. Наконец, в непосредственной близости от вершины развивающейся трещины наблюдается зона разрушения, где происходит зарождение, рост и слияние микротрещин. Здесь механика сплошной среды неприменима вовсе.

При разрушении реальных горных пород образуются, как правило, все три зоны. Однако если пластическая зона достаточно мала и ее влияние не приводит к заметной релаксации напряжений в K -зоне, то обычно используют соотношения линейной механики разрушения. При больших размерах пластической зоны нелинейность деформаций и напряжений уже нельзя игнорировать и коэффициенты интенсивности напряжений в чистом виде использованы быть не могут. В этом случае обычно используют понятие *предела трещиностойкости*:

$$I_C = m K_{1C}, \quad (7.38)$$

где $m > 1$ – запас по пределу трещиностойкости. Его величину принимают исходя из соображений реальной технологии разрушения или, наоборот, обеспечения устойчивости горных пород.

С этой целью вводят коэффициент запаса прочности:

$$n = \sigma_{\max}/\sigma_1, \quad (7.39)$$

где σ_1 – номинальная (измеренная в эксперименте) прочность горной породы; σ_{\max} – допустимые напряжения.

Предел трещиностойкости зависит от величины n и может быть описан уравнением

$$I_C = I_{C \max} \sqrt{1 - \left(\frac{\sigma_1}{\sigma_{\max}} \right)^q}, \quad (7.40)$$

где $I_{C \max}$ – наибольшее значение I_C , измеренное при испытании образцов с различными длинами трещин; $q = 2 - 4$ – эмпирический коэффициент.

Для более точного анализа разрушения упруго-пластичного тела, содержащего трещину, используют концепцию J -интеграла. Его величина зависит от геометрии тела и условий его нагружения. J -интеграл берется по любому контуру, охватывающему вершину трещины, при экспериментально измеренных деформациях на этом контуре. Для этого используют специальные компьютерные программы, базирующиеся на методе конечных элементов. Информация о величине J для различных условий нагружения типовых по конфигурации тел приводится в соответствующих справочниках [131]. В частном случае, когда пластическая зона мала и доминирует K -зона, J -интеграл равен скорости выделения энергии деформации, т. е.

$$J = G = \frac{K_I^2}{E}. \quad (7.41)$$

В случае циклического приложения нагрузки происходит усталостный рост трещин. Скорость роста усталостной трещины dL/dN , где N – число циклов, зависит от размаха циклического изменения коэффициента интенсивности напряжений:

$$\Delta K = K_{\max} - K_{\min} = K_{\max} (1 - R), \quad (7.42)$$

где $R = K_{\min}/K_{\max}$ – коэффициент асимметрии цикла.

В соответствии с уравнением (7.9), величину ΔK можно вычислить:

$$\Delta K = \Delta\sigma\sqrt{\pi L} \quad (7.43)$$

где $\Delta\sigma = \sigma_{\max} - \sigma_{\min}$.

Диаграмма усталостного роста трещины в логарифмических координатах: $\lg(dL/dN) = f(\lg \Delta K)$ в широком диапазоне изменения ΔK представляет собой прямую линию и описывается уравнением (формула Париса)

$$\frac{dL}{dN} = C(\Delta K)^n, \quad (7.44)$$

где C и n – эмпирические коэффициенты, причем $2 < n < 8$, и его величина увеличивается с ростом хрупкости материала.

В первом приближении критическую длину трещины можно определить из уравнений (7.42, 7.43), приняв в качестве критерия $K_{1C}(1-R)$. Однако в процессе циклического нагружения происходит накопление повреждений и величина K_{1C} снижается. Поэтому в расчетах используют экспериментально определяемую циклическую вязкость разрушения K_{fC} , которая меньше статической K_{1C} .

Количественно состояние материала, с точки зрения наличия в нем дефектов, можно оценить мерой поврежденности $0 < \omega < 1$, которую в свое время ввел Ю. Н. Работнов [181]. При отсутствии дефектов $\omega = 0$. Со временем нагружения концентрация дефектов увеличивается, ω растет, и в наиболее слабых местах материала возникают начальные трещины. При прорастании этих трещин до критического размера происходит разрушение тела и $\omega = 1$.

Скорость роста поврежденности зависит от уровня приложенных напряжений σ и обычно описывается степенной функцией:

$$\frac{d\omega}{dt} = A \left(\frac{\sigma}{1-\omega} \right)^n, \quad (7.45)$$

где A и n – некоторые константы материала.

В неоднородных материалах типа горных пород распределение дефектов не будет однородным и степень поврежденности будет зависеть от координат: $\omega = f(x, y, z)$. Если в качестве критерия роста трещины принять достижение степенью поврежденности своего порогового значения $\omega = 1$, то, зная скорость роста поврежденности

(уравнение (7.46)), можно определить расстояние от вершины трещины, на котором будет достигнуто это условие. Это расстояние можно принять как размер зоны предразрушения материала, например, под буровым инструментом. Параметры степенной функции (7.45) можно оценить по результатам изучения динамики трещинообразования (см. главу 6).

С учетом сложности и неоднозначности процесса разрушения горных пород в качестве критерия целесообразно использовать не один, а несколько прочностных параметров, объединенных в критериальное уравнение прочности. Необходимость в таких многопараметрических критериях диктуется наличием нескольких механизмов разрушения одного и того же материала в зависимости от условий нагружения, воздействия внешней среды и других факторов.

Наиболее разработанными являются два типа многопараметрических критериев. В основе одного из них лежит силовой подход с использованием понятия коэффициента интенсивности напряжений и предела трещиностойкости. Другой подход основан на деформационных характеристиках тел с использованием понятия раскрытия трещины в ее вершине. В качестве критерия первого типа можно представить уравнение

$$\left[\frac{K(\sigma L)}{K_{1C}} \right]^2 + \frac{\sigma(L)}{\sigma_p} = 1. \quad (7.46)$$

Слагаемые данного уравнения характеризуют текущие значения коэффициентов интенсивности K , отнесенные к их пороговым (разрушающим) значениям, и напряжений σ , зависящих от длины развивающейся трещины. Для расчета реальных процессов горного производства целесообразно вводить в критерии параметры применяемой техники и технологии.

Таким образом, характер и количественные оценки разрушения горных пород во многом определяются коэффициентами интенсивности напряжений, которые, в свою очередь, зависят от фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород.

7.4. Оценка прочности горных пород при сжатии

Приведенные выше соотношения справедливы при разрушении горных пород отрывом (растяжением). Сложнее обстоит дело с оценкой прочности при сжатии. Экспериментальные данные свидетельствуют о различном характере разрушения пород сжимающими усилиями. Так, Г. М. Крюковым [100] в зависимости от схемы проведения эксперимента выделяются три значения прочности при сжатии горных пород: σ_1 - прочность, обусловленная формированием продольных трещин (определяется при одноосном сжатии, когда образуется первая продольная трещина, но образец еще не потерял несущую способность); σ_2 - прочность при одноосном сжатии, обусловленном трещинами сдвига под углом 45° (обычный эксперимент на сжатие); σ_3 - прочность при сжатии, определяющая зону мелкодисперсного дробления (определяется на образцах $L > 2d$, обернутых металлической фольгой). При этом $\sigma_1 < \sigma_2 < \sigma_3$.

Наблюдаемое в опытах разрушение горных пород трещинами, развивающимися в направлении, параллельном линии действия сжимающей нагрузки, не находит объяснения в рамках классической теории хрупкого разрушения (теории Гриффитса). Действительно, в любой площадке, ориентированной вдоль направления сжатия, напряжения отсутствуют. Следовательно, коэффициент интенсивности напряжений на продольной трещине равен нулю и, значит, развиваться она не может.

Предлагаются различные пути разрешения данного противоречия. Наиболее распространенным подходом является учет всевозможных дефектов в горной породе, определяющих неоднородность ее структуры и действующих напряжений [87, 216].

Другим направлением можно считать рассмотрение трещины как объемного образования, на контуре которого (как на любой полости) возникает концентрация напряжений. В этом случае используются соответствующие критерии устойчивости [10 и др.].

Эти и другие подходы позволяют с разных позиций оценить прочность пород при сжатии, но не решают проблему в целом. Вопрос решается естественным образом в рамках классической механики хрупкого разрушения, если рассматривать трещину как фрактальный объект, обладающий свойством самоподобия. В этом случае за счет естественной извилистости траектории трещина в любом масштабе будет отклоняться от линии действия нагрузки.

Рассмотрим плоскую задачу разрушения тела сжатием в классической постановке. Пусть направление развития трещины (ось y) строго совпадает с линией действия сжимающей нагрузки. Если трещина представляет собой стохастический самоаффинный фрактал, то ее траектория может быть описана моделью фрактального броуновского движения (ФБД). Тогда отклонение ее координат (по оси x) от линии нагрузки опишется следующим соотношением [128]:

$$\langle [y(x_1) - y(x_2)]^2 \rangle \sim |x_1 - x_2|^{2H}, \quad (7.47)$$

где $H = 2 - d_f$ – показатель Гельдера ($0 < H < 1$).

Обозначение $\langle \dots \rangle$ соответствует усреднению по множеству реализаций. Следует отметить, что вообще процесс роста трещины носит вероятностный (стохастический) характер, т. е. любые количественные оценки нужно рассматривать как результат усреднения всех возможных (вероятных) состояний трещины. В этой связи незаменимым инструментом является имитационное моделирование.

Рассмотрим соотношения Гриффитса с учетом фрактальных свойств трещины. Если для линейной трещины напряжения в окрестности ее устья пропорциональны $\sigma \sim r^{-1/2}$, где r – расстояние от вершины трещины, то для фрактальной трещины

$$\sigma \sim r^{-\alpha}. \quad (7.48)$$

Примем, что под действием внешней сжимающей нагрузки σ трещина подросла на величину ΔL . В результате образовалась новая поверхность ΔS , пропорциональная фрактальной длине трещины:

$$\Delta S \sim \delta \Delta L^{d_f}, \quad (7.49)$$

где $\Delta L = \Delta l / \delta$.

Здесь масштабный параметр δ соответствует принятому шагу измерения и для конкретных условий может быть принят как нижняя граница применимости фрактальной модели трещины ($\delta = l_1$). Для горных пород δ следует сопоставлять с размером их минеральных зерен.

В работе [142] показано, что при подрастании трещины на величину Δl в результате разгрузки материала высвобождается упругая энергия:

$$\Delta A_E \sim \frac{K_I^2 \sigma^2}{E(1-2\alpha)} \Delta L^{1+(1-2\alpha)H}. \quad (7.50)$$

Эта энергия расходуется на образование новой поверхности ΔS :

$$\Delta A_S \sim 2e_s \Delta S \sim 2e_s \delta \Delta L^{d_f}. \quad (7.51)$$

Из условия хрупкого разрушения $\Delta A_E \sim \Delta A_S$ следует, что $d_f = 1+(1-2\alpha)H$ и $K_I^2 \sim 1 - 2\alpha$. Отсюда вытекают важные соотношения, характеризующие процесс разрушения горных пород сжатием:

$$\alpha = \frac{3/2 - d_f}{2 - d_f}; \quad (7.52)$$

$$K_I \sim \sqrt{\frac{d_f - 1}{2 - d_f}}. \quad (7.53)$$

Тогда напряжения в окрестности устья трещины можно представить следующим соотношением:

$$\sigma(r) \sim \sigma \sqrt{\frac{d_f - 1}{2 - d_f}} r^{-\alpha}. \quad (7.54)$$

Таким образом, полученные соотношения позволяют оценить прочность горных пород при сжатии с фрактальных позиций на основе теории хрупкого разрушения (Гриффитса).

7.5. Разрушение горных пород в условиях объемного напряженного состояния

В реальной ситуации рост трещины и, следовательно, разрушение тела происходят в условиях объемного напряженного состояния при $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$.

Вслед за О. Мором, пренебрегая промежуточным напряжением σ_2 , А. Гриффитс [252] рассматривает плоскую задачу (рис. 7.3).

В общем случае линия трещины образует некоторый угол Θ с направлением максимального главного напряжения. Учитывая, что $\sigma_3 < \sigma_1$, на контуре эллиптической трещины с полуосями a и b ($a > b$) будет возникать различное сочетание нормальных σ_y и касательных τ_{xy} напряжений. Если ориентировать оси координат X - Y в соответствии с линией трещины, то уравнение эллипса запишется в виде:

$$x = a \cos \alpha; \quad y = b \sin \alpha, \quad (7.55)$$

где α – угол, откладываемый от оси X .

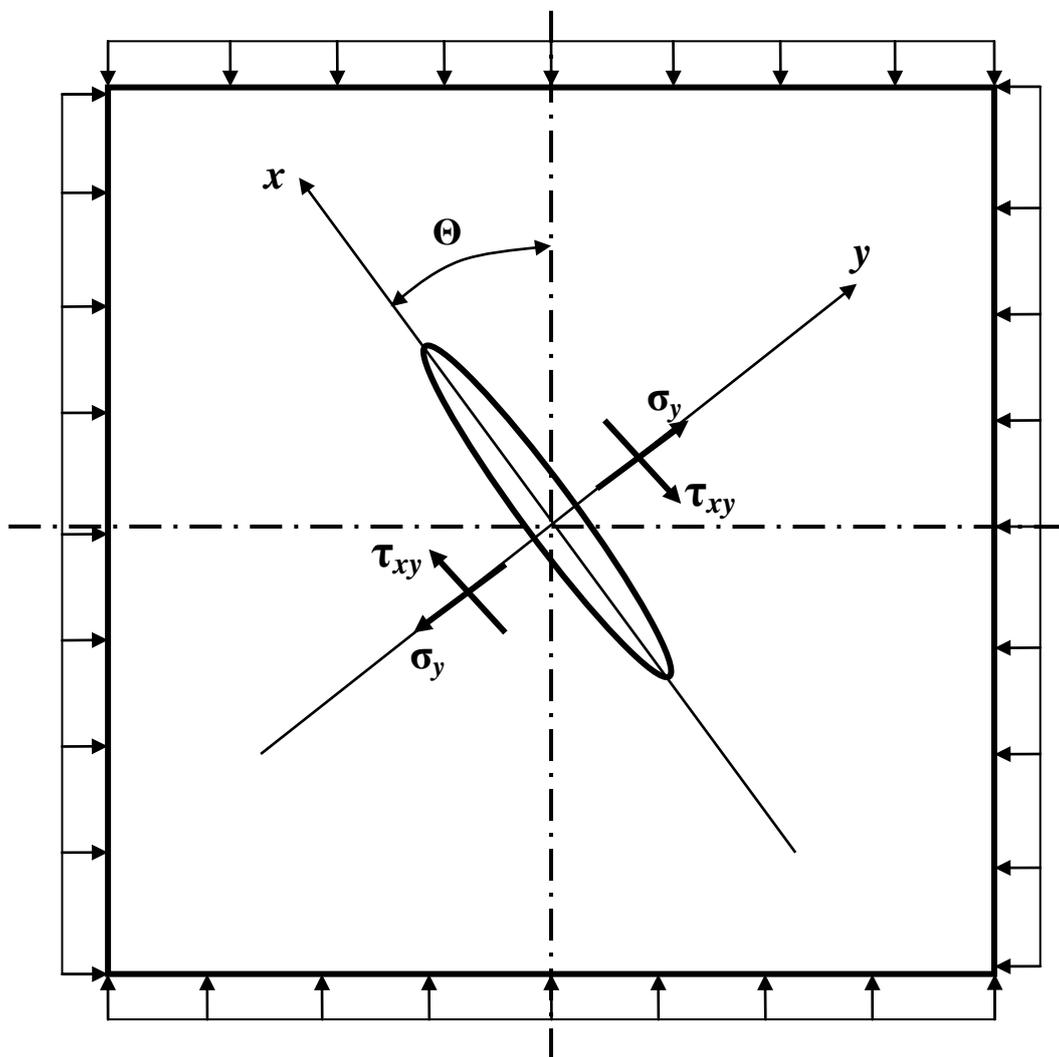


Рис. 7.3. Расчетная схема напряжений в окрестности трещины

Аналитическое решение упругой задачи распределения напряжений на контуре эллиптической трещины дает следующий резуль-

тат. В окрестности устья трещины (т. е. при малом угле α) действуют напряжения:

$$\sigma_{\alpha} = \frac{2(\sigma_y m - \tau_{xy} \alpha)}{(m^2 + \alpha^2)}, \quad (7.56)$$

где $m = b/a$.

Максимальное напряжение в устье трещины определится первой производной выражения (7.57) по углу α . После некоторых преобразований можно записать:

$$\sigma_{\max} m = \sigma_y \pm \sqrt{(\sigma_y^2 + \tau_{xy}^2)}. \quad (7.57)$$

Непосредственно в устье трещины $\tau_{xy} = 0$ и критерием прочности (т. е. условием роста трещины) будет равенство $\sigma_y = \sigma_p$. В итоге получим:

$$\sigma_{\max} m = 2\sigma_p. \quad (7.58)$$

Подставляя данное соотношение в выражение (7.57), Гриффитс получил итоговое уравнение теории прочности:

$$2\sigma_p = \sigma_y \pm \sqrt{(\sigma_y^2 + \tau_{xy}^2)}. \quad (7.59)$$

Величины σ_y и τ_{xy} определяются действующими напряжениями σ_1 , σ_2 и углом ориентировки трещины Θ . При $\Theta = 0$, т. е. если линия трещины совпадает с направлением главного напряжения σ_1 , теория дает значения прочности:

$$\sigma_p = -\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{8(\sigma_1 + \sigma_3)}; \quad (7.60)$$

$$\sigma_{сж} = \frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{(\sigma_1 + \sigma_3)}. \quad (7.61)$$

Таким образом, для идеально упругого однородного тела прочность при сжатии $\sigma_{сж}$ в 8 раз превышает прочность при растяжении

σ_p . Такое соотношение действительно наблюдается для твердых тел, в частности для горных пород.

Критерий прочности (7.59) в координатах $\tau_{xy} - \sigma_y$ представляет собой параболу, аналогичную огибающей предельных кругов напряжений Мора. Тогда данное уравнение можно рассматривать как паспорт прочности тела с трещиной. При этом уравнение (7.60) обычно записывают в виде:

$$\tau_{xy}^2 = 4\sigma_p (\sigma_p - \sigma_y). \quad (7.62)$$

График данного уравнения касается круга напряжений ($\sigma_1 - \sigma_3$) в точке пересечения радиуса, проведенного под углом 2Θ (рис. 7.4). На оси абсцисс (при $\tau_{xy} = 0$) критическое нормальное напряжение соответствует σ_p . При $\sigma_y = 0$ в точке пересечения с осью ординат критическое сцепление берегов трещины составляет $2\sigma_p$.

Ориентация критической трещины (которая начинает расти первой) зависит от соотношения главных напряжений и может быть определена по формуле [146]:

$$\cos 2\Theta = \frac{1}{2} \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{\sigma_1 + \sigma_3}. \quad (7.63)$$

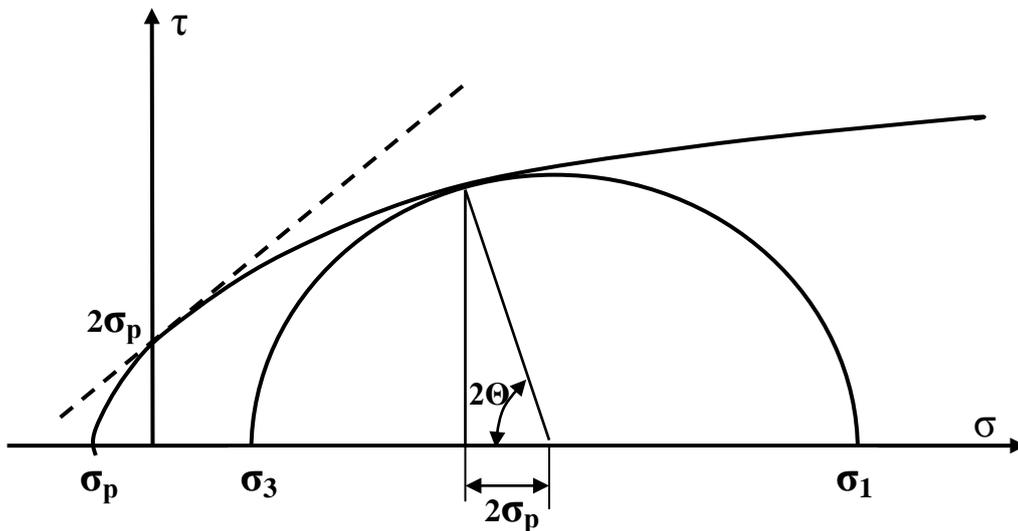


Рис. 7.4. Взаимосвязь нормальных и касательных напряжений при возникновении разрыва на контуре трещины (паспорт прочности тела с трещиной)

Все вышеприведенные выкладки справедливы для поведения тела с открытой эллиптической трещиной. В реальных условиях при-

ложение нагрузки приводит к смыканию берегов трещины. Тогда развитие трещины будет определяться условиями трения по ее контактам, т. е. степенью ее извилистости и шероховатости. С учетом этого Мак Клинтоком (McClintock F. A.) и Уэлшем (Walsh J.) в 1962 г. [257] была предложена гипотеза, корректирующая теорию Гриффитса в области сжимающих напряжений. Позднее основные выводы гипотезы были экспериментально подтверждены Хоеком (Ноес Е.) и Беньявски (Bieniawski Z. T.) [254]. Формула критерия запишется в виде:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_{сж}\sigma_3 + s\sigma_{сж}^2}, \quad (7.64)$$

где m и s – константы горной породы, определяемые экспериментально.

В работе [76] этим константам дается следующее толкование. Параметр s отражает степень нарушенности (трещиноватости) горной породы. Для монолитных пород $s = 1,0$, и по мере роста нарушенности он снижается. Параметр m зависит от сцепления минеральных частиц породы. Ориентировочно он может быть принят как отношение $\sigma_{сж}/\sigma_p$ с последующим уточнением в эксперименте.

Суть указанной концепции состоит в следующем. По мере роста сжимающих напряжений и смыкания трещин зависимость между предельными касательными и нормальными напряжениями все более приближается к линейной. Аналогичные выводы на макроуровне получены в работе [115].

Таким образом, было предложено считать критерием разрушения в области сжатия прямую линию, которая описывается уравнением

$$\tau_{xy} = \tau_0 + f\sigma_y, \quad (7.65)$$

описывающую касательную к параболе Гриффитса (7.64) – на рис. 7.4 обозначена пунктирной линией. Здесь f – коэффициент трения по контакту берегов трещины. В этом случае величина параметра τ_0 определяется выражением

$$\tau_0 = \sigma_p (1/f + f). \quad (7.66)$$

В пределе при $f = 1$ приходим к условию Гриффитса $\tau_0 = 2\sigma_p$. Однако реальное значение коэффициента трения f определить весьма непросто. Теоретического решения (в силу сложности явления) дан-

ная задача не имеет. По этой же причине надежных экспериментальных методов определения f также не существует. Действительно, само понятие коэффициента трения имеет неясную природу [115]. Одна из гипотез объясняет силу трения сопротивлением подъема по микронеровностям (выступам) на берегах трещины. При этом рассматриваются только силы гравитации в предположении абсолютной жесткости контактирующих тел. Другая теория связывает трение с преодолением сил молекулярного (адгезионного) взаимодействия между соприкасающимися телами. Существуют теоретические схемы, описывающие трение как сопротивление тел деформированию. Каждая из теорий имеет право на существование, но, по-видимому, описывает только одну из сторон реального процесса. Единой же теории трения до настоящего времени не создано.

Большое значение для коэффициента трения как сопротивления скольжению берегов трещины имеет их геометрия. Обычно она оценивается двумя характеристиками – извилистостью и шероховатостью [190]. Принимается, что шероховатость отражает те неровности берегов трещины, которые разрушаются при сдвигении под данным давлением σ . Извилистость описывает те выступы, на которые поднимаются берега трещины при своем движении. Надежных экспериментальных методов и даже четкого разделения этих понятий (извилистости и шероховатости) в настоящее время нет. Вопрос нуждается в дополнительном исследовании. На данный момент можно лишь констатировать, что коэффициент трения зависит от геометрии трещины, прочности материала ее берегов и действующего нормального давления. Представляется, что геометрию трещин (извилистость и шероховатость) наиболее адекватно можно оценивать величиной фрактальной размерности.

Учитывая нерешенность вопроса, для приблизительной оценки коэффициента трения можно использовать взаимосвязь нормальных и касательных напряжений при возникновении разрыва на контуре эллиптической трещины (по Гриффитсу) – см. рис. 7.4, уравнение (7.65). В этом случае следует принять $f = \operatorname{tg} \varphi$, где φ – угол наклона касательной к графику параболы (7.65) в точке, соответствующей действующему давлению σ . Нашими исследованиями установлено [115], что на макроуровне угол внутреннего трения φ соответствует сопротивлению среза при нормальном давлении $\sigma > 0,7\sigma_{сж}$. Это условие можно рекомендовать для вычисления $f = \operatorname{tg} \varphi$ по уравнению (7.65) и графику кривой (см. рис. 7.4).

7.6. Закономерности зарождения и развития трещин

Исследование динамики трещинообразования показывает, что при нагружении горных пород происходит как развитие уже существующих трещин, так и зарождение новых (зародышевых) микротрещин. Ни тот, ни другой феномен не могут быть объяснены с позиций теории трещин Гриффитса. Действительно, теория описывает только начальное и конечное состояния системы и не учитывает особенности самого процесса развития трещины.

Явления зарождения и медленного роста трещин могут быть поняты с позиций кинетической (термофлуктуационной) концепции прочности твердых тел [71]. Концепция основана на том, что ответственными за элементарные акты разрушения тела являются термические флуктуации энергии. При этом количественная оценка данного явления основывается на определении долговечности тела:

$$t_d = t_0 \cdot \exp\left[\frac{U_0 - \gamma\sigma}{kT}\right], \quad (7.67)$$

где U_0 – начальная энергия активации при отсутствии напряжений ($\sigma = 0$); $\gamma = qV_\phi$ – активационный объем (или коэффициент структуры); q – коэффициент перенапряжений; V_ϕ – флуктуационный объем, определяющий область распада и рекомбинации межатомных связей.

В соответствии с данным уравнением, определяющим параметром является структурный коэффициент γ . В классическом представлении кинетической концепции γ рассматривается как активационный объем, характеризующий работу внешних сил σ по отрыву атома из узла кристаллической решетки и в этом качестве соответствующий объему атома (10^{-23} см³). Однако для реальных тел, особенно для таких неоднородных гетерогенных образований, как горные породы, это объем на порядки выше и мало связан с атомарным объемом. По современным воззрениям [209], показатель $\gamma = qV_\phi$ является некоторой общей характеристикой материала. Коэффициент перенапряжений $q = \sigma_k/\sigma$ зависит от концентрации напряжений σ_k на неоднородностях (дефектах) горной породы. По данным Б. Н. Цая [220], $q \sim l_i^{1/2}$, где l_i – средняя длина микротрещин. Флуктуационный объем V_ϕ связан с размерами пластической зоны в вершине трещины. Следовательно, по мере роста нагрузки указанные величины будут непрерывно

но изменяться, и установленные нами закономерности развития фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород позволяют дать вероятностную оценку (прогноз) данного процесса.

Нами экспериментально установлена закономерность изменения концентрации трещин различных размеров в поверхностно-активной среде (см. раздел 5.6, рис. 5.14). Здесь левая ветвь графика отражает концентрацию зарождающихся трещин. При одном и том же уровне напряжений σ рост концентрации таких трещин будет пропорционален увеличению активационного объема γ в ПАВ. Расчеты по опытным данным для описанного выше туфа показывают, что концентрация микротрещин под действием ПАВ увеличивается в 3,9 раза по сравнению с исходной породой; следовательно, в такой же пропорции увеличивается структурный коэффициент γ .

В настоящее время общепризнано [66, 131, 207], что зарождение микротрещин обусловлено блокированием движения дислокаций при нагружении тела некоторым препятствием, например другой дислокацией, границей зерна, включением и т. п. Скопление дислокаций вызывает высокую концентрацию напряжений в области препятствия, что приводит к зарождению микротрещины. Однако однозначной теории данного процесса нет. Известен ряд модельных представлений, описывающих частные случаи зарождения микротрещин: модель Зинера – Стро - Петча, модель Котрелла, модель Баллафа - Гилмана, модель Орована - Стро.

При всем разнообразии подходов данные модели имеют общие черты, позволяющие дать некоторую количественную оценку процесса. Концентрацию локальных растягивающих напряжений в голове скопления дислокаций можно вычислить [66]:

$$\sigma_i = \sqrt{\frac{d}{2x}}(\tau - \tau_i), \quad (7.68)$$

где $2d$ – длина полосы скольжения – можно принять равной размеру кристаллического зерна; x – текущая координата в направлении развития микротрещины; τ_i – сопротивление движению дислокаций (касательное напряжение трения).

Теоретическая прочность совершенного (бездефектного) кристалла:

$$\sigma_T = \sqrt{\frac{Ee_S}{a_0}}, \quad (7.69)$$

где a_0 – равновесное расстояние между атомами (параметр кристаллической решетки).

Приравнивая уравнения (7.68) и (7.69), получим критерий зарождения микротрещины:

$$\sqrt{\frac{d}{2x}}(\tau - \tau_i) \geq \sqrt{\frac{Ee_S}{a_0}}. \quad (7.70)$$

Число дислокаций в скоплении, способных вызвать зарождение микротрещины (принимая $E \approx 2G$):

$$n \approx \frac{d(\tau - \tau_i)}{bE}, \quad (7.71)$$

где b – вектор Бюргерса.

Принимая условие $x \approx a_0$, из совместного решения уравнений (7.70) и (7.71) получим критерий образования микротрещины по дислокационному механизму:

$$(\tau - \tau_i) n b = 2e_S. \quad (7.72)$$

Анализ последнего уравнения показывает, что зарождение дислокационной микротрещины определяется касательным напряжением τ и никак не связано с величиной растягивающих напряжений. Этот вывод находит экспериментальное подтверждение. Однако на распространение уже зародившейся микротрещины влияют не только касательные, но и нормальные (к плоскости трещины) растягивающие напряжения. В общем виде критерий роста микротрещины можно записать в виде [131]:

$$\sigma n b \approx 2e_S. \quad (7.73)$$

Принимая для условий чистого растяжения $\sigma = 2\tau$ и подставляя n из уравнения (7.71), получим оценку напряжений, необходимых для роста микротрещины:

$$\sigma = \sqrt{\frac{2Ee_s}{d}}, \quad (7.74)$$

что по структуре соответствует критерию Гриффитса для макротрещин.

В последнем выражении показатель d можно рассматривать как радиус зоны пластической деформации в вершине растущей трещины. Тогда, принимая модуль упругости E и удельную поверхностную энергию e_s как константы материала, можно найти зависимость размеров зоны пластической деформации от величины действующих напряжений. На рис. 7.5 показано изменение критического размера d для изученных туфов в исходном состоянии и в поверхностно-активной среде.

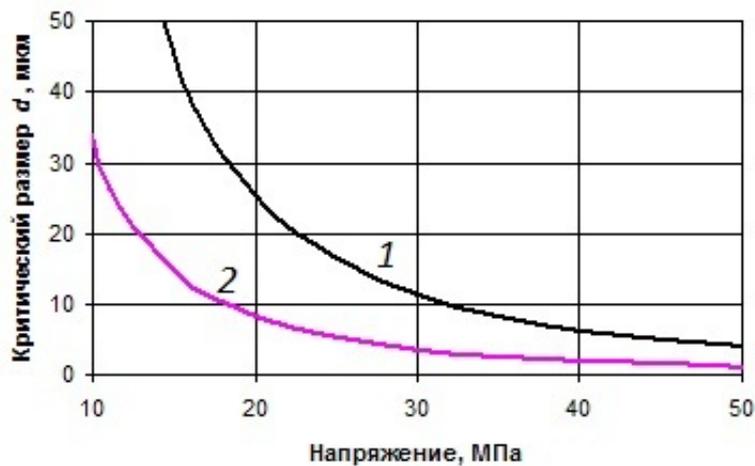


Рис. 7.5. Изменение критического размера d при разном уровне напряжений: 1 - исходный; 2 - в ПАВ

Полученные графики дают возможность оценить уровень напряжений, способный образовать новые трещины в горной породе при различном флуктуационном объеме. Например, при критическом размере $d = 10$ мкм для зарождения трещины в туфе за счет термических флуктуаций энергии необходимо напряжение порядка 35 МПа. При обработке породы 0,001 % раствором $AlCl_3$ этот порог снижается до 17 МПа.

Указанные соотношения проясняют физику зарождения трещин, но не описывают их дальнейшее развитие. Нередко для такого описания привлекают теорию Гриффитса, но она основывается на чисто силовом подходе и концептуально не стыкуется с кинетической концепцией прочности, что не позволяет рассматривать процесс разру-

шения с единых физических позиций. Кроме того, по А. Гриффитсу, разрушение определяется ростом единственной «магистральной» трещины, в то время как опыт свидетельствует о развитии в ходе нагружения тел множества трещин. Этот факт установлен и в наших экспериментах, показывающих развитие трещин разных размеров, их ветвление, торможение, взаимодействие с образованием кластерной структуры (см. раздел 6.5).

Главным недостатком кинетической концепции является то, что, поясняя механизм зарождения микротрещин, она не в состоянии описать физику их дальнейшего развития и разрушения тела в целом. В этой связи предпринимаются попытки объединить кинетическую теорию прочности с теорией трещин Гриффитса. Упрощенно идея такого подхода состоит в следующем. Зарождение микродефектов следует описывать с термофлуктуационных позиций, а развитие магистральной трещины до разрушения тела – с помощью теории Гриффитса. Слабым местом такой постановки задачи является отсутствие ясного понимания механизма группирования микронарушений в макротрещины. В принципе, идея суммирования (группирования) повреждений была высказана еще Больцманом. Развитию этой идеи и доведению ее до работоспособной теории посвящены работы Л. М. Качанова [87], Ю. Н. Работнова [181] и других исследователей. Однако ощутимых результатов пока не получено. По-видимому, это связано с коренными различиями в самой постановке задачи и в физических предпосылках теории Гриффитса и кинетической теории прочности.

Развитие докритических трещин сопровождается ростом деформаций горных пород во времени, т. е. их ползучестью. В зависимости от уровня приложенного напряжения ползучесть одной и той же породы может носить затухающий и незатухающий характер. При этом незатухающая ползучесть всегда, пусть даже через очень большой период времени, заканчивается разрушением горной породы. Затухающая ползучесть является неразрушающей. Следовательно, длительная прочность – это напряжение, при котором затухающая ползучесть горной породы переходит в незатухающую.

Установлено, что микротрещины размером до 10 мкм присутствуют в горных породах еще до их нагружения. Они являются концентраторами напряжений, и здесь локализуются деформационные и разрывные процессы. Причем в процесс деформирования вовлекаются, прежде всего, наиболее «выгодно» ориентированные микротре-

щины, определяемые видом напряженно-деформированного состояния горной породы в конкретном процессе ее разрушения. Таким образом, любой характер разрушения неразрывно связан с деформированием горной породы.

На микроуровне процесс деформации объясняется с позиций теории дислокаций. Движение и размножение дислокаций имеют термофлуктуационную природу. Скорость движения дислокаций можно описать уравнением [201]:

$$v = v_{\text{пр}} \cdot \exp\left[-\frac{U_{\text{эф}}}{kT}\right], \quad (7.75)$$

где $U_{\text{эф}}$ – эффективная энергия активации процесса передвижения дислокаций; $v_{\text{пр}} = l/t_0$ – предельная скорость движения дислокаций на отрезке длиной l от одного препятствия до другого.

Экспериментально установлено [189], что скорость установившейся ползучести, обусловленной внутрикристаллическим скольжением, описывается уравнением

$$\frac{d\varepsilon}{dt} = \frac{d\varepsilon_0}{dt} \exp\left[-\frac{U_{\text{фл}}}{kT}\right] = \frac{d\varepsilon_0}{dt} \exp\left[-\frac{U_0 - \gamma\sigma}{kT}\right], \quad (7.76)$$

где $d\varepsilon_0/dt$ – максимально возможная скорость относительной деформации при отсутствии энергетического барьера ($U_{\text{фл}} = 0$).

С другой стороны, скорость зарождения микротрещин (называемая активностью трещинообразования) определяется выражением

$$\frac{dN}{dt} = \frac{dN_0}{dt} \exp\left[-\frac{U_0 - \gamma\sigma}{kT}\right], \quad (7.77)$$

где dN_0/dt – предельно возможная скорость флуктуационного зарождения микротрещин.

Очевидное сходство уравнений (7.75) – (7.77) позволяет заключить следующее. Деформация горных пород, сопровождающая их разрушение, определяется механизмом движения и размножения дислокаций. Связанное с этим накопление повреждений приводит к появлению критических дилатонов. Их распад под действием тепловых флуктуаций определяет образование зародышевых трещин. Взрыв

дилатона приводит к резкому перепаду давления на его границах. Поэтому, с одной стороны, он является локальным очагом разрушения; с другой - источником генерирования дислокаций. Это свидетельствует об одновременности действия механизмов разрушения и пластической деформации [70].

Сравнение уравнений долговечности (7.67) и скорости трещинообразования (7.77) дает соотношение: $t/t_0 = [dN_0/dt]/[dN/dt]$. Поскольку уравнение справедливо для установившейся ползучести, т. е. когда скорость зарождения микротрещин постоянна (при $\sigma = \text{const}$), то $dN/dt = N/t$. Из приведенных соотношений следует:

$$N = t_0 \frac{dN_0}{dt}. \quad (7.78)$$

Учитывая, что величина t_0 инвариантна, т. е. не зависит от условий нагружения горной породы, можно принять, что критическая концентрация микротрещин пропорциональна величине dN_0/dt , которая, в свою очередь, обратно пропорциональна t_0 . Значение t_0 можно интерпретировать как время жизни критического дилатона:

$$t_0 = \lambda/v_{\text{кр}}, \quad (7.79)$$

где λ – длина свободного пробега фонона (кванта тепловых колебаний).

Длина свободного пробега фононов зависит от способа нагружения тела и геометрии его дефектов [67]. Следовательно, критическая концентрация трещин является структурно чувствительным параметром. Статистический анализ процесса накопления трещин [54, 103] показывает, что при независимом и случайном их расположении в теле число трещин N_S средней длиной l_i , способных к образованию очага разрушения (слиянию), определится выражением

$$N_S \approx \frac{N}{\sqrt{2\pi S}^{3/2}} \left[\frac{e}{K_{\text{кр}}} \right]^N, \quad (7.80)$$

где $S \gg 1$ – параметр распределения; $K_{\text{кр}}$ – концентрационный критерий, характеризующий среднее расстояние между трещинами $R_{\text{кр}}$, отнесенное к их удельной длине l_i [54, 161]:

$$K_{кр} = R_{ср}/l_i; \quad (7.81)$$

$$R = \sqrt[3]{V/N}, \quad (7.82)$$

где V – нагружаемый объем горной породы.

График функции (7.80) имеет экстремум. Действительно, при $K_{кр} < e = 2,71$ с ростом общего числа трещин N величина N_S , т. е. вероятность появления кластеров, увеличивается, достигая максимума при $K_{кр} = e$, а при $K_{кр} > e$ убывает. Тогда величину $K_{кр} = 2,71 \approx 3$ можно считать пороговой концентрацией трещин, обеспечивающей наибольшую вероятность их слияния (кластеризацию). Однако для реальных тел (горных пород) следует учитывать взаимовлияние трещин, т. е. взаимодействие их полей напряжений, которое зависит от длины и геометрии трещин. Так, экспериментально установлено [72, 161], что в зависимости от конфигурации микротрещин в различных материалах пороговое значение $K_{кр}$ может находиться в интервале от 4 до 6. Причем доказано, что концентрационный критерий может служить адекватной оценкой процесса разрушения на любом иерархическом уровне (масштабе) горных пород.

Для горных пород, являющихся поликристаллическими гетерогенными образованиями, преобладающим механизмом пластической деформации является межзеренное скольжение. Поэтому характеристическим уровнем иерархии будет масштаб, сопоставимый с размером минеральных зерен d ($l \approx d$).

Таким образом, с позиций кинетической концепции длительная прочность определяется длящимися во времени процессами образования критических дилатонов в вершине имеющихся дефектов (трещин). За счет взрыва дилатона трещина скачком увеличивает свой размер. Процесс повторяется до тех пор, пока какая-либо трещина не достигнет критической длины $l_{кр}$, что определит ее катастрофический рост вплоть до разрушения тела. При такой модели долговечностью тела следует считать время, необходимое для образования всех критических дилатонов в пределах будущего контура магистральной трещины.

Рассматривая закономерности развития трещинной структуры горных пород с позиций кинетической концепции прочности, можно сделать следующие выводы. В соответствии с уравнением долговечности (7.68) определяющим параметром является произведение

$\gamma = qV_{\phi}$. Коэффициент перенапряжений не является константой породы, а зависит от длины l_i трещин. По данным Б. Н. Цая [220], $q = \sigma_k/\sigma$ увеличивается за счет концентрации напряжений σ_k на образующихся трещинах. Причем $q \sim l_i^{1/2}$, где l_i – средняя длина микротрещин. Флуктуационный объем V_{ϕ} связан с размерами пластической зоны в вершине трещины. Следовательно, по мере роста нагрузки, указанные величины будут непрерывно изменяться, и установленные нами закономерности развития фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород позволяют дать вероятностную оценку (прогноз) данного процесса.

Попытку описать все стадии разрушения горных пород с единых кинетических позиций предпринял Б. Н. Цай [220]. Анализируя многочисленные экспериментальные данные по зависимости долговечности горных пород от уровня приложенных напряжений [$\ln t = f(\sigma)$], он выделил две зоны (режима) разрушения. На графике (рис. 7.6) в полупологарифмических координатах четко прослеживается перелом прямых.

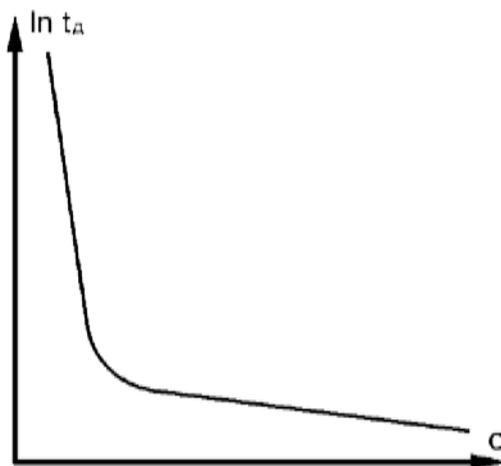


Рис. 7.6. Изменение долговечности тела с ростом напряжений

Каждый участок таких прямых может быть описан классическим уравнением долговечности (7.68), но с различными по величине параметрами U_0 и γ . Первая зона с «крутым» падением и большими значениями $U_0 = U_{0(1)}$ и $\gamma = \gamma_1$ соответствует медленному вязкому разрушению пород. Вторая – «пологая» - зона с $U_0 = U_{0(2)}$ и $\gamma = \gamma_2$ характерна для хрупкого динамического разрушения. Явный перелом графика свидетельствует о том, что эти два режима разрушения имеют различные механизмы.

Скачкообразное изменение указанных параметров объясняется следующим [220]. На первой (вязкой) стадии разрушения возрастание

энергии активации $\Delta U = U_{0(1)} - U_{0(2)}$ связано с дополнительными затратами энергии на рекомбинацию (восстановление) ранее разорванных межатомных связей, чего на второй (динамической) стадии разрушения не происходит. При этом большие значения имеет и коэффициент структуры $\gamma = q V_{\phi}$. Это обусловлено ростом как q , так и V_{ϕ} вследствие пластической деформации и возникновения новых структурных дефектов (трещин). Коэффициент перенапряжений $q = \sigma_k / \sigma$ увеличивается за счет концентрации напряжений σ_k на образующихся трещинах. Причем $q \sim l_i^{1/2}$, где l_i – средняя длина микротрещин. Активационный объем V_{ϕ} включает зону пластифицирования пород и значительно превышает объем атома.

Вторая стадия хрупкого динамического разрушения горных пород определяется слиянием (кластеризацией) микротрещин и при определенных условиях, зависящих от геометрии микротрещин и их пороговой концентрации, образованием магистральной разрушающей макротрещины. В этом процессе участвуют как образовавшиеся за счет дилатонного механизма микротрещины, так и имевшиеся в горной породе до ее нагружения дефекты [103].

В работе [220] этот процесс описывается следующим образом. Впереди фронта образовавшейся за счет термических флуктуаций энергии микротрещины существует невидимая поверхностная трещина, на траектории которой находятся очаги межатомных связей в предразрывном состоянии. Для их активизации достаточно только прихода нужной порции тепловой энергии за счет ее флуктуации. При этом невидимая трещина переходит в сквозную магистральную трещину. Причем ориентировка этой трещины будет зависеть от наличия ослабленных зон, величины и вида напряженного состояния породы. Траектория такой трещины должна обеспечить максимальное уменьшение запасенной в горной породе упругой энергии.

На стадии хрупкого разрушения за счет переизбытка энергии в породе сразу возникает множество критических дилатонов, при тепловом расширении и взрыве которых образуются зародышевые микротрещины, т. е. массовая мгновенная их генерация. При превышении в данном процессе концентрационного критерия происходит слияние микротрещин, порода теряет устойчивость и распадается на части. Формально все стадии разрушения можно описать только с позиций кинетической теории прочности. Автор [220] предлагает единое уравнение, суммирующее активационные процессы на всей цепочке очагов разрушения. Однако им же признается трудность экспе-

риментального определения параметров уравнения для реальных пород. В этой связи предлагается использовать корреляционные уравнения:

$$\gamma \text{ (Дж/моль} \cdot \text{мм}^2\text{/кг)} = 3,55 \cdot 10^6 \sigma_{сж}^{-1,4}; \quad (7.83)$$

$$U_0 \text{ (Дж/моль)} = (2,18 - 0,0085 \sigma_{сж}) \cdot 10^5. \quad (7.84)$$

Динамику роста трещин, в соответствии с вышеприведенной концепцией, можно представить следующим образом. На первом этапе происходит скопление движущихся дислокаций перед препятствием, что образует очаг повышенных напряжений. Это благоприятствует зарождению критического дилатона, при взрыве которого образуется зародышевая микротрещина. К ее вершине устремляется новый поток дислокаций, также формирующий критический дилатон, тепловой распад которого скачком увеличивает микротрещину. По мере скачкообразного роста трещины в ее вершине увеличивается концентрация напряжений, что приводит к сокращению времени образования и распада дилатона. Трещина начинает расти с ускорением. При этом размеры критических дилатонов становятся меньше. Таким образом, ускоряющийся рост трещин сопровождается уменьшением зоны пластической деформации у ее вершины. Образование критических дилатонов определяется скоростью подпитки их упругой энергией, которая ограничена скоростью волн Рэлея. Поэтому при достижении трещиной скорости, сопоставимой со скоростью поверхностных волн, этот процесс становится стационарным.

Однако (как указывает сам автор) неопределенной остается граница перехода одной стадии разрушения в другую и темп снижения долговечности на этих стадиях (наклон линейных участков графика (рис. 7.6)). Такую информацию может дать исследование динамики изменения фрактальной размерности кластерной структуры по мере нагружения горных пород (см. раздел 6.5). Приведенный здесь график (см. рис. 6.36) можно представить в следующем виде (рис. 7.7).

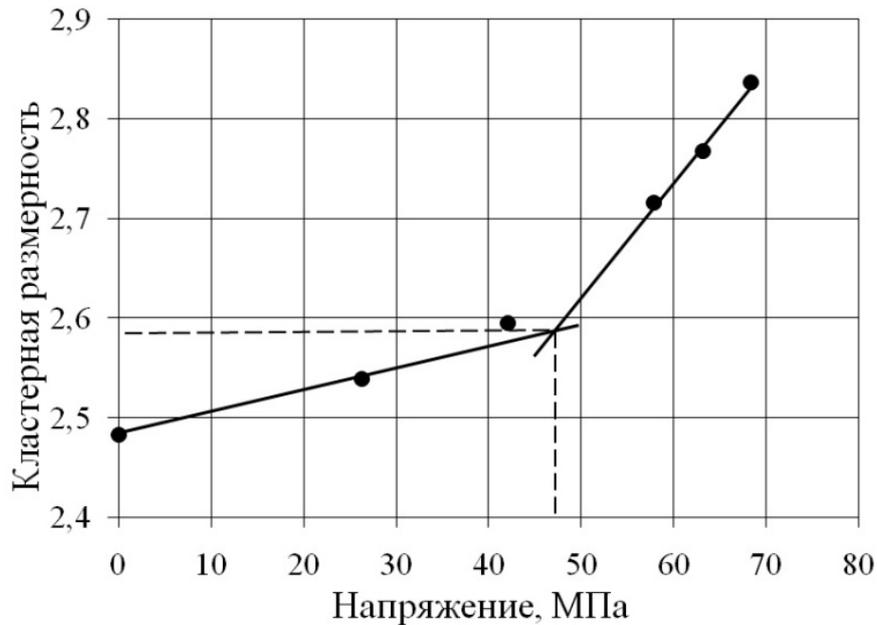


Рис. 7.7. Этапы формирования кластерной структуры горной породы

На графике четко выделяются два этапа формирования кластерной структуры горной породы. Характер графика аналогичен рис. 7.6. Описание стадий разрушения Б. Н. Цая однозначно соответствует наблюдаемому нами в опыте развитию трещиноватости и формированию кластеров. Следовательно, можно сопоставить линейные участки графиков на рис. 7.6 и 7.7. Тогда для изученного в эксперименте туфа граница перехода вязкой стадии разрушения в хрупкую соответствует достижению фрактальной кластерной размерности величины $d_f = 2,58$. Напряжение, при котором происходит данный переход, составляет ориентировочно $\sigma = 48$ МПа. Темп изменения напряжений (углы наклона прямых на рис. 7.7) можно сопоставить с углом наклона линейных участков графика (7.6). Тогда, описав эти участки уравнением (7.68) в виде: $\ln t_d = \ln t_0 + (U_0 - \gamma\sigma)/kT$, можно определить параметры кинетического уравнения прочности. Если принять точки пересечения линейных участков графика (см. рис.7.6) с асимптотой $\ln t_d = 1$ (при долговечности $t_d = 0$) за пороговые значения $\sigma_{сж}$, то для определения параметров кинетики разрушения пород можно использовать корреляционные уравнения Б. Н. Цая (7.83) и (7.84).

7.7. Оценка прочности и неоднородности трещинной структуры горных пород

Рассмотренные закономерности поясняют физику образования и развития трещин и, следовательно, разрушения горных пород на микроуровне. Практический интерес представляет прогноз разрушаемости пород на макроуровне, т. е. вопросы прочности породных массивов. В этой связи несомненный интерес представляет теория академика М. А. Садовского [198], основанная на представлении участков земной коры как самоподобной вложенной иерархической структуры. Нашими исследованиями установлены фрактальные свойства трещинной структуры горных пород. Это дает основание предположить, что с увеличением масштаба рассмотрения структурные свойства пород будут самоподобны, т. е. соответствовать модели М. А. Садовского.

В основу такой модели положено блочное строение пород и массивов как совокупности кубических структурных элементов. В простейшем случае каждый уровень иерархии i определяется путем удвоения длины каждого из ребер такого куба. Принимается, что для разрушения куба, состоящего из 8 кубов предыдущей иерархии, необходимо, чтобы разрушилось не менее двух кубиков из восьми. В этом случае вероятность разрушения породы каждого следующего уровня иерархии будет описываться с помощью биномиального распределения. В качестве нулевого уровня иерархии принимается атомарный масштаб, а в качестве физической основы – кинетическая теория прочности. В соответствии с этой теорией при отсутствии внешнего воздействия, т. е. при $\sigma = 0$ в уравнении (7.67), элементарные акты разрушения и восстановления атомных связей компенсируют друг друга и происходят независимо. Разрушение тела наступает при таком уровне σ , когда за время восстановления n_i разрушенных элементов разрушится два и более соседних элементов.

В результате дробления блоков массив пород уплотняется, что ведет к повышению его прочности. Однако возникающие при этом новые трещины являются концентраторами напряжений и для их развития требуются меньшие по величине внешние воздействия, чем в ненарушенных областях. В результате места скопления трещин могут служить очагами более крупных (в том числе катастрофических) нарушений массива. Данный эффект уплотнения и упрочнения пород подтвержден нами и для образцов горных пород.

Обобщая известные исследования данного вопроса, можно сформулировать следующие положения (черты данной модели):

1. Разрушение горных пород определяется ростом числа и увеличением размеров трещинообразных дефектов.

2. Скорость (или вероятность) образования таких дефектов увеличивается с ростом напряжений. Однако развитие дефектов может происходить и при постоянной нагрузке.

3. При некоторой пороговой для данной породы плотности трещин наблюдается их лавинообразный рост, система теряет устойчивость и происходит макроразрушение горной породы с образованием плоскостей разрыва.

4. Деформация при этом складывается из собственно упругой деформации породы и раскрытия трещин, приводящего к увеличению объема тела – дилатансии.

5. Образование магистральной трещины (генерального разрыва) сопровождается падением уровня напряжений в окружающем объеме, вследствие чего рост других трещин прекращается и число активных трещин уменьшается.

На основании такого подхода С. Н. Журковым [70] установлено, что разрушение горных пород на любом уровне иерархии i определяется величиной концентрационного критерия:

$$K = R_i/L_i, \quad (7.85)$$

где R_i – среднее расстояние между трещинами; L_i – средний размер трещины.

Доказывается, что разрушение наступает при $K = K_{кр} \approx 2,7$.

Развивая эту идею, С. Н. Федотов [209] вводит вероятностный критерий:

$$C(L) = L_i^3/R_i^3, \quad (7.86)$$

который можно определить как концентрацию трещин размером L_i . Причем в данном случае R_i следует понимать не как расстояние между трещинами, а как линейный размер тела i -го уровня иерархии, т. е. R_i^3 имеет смысл разрушаемого объема горной породы. Величина $C(L)$ рассматривается в качестве вероятности $P_i = C(L_i)$ появления трещины размером L_i . Доказывается, что в момент разрушения любого i -го уровня иерархии эта вероятность одинакова и составляет $P_{кр} \approx 0,05$.

Иерархическая структура массивов определяет их особые (периодические) свойства. В 1992 году научный коллектив во главе с академиком Е. И. Шемякиным зарегистрировал открытие явления «зональной дезинтеграции», состоящее в том, что «вокруг горных выработок образуются кольцеобразные чередующиеся зоны слабо-нарушенных и разрушенных пород» [244]. Под зоной дезинтеграции понимается кольцевая область ослабления горных пород, связанная с процессами трещинообразования, пластическими деформациями и в определенных условиях областью мелкодробленых пород. Научное направление, призванное изучать данный феномен, предложено назвать «физической мезомеханикой».

Это открытие (Открытие № 400. СССР) явилось итогом комплексных теоретических и экспериментальных исследований коллектива, проводимых в 70-80-х годах XX века. Впрочем, следует отметить, что периодический осциллирующий характер напряжений и деформаций вокруг подземных выработок отмечался разными исследователями в различных странах примерно в это же время. Авторы открытия указывают [244]: «Суть этого явления состоит в том, что вокруг подземных выработок, расположенных на глубине, при которой гравитационная составляющая напряжений близка к пределу прочности пород на одноосное сжатие либо превышает его, происходит образование кольцеобразных чередующихся зон ненапряженных и разрушенных пород. По существу наблюдается эффект «квантования» геомеханической энергии вокруг подземных полостей, указывающий на существование дискретного набора их диаметров устойчивого или квазиустойчивого состояния».

Общепринятой физической теории данного явления до настоящего времени не создано, но имеются публикации с попытками дать количественную оценку эффекта. Так, исследованиями М. В. Курлени и В. Н. Опарина [105] установлено, что радиусы соседних сферических замкнутых зон дезинтеграции имеют постоянное соотношение:

$$\alpha = \frac{r_{i+1}}{r_i} \sqrt{2} = 1,414. \quad (7.87)$$

Показатель α назван модулем масштабного фактора.
Ширина зоны дезинтеграции

$$\Delta r_i = K r_i = (0,05 - 0,11) r_i. \quad (7.88)$$

Причины столь широкого диапазона изменчивости эмпирического коэффициента $K = (0,05 - 0,11)$ авторы не указывают, как и методику определения его значения. В этой же работе [105] сделано предположение, что динамика явления может описываться следующим соотношением:

$$r_i / \sqrt{t_i} = \text{const}, \quad (7.89)$$

где t_i – время образования r_i зоны дезинтеграции.

Таким образом, предполагается, что время развития i -й зоны пропорционально квадрату ее радиуса ($t_i \sim r_i^2$).

В работе [59] отмечается существование периодической изменчивости физических свойств (прочности, модуля упругости, пористости) пород вокруг подземных выработок. Волновой характер такой изменчивости объясняется наложением волн сжатия и растяжения при производстве буровзрывных работ (резонансная гипотеза). Здесь же анализируется «автоволновая гипотеза», базирующаяся на законах неравновесной термодинамики и теории автоволн. Кроме того, явление зональной дезинтеграции обнаружено при комбайновой проходке выработок и при бурении скважин (т. е. при отсутствии БВР).

И. И. Кайдо [83] выдвинул гипотезу, в соответствии с которой физическая природа явления обусловлена перестройкой кристаллической решетки пород на наноуровне и формированием кластерной структуры массива. Причем первая кластерная оболочка формируется как поверхность, полностью охватывающая сечение выработки, и имеет форму, близкую к круговой, обеспечивающей наибольшую устойчивость. Впереди забоя выработки такая кластерная оболочка имеет форму полусферы. Дальнейшее подвигание забоя перемещает эту полусферу, и вокруг выработки формируется уже круговая цилиндрическая оболочка.

Экспериментальными исследованиями [82] установлено, что для различных условий модуль масштабного фактора α изменяется от $\alpha = \sqrt{21/2} = 1,414$ до $\Phi = 1,618$. Причем показатель Φ сопоставляется со знаменитым числом «золотого сечения». По-видимому, значение масштабного фактора будет зависеть от конкретного строения породного массива. Учитывая, что иерархическая структура связана со свойством самоподобия массива на различных уровнях i , разумно предположить, что показатель α как-то связан с фрактальными характеристиками породного массива (например, его корреляционной или

информационной размерностью, как характеристики неоднородности фрактала). Данное предположение подтверждается исследованиями коллектива ученых ИрГТУ [215], которые показали, что распределение участков нарушенных пород массива дискретно, иерархично и обладает четко выраженными фрактальными свойствами. В принятой ими модели поле напряжений в трехмерном пространстве массива представлено полыми шарами (или эллипсоидами), центры которых образуют тетраэдр.

В последнее время появляется все большее число работ, подтверждающих правомочность такого подхода. Так, Б. Б. Луганцевым [125] установлено, что фрактальные модели адекватно описывают реальный процесс образования и развития трещин в горных породах и могут служить основой методов прогнозирования устойчивости пород в выработке. Исследования свидетельствуют об инвариантности формы поверхности трещин в горных породах относительно масштаба рассмотрения (т. е. можно переносить результаты исследований трещин на микроуровне на мезо- и макроуровень).

Таким образом, учитывая свойство самоподобия различных уровней иерархии горных пород и массивов, можно оценить их прочность и разрушаемость в любом требуемом масштабе. В основе такой оценки (нижний уровень иерархии) лежат установленные и указанные выше закономерности разрушения горных пород на микроуровне в их связи с фрактальными характеристиками трещинной структуры пород. Так, входящая в концентрационный критерий С. Н. Журкова (7.86) средняя длина трещин L_i определится через их линейный размер L_{0i} формулой $L_{фр} = L_0 [L_0/\delta]^{(df - 1)}$. Показатель R_i обратно пропорционален модулю трещиноватости породного массива J_T . Тогда критерий разрушения на макроуровне примет вид:

$$K = \frac{R_i}{L_i} = \frac{[L_{0i} / \delta_i]^{(1-df)}}{J_i L_{0i}}, \quad (7.90)$$

где δ_i – масштаб, определяемый существом решаемой задачи и особенностями строения массива.

Таким же образом можно учесть фрактальную размерность трещин в вероятностном критерии (7.86). Это дает возможность использовать полученные закономерности формирования фрактальных характеристик трещинной структуры пород для прогноза прочности массива в конкретных процессах горного производства.

При оценке прочности горных пород и породных массивов в последнее время все большую популярность приобретает энергетический подход. В соответствии с энергетической концепцией дробления, которую сформулировал В. Н. Мосинец [140, 141], процесс разрушения обусловлен только возможной для данной породы плотностью энергии, при которой по всему разрушаемому объему наблюдается равномерное и устойчивое распространение трещин со скоростью, близкой к скорости волн Релея. Этот режим соответствует предельной скорости перевода упругой энергии в поверхностную энергию трещин. В. Н. Мосинец впервые доказал определяющую роль в процессе дробления исходной микротрещиноватости (дефектности) горных пород. Так, предельные напряжения при разрушении трещиноватой среды (массива) можно определить следующим выражением:

$$\sigma = [\sigma] (1 - k_n C), \quad (7.91)$$

где $[\sigma]$ – соответствующая прочность бездефектной породы (образца); C – эмпирический коэффициент (константа материала).

В качестве меры, пропорциональной концентрации микротрещин в горной породе, он ввел показатель – коэффициент неоднородности пород k_n . Этот показатель предложено оценивать по отношению работы деформации трещиноватой породы A_1 к работе деформации идеально однородной породы A_0 в виде:

$$k_n = 1/3 (A_1/A_0 - 1). \quad (7.92)$$

Работу деформирования реальной трещиноватой породы A_1 можно определить в опыте. Однако в силу невозможности однозначно оценить величину A_0 показатель k_n также остается неопределенным. Нами в работе [115] предложено косвенно оценивать показатель k_n по соотношению динамического и статического модулей упругости, но их разница определяется сложной совокупностью различных факторов, а не только влиянием трещиноватости пород. Поэтому наиболее надежным способом оценки k_n представляется непосредственное изучение трещинной структуры горных пород.

В разделе 6.3 показано, что количественной мерой неоднородности трещинной структуры горных пород может служить корреляционная размерность d_2 . Ее анализ для изученных пород в сопостав-

лении с графиками деформации показывает, что уравнение (7.92) можно представить в виде:

$$k_H = 1/3 (d_2 - 1). \quad (7.93)$$

Недостатком предложенной меры является то, что корреляционная размерность определяется путем анализа единичных трещин, и в этой связи она адекватно оценивает неоднородность достаточно монолитных малотрещиноватых пород. В более нарушенных породах трещины взаимодействуют, группируются с образованием очагов разрушения (кластеров). В этом случае более достоверной оценкой служит фрактальная кластерная размерность трещинной структуры (см. раздел 6.5).

Процесс может быть представлен как последовательный ряд этапов развития трещинных кластеров и присоединения их друг к другу. Эти этапы представляют собой различные уровни иерархии структуры горных пород. Очевидно, что данный процесс имеет вероятностную природу. Чем выше вероятность присоединения кластеров друг к другу, тем мельче трещины (они не успевают вырасти) и больше размеры кластеров.

Исследуем функцию распределения дефектов $F(l_i)$ по их характеристическим параметрам l_i . В качестве l_i можно принять средний размер трещинного кластера (проекцию области дефекта на поверхность образца). В трехмерном случае это может быть усредненный диаметр кластера:

$$F(l_i) = f[N(l_i) l_i^3], \quad (7.94)$$

где $N(l_i)$ – число дефектов в данном интервале размеров (данной фракции); l_i^3 – объем, занимаемый данным дефектом.

Исследованиями [144, 145] установлено, что число дефектов пропорционально изменению их размеров как степенной функции:

$$N(l_i) \sim l_i^\psi. \quad (7.95)$$

Подставив это выражение в формулу (7.94), получим:

$$F(l_i) = f(l_i^{3-\psi}). \quad (7.96)$$

Здесь степенной показатель ψ характеризует фрактальные свойства объекта разрушения (горной породы). Он связан с фрактальной кластерной размерностью d_f следующим соотношением [144]:

$$\psi = d_f + 1. \quad (7.97)$$

С позиций статистической концепции прочности вероятность разрушения горной породы при данном напряжении σ_i определится выражением [50, 60]

$$P(\sigma) = \int_0^{\infty} F(l_i) \exp\left[-\left(\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\beta}\right)^K\right] dl = \int_0^{\infty} f(l_i^{3-\psi}) \exp\left[-\left(\frac{\sigma_i - \sigma_0}{\beta}\right)^K\right] dl, \quad (7.98)$$

где σ_0 – крайняя левая граница прочности; β – параметр масштабного фактора, имеющий размерность напряжения; K – коэффициент однородности горной породы.

По смыслу показателя K можно принять $K = 1/k_n$. Функция $F(l_i)$ определяется фрактальной кластерной размерностью d_f , которая, в свою очередь, зависит от уровня напряжений. Для изученных пород эта зависимость выражается формулой (6.5): $d_f = 2,48 + 8 \cdot 10^{-5} (\sigma^2 - 8,75\sigma)$. Параметры σ_0 и β определяются распределением Вейбулла прочности конкретных горных пород.

8. КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ СТАТИСТИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

8.1. Статистическое моделирование (метод Монте-Карло)

Статистическое моделирование достаточно давно и успешно применяется во многих областях науки и техники. Использование вероятностных моделей – наиболее плодотворный путь изучения объектов природы. Основным инструментом такого моделирования является метод Монте-Карло [199]. По классическому определению, это численный метод решения математических задач при моделировании случайных величин. Особенно эффективен данный метод при изучении природных явлений, ход которых определяется множеством случайных независимых факторов, учесть которые в единой детерминированной модели не представляется возможным. К таким явлениям в полной мере относятся физические процессы горного производства.

В таком процессе в зависимости от сочетания различных случайных факторов природа сама реализует одну из бесконечного множества вероятных возможностей. Поэтому достоверную информацию о закономерностях явления можно получить лишь статистическими методами при достаточно большом объеме испытаний. В теории инженерного эксперимента хорошо известно, что надежность (точность) полученных результатов пропорциональна квадрату числа анализируемых экспериментов (n^2). Следовательно, для повышения точности результатов анализа в 10 раз нужно увеличить число (объем) экспериментов в 100 раз, что в реальных условиях – задача непосильная. Однако при современных быстродействующих ЭВМ с использованием метода Монте-Карло такая задача решается весьма просто и быстро. При этом главным условием является адекватность математической модели реальному процессу. Это обеспечивается надежным установлением закономерностей протекания процесса и сопоставлением результатов функционирования модели с характеристиками процесса в реальных условиях для конкретной горной породы.

Датой рождения метода Монте-Карло принято считать 1949 год, когда появилась статья с одноименным названием. Авторами метода признаны американские математики Дж. Нейман и С. Улам. Само название происходит от имени города Монте-Карло в княжестве Монако, знаменитого своими игорными домами. Первоначальная задача

метода – разработка беспроигрышной стратегии азартных игр - оказалась неплодотворной, но его идея нашла применение для решения широкого класса практических задач.

Имитация вероятностных аспектов процессов и явлений основана на генерации случайных чисел. Простейшим механическим прибором для получения случайных чисел является рулетка. На ее основе составлялись таблицы случайных чисел. Самая большая из опубликованных таблиц случайных чисел содержала миллион цифр. Однако в настоящее время реализация метода Монте-Карло осуществляется на ЭВМ, что потребовало разработки компьютерного генератора случайных чисел. Например, в системе электронных таблиц *Microsoft Excel* появление случайного равномерно распределенного числа в интервале от 0 до 1 вызывается командой «СЛЧИС». Такие числа образуются, как правило, путем вычета (или деления) последовательного ряда чисел, возводимых в разную степень с отбросом целой части получаемого результата. Эти числа, вычисляемые по формуле, имеют периодичность и не являются строго случайными. Их называют *псевдослучайными*, но величина периода повторяемости этих чисел настолько велика, что для решения инженерных задач их вполне можно принимать как случайные.

Параметры физических процессов в горном деле имеют самые разные законы распределения. Поэтому задачей генерации случайных чисел является получение значений параметров с заданными характеристиками вероятностного закона их распределения.

Равномерное распределение

Случайная величина X имеет равномерное распределение на интервале $[a, b]$, если на этом интервале плотность ее распределения постоянна, а вне его равна нулю. Дифференциальная функция распределения:

$$f(x) = \begin{cases} 1/(b-a) & \text{при } a < x < b; \\ 0 & \text{при } x < a \text{ и } x > b. \end{cases} \quad (8.1)$$

Интегральная функция распределения:

$$F(x) = \begin{cases} 0 & \text{при } x < a; \\ \frac{x-a}{b-a} & \text{при } a < x < b; \\ 1 & \text{при } x > b. \end{cases} \quad (8.2)$$

Математическое ожидание $M(x) = (a + b)/2$.

Дисперсия распределения $S^2 = (b - a)^2/12$.

Генерация случайных чисел:

$$X_1 = a + (b - a) r_i, \quad (8.3)$$

где r_i – равномерно распределенное случайное число в интервале $[0; 1]$ - задается генератором случайных чисел на компьютере.

Нормальное распределение

Одним из наиболее распространенных и полно изученных является нормальный закон распределения непрерывной случайной величины. Его дифференциальная функция:

$$f(x) = \frac{1}{S\sqrt{2\pi}} \exp\left[-\frac{(x_i - a)^2}{2S^2}\right], \quad (8.4)$$

где a – истинное значение измеряемой величины, оценкой которого является среднее арифметическое;

S – среднее квадратическое отклонение.

Интегральная функция распределения:

$$F(x) = \frac{1}{S\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^x \exp\left[-\frac{(x_i - a)^2}{2S^2}\right] \cdot dx. \quad (8.5)$$

Мода и медиана распределения совпадают по величине со средним арифметическим, а асимметрия и эксцесс равны нулю.

Генерация случайных чисел:

$$X_n = \left(\sum_{i=1}^{12} r_i - 6 \right) S + a. \quad (8.6)$$

Достаточно часто, например, при воздействии на измеряемую величину некоторого односторонне действующего фактора, наблюдается значительная асимметрия распределения опытных данных. При

этом наиболее точно нормальным распределением описывается не сама измеряемая величина, а ее логарифм. В этом случае имеет место **логарифмически нормальное распределение**.

Генерация случайных чисел:

$$X_{ln} = \exp (X_{ni} S + a), \quad (8.7)$$

где X_{ni} – нормально распределенное случайное число.

Распределение Вейбулла

Данное распределение является наиболее универсальным, поскольку может описывать данные с любым типом асимметрии, в том числе и распределенные нормально. В общем случае интегральная функция распределения Вейбулла записывается в виде:

$$F(x) = \begin{cases} 1 - \exp\left[-\frac{x^\beta}{\alpha}\right] & \text{при } x \geq 0; \\ 0 & \text{при } x < 0. \end{cases} \quad (8.8)$$

Плотность вероятности (дифференциальная функция):

$$f(x) = \begin{cases} \frac{\beta}{\alpha} x^{\beta-1} \exp\left[-\frac{x^\beta}{\alpha}\right] & \text{при } x \geq 0; \\ 0 & \text{при } x < 0. \end{cases} \quad (8.9)$$

Для описания экспериментальных данных интегральную функцию Вейбулла (8.8) удобно записывать в виде:

$$F(x) = \begin{cases} 1 - \exp\left[-\left(\frac{b x_i}{\bar{X}}\right)^m\right] & \text{при } x \geq 0; \\ 0 & \text{при } x < 0, \end{cases} \quad (8.10)$$

где \bar{x} - среднее арифметическое; b и m – параметры распределения.

Генерация случайных чисел:

$$X_v = [-\alpha \ln(1 - r_i)]^{1/\beta}. \quad (8.11)$$

Для перехода к уравнению (8.10) нужно положить: $\beta = m$; $\alpha = (b/X_{\text{ср}}) \cdot \beta$.

Экспоненциальное распределение

Данное распределение широко используется в теории надежности. В частности, оно описывает вероятность безотказной работы механизмов и систем. Дифференциальная функция:

$$f(x) = \lambda \exp(-\lambda x). \quad (8.12)$$

Функция является непрерывно убывающей и зависит от единственного параметра λ , который можно рассматривать как интенсивность отказов за время работы системы $x = t$. Важным свойством распределения является равенство среднего арифметического и среднего квадратического отклонения:

$$\bar{X} = S = 1/\lambda. \quad (8.13)$$

Интегральная функция распределения:

$$F(x) = 1 - \exp(-\lambda x). \quad (8.14)$$

Иногда данное распределение называют *показательным распределением*.

Генерация случайных чисел:

$$X_e = - (1/\lambda) \ln(1 - r_i). \quad (8.15)$$

Распределение Релея

Данный закон описывается одной из разновидностей экспоненциальных функций. Интегральная функция:

$$F(x) = \begin{cases} 1 - \exp\left[-\frac{x^2}{2a^2}\right] & \text{при } x \geq 0; \\ 0 & \text{при } x < 0. \end{cases} \quad (8.16)$$

Плотность вероятности:

$$f(x) = \begin{cases} \frac{x}{a^2} \exp\left[-\frac{x^2}{2a^2}\right] & \text{при } x \geq 0; \\ 0 & \text{при } x < 0. \end{cases} \quad (8.17)$$

Генерация случайных чисел:

$$X_R = \sqrt{-2a^2 \ln r_i}. \quad (8.18)$$

Таким образом, метод Монте-Карло позволяет моделировать любой процесс, на протекание которого влияют случайные факторы. Кроме того, для многих математических задач, не связанных с какими-либо случайностями, можно искусственно придумать вероятностную модель, позволяющую решать эти задачи. К такому классу задач можно отнести вычисление площадей, решение определенного интеграла и пр.

8.2. Математическое моделирование фрактальных объектов

8.2.1. Постановка задачи

Трещина как природный фрактальный объект при изменении состояния горной породы способна развиваться – расти, разветвлять-

ся, тормозиться, менять направление движения и т. д. Динамика трещин определяется множеством факторов: наличием, характером и распределением дефектов структуры; величиной, направлением и интенсивностью действия напряжений; размерами и геометрией минеральных зерен; внешними условиями и пр. Большинство факторов, влияющих на динамику трещин, имеют вероятностный характер. Поэтому динамику трещин можно рассматривать лишь со статистических позиций. В силу сложности рассматриваемого феномена учет всех факторов, влияющих на динамику трещин, практически невозможен. В этой связи важное значение приобретает моделирование данного процесса.

Поскольку трещины в кристаллических телах являются фрактальными объектами, при составлении математической модели необходимо учитывать их фрактальную размерность. Удобным и наглядным способом реализации такой модели служит компьютерная графика, а ее инструментарий базируется на теории итерированных функций [96]. Теория итерированных функций является одним из важных разделов математики – общей теории динамических систем. В общем случае итерированные функции задают пошаговое изменение некоторого объекта в соответствии с заданным алгоритмом. Результат его применения называется *аттрактором*. Для построения аттрактора классических самоподобных фракталов типа «кривой Коха» или «ковра Серпинского» всегда можно найти строго определенный *детерминированный* алгоритм, результаты реализации которого всегда однозначно предсказуемы. Развитие природных фрактальных объектов имеет вероятностный характер. Поэтому в алгоритм построения фрактала в этом случае вносится элемент случайности, и такой алгоритм называется *рандомизированным*. При компьютерном моделировании элемент случайности задается с помощью генератора случайных чисел.

Последовательность реализации рандомизированного алгоритма состоит в следующем. Начальное множество содержит всего одну точку. Ее перемещение определяется пошагово путем случайного выбора одного из всей совокупности возможных аффинных преобразований. После каждого шага на экран выводится новая точка, характеристики (координаты) которой используются для вычисления следующей итерации.

Аффинное преобразование на каждом шаге производится по формуле

$$T(x) = A x + a, \quad (8.19)$$

где A – в общем случае матрица аффинного преобразования; в простейшем случае движения точки на плоскости может рассматриваться как угловой коэффициент прямой.

Для реального объекта (трещины) изменения A и a , как правило, не являются равновероятными. Так, направление развития трещины (коэффициент A) зависит от направления действия нагрузки на горную породу, т. е. какие-то направления более предпочтительны, чем другие. Расстояние перемещения точки (параметр a) зависит от структуры и состояния горной породы, в частности от размеров минеральных зерен. Поэтому получаемые с помощью генератора случайных чисел значения нужно умножить на соответствующую вероятность p_1, p_2, \dots, p_n , где $\sum p_i = 1$. Вероятности p_i можно назначать вручную, но лучше использовать параметры заранее определенного закона распределения коэффициентов A и a . Окончание процесса итерации определяется заданным размером объекта или окна, а в ряде случаев удобно назначение конечного числа итераций.

Для моделирования динамики самоподобных фракталов предлагаются так называемые L -системы. Понятие L -системы было введено в 1968 году Аристидом Линденмайером. Изначально они предназначались для изучения формальных языков программирования, затем успешно использовались в биологических моделях селекции.

Для графической реализации L -систем используется «тертл-графика» (turtle – черепаха). При этом точка (черепашка) движется по экрану дискретными шагами, прочерчивая свой след. Формально L -система состоит из *инициатора*, т. е. набора переменных начального состояния фрактала, и *порождающих правил*, указывающих, как должен изменяться инициатор от итерации до итерации.

Применительно к развитию трещины (на плоскости) инициатор должен включать три параметра – координаты вершин трещины (x_i, y_i) и угол α направления ее движения (направление, куда смотрит черепашка). Порождающими правилами является набор команд:

- переместиться вперед на один шаг;
- увеличить угол α на величину θ ;
- уменьшить угол α на величину θ ;
- открыть ветвь;
- закрыть ветвь и др.

В качестве основы модели роста трещины может быть принят известный процесс броуновского движения. Классический процесс броуновского движения – это начинающееся в начале координат случайное изменение положения частицы, приращения координат которой на непересекающемся интервале времени t независимы и имеют нормальное распределение. Развитие трещины, как и броуновское движение, происходит скачкообразно. Однако каждый последующий скачок трещины зависит от предыдущих этапов ее развития, что необходимо учитывать в модели.

8.2.2. Моделирование случайных приращений трещины

Рассмотрим простейший случай скачкообразного развития трещины в виде ее линейного движения вдоль линии, соединяющей две ее вершины. Пусть L - линейная длина трещины. Примем число скачков (итераций) трещины, равным I . Тогда длина одного шага составит $t = L/I$. На каждом шаге трещина дает случайное приращение Δx . Поскольку для реальной трещины ее приращения не являются событиями независимыми, а определяются предысторией развития трещины, математическое ожидание таких приращений можно определить по формуле [96]:

$$M [|x(t_2) - x(t_1)|] = \sqrt{2/\pi} \sigma (t_2 - t_1)^H. \quad (8.20)$$

Здесь величина H (показатель Гельдера) изменяется от 0 до 1 и учитывает предысторию развития трещины. Величина H определяется фрактальной размерностью трещины. При отсутствии такой информации значения показателя H можно задавать с помощью генератора равномерно распределенных случайных чисел. Величина σ является масштабным коэффициентом по оси ординат и определяется дисперсией приращений Δx .

Алгоритм математической модели скачкообразного развития трещины может быть представлен в следующем виде:

1. На вход программы задаются значения: длины трещины L , число итераций I и масштабный коэффициент σ .
2. Программа вычисляет величину шага $t = L/I$, т. е. расстояние от начала трещины.

3. По формуле (8.20) вычисляется величина абсолютных приращений $|\Delta x|$ на каждом шаге при задании H с помощью генератора случайных чисел.

4. Определяется знак приращений при условии равной вероятности их отклонения от линии развития трещины в ту или другую сторону.

5. На выходе программы получаем вектор (столбец) приращений $\pm \Delta x$ и график развития трещины от одной ее вершины до другой.

В качестве примера реализации программы на рис. 8.1 приведен график приращений трещины при следующих заданных условиях:

- длина трещины $L = 5000$ мкм = 5 мм;
- число итераций $I = 100$;
- масштабный коэффициент $\sigma = 5$ мкм (принят как 0,1 t).



Рис. 8.1. Результаты реализации программы моделирования приращения трещины

Данная программа служит базовым инструментом для имитационного моделирования развития трещиноватости горных пород при различных условиях. В частности, число итераций определится требуемой точностью задания координат трещины, что зависит как от длины трещины, так и от разрешающей способности микроскопического метода изучения трещин. В свою очередь, длина отдельной трещины может задаваться случайным образом, по ранее установленному закону распределения трещин по длине. Линия развития трещины, принятая в программе в качестве оси абсцисс, при моделировании распределения трещин может быть развернута на любой угол,

также определяемый по параметрам их распределения в конкретной горной породе в зависимости от направления приложения нагрузки.

8.2.3. Моделирование единичной трещины на основе фрактального броуновского движения

Как указывалось выше, аналогом развития трещины может служить классическое броуновское движение. Как и броуновское движение, рост трещины происходит итеративно (скачкообразно). Это следует, в частности, из теории трещин Гриффитса, если рассматривать сопротивление росту трещины R как нелинейную функцию ее длины. Внутри такого скачка рост трещины линеен, т. е. $d_f = 1$.

В простейшем одномерном случае вершина трещины с координатой x_0 на первом шаге (итерации) перейдет в положение $x_1 = x_0 + g_1$. В общем случае

$$x_n = x_{n-1} + g_n, \quad (8.21)$$

где g_i – случайная величина, имеющая для классического броуновского движения нормальное (гауссово) распределение.

В работах [96, 98] доказывается, что для классического броуновского движения среднее смещение частицы $\langle x(t) \rangle = 0$, дисперсия

$$D[x(t_2) - x(t_1)] = \sigma^2 / t_2 - t_1, \quad (8.22)$$

где σ – некоторая положительная константа.

Классическое броуновское движение обладает свойствами Марковского процесса, т. е. вероятность состояния системы в данный момент времени $P(t_2)$ зависит только от интервала $/t_1 - t_2/$ и не учитывает предысторию достижения точки t_1 . В этом случае дисперсия приращений пропорциональна времени $D \sim t$, а их среднеквадратическое отклонение:

$$S(t) \sim t^{1/2}. \quad (8.23)$$

Рост трещины не обладает свойствами Марковского процесса. Приращения трещины за равные промежутки времени не одинаковы и зависят от предыстории развития трещины – стадии ускорения или замедления ее роста. Кроме того, направления развития (скачков)

трещины далеко не равновероятны, а зависят от распределения дефектов, величины и направления действия напряжений и т. д.

Таким образом, для моделирования роста трещины необходимо введение случайного процесса, который обладал бы некоторой «памятью» о предыстории развития трещины. Такой процесс получил название *фрактального броуновского движения* (ФБД) и был исследован Мандельбротом и Ван-Нессом в 1968 году [128]. В неявном виде этот процесс рассматривался еще в 1940 году А. Н. Колмогоровым.

Для фрактального броуновского движения среднеквадратическое отклонение можно представить однородной функцией вида:

$$f(t, x) = f(rt, r^H x), \quad (8.24)$$

где H – показатель Гельдера.

В этом случае среднеквадратическое отклонение пропорционально

$$S(t) = t^H. \quad (8.25)$$

Между показателем Гельдера и фрактальной размерностью d_f существует однозначная связь [98]:

$$d_f = d - H, \quad (8.26)$$

где d – топологическая размерность.

В двумерном случае (след трещины на плоскости) $d_f = 2 - H$, для трехмерного – $d_f = 3 - H$. При $H = 1/2$ фрактальное броуновское движение совпадает с классическим. В общем случае $0 < H < 1$.

В случае развития трещины по модели фрактального броуновского движения ее приращение

$$\Delta x = x(t_2) - x(t_1) \quad (8.27)$$

есть случайная величина, имеющая нормальное распределение вида:

$$P(\Delta x < x) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma(t_2 - t_1)^H} \int_{-\infty}^x \exp\left[-\frac{1}{2}\left(\frac{u}{\sigma(t_2 - t_1)^H}\right)^2\right] du, \quad (8.28)$$

где u – равномерно распределенная в интервале от 0 до 1 случайная величина.

Таким образом, приращение подчиняется распределению Гаусса с нулевым математическим ожиданием и дисперсией:

$$D = M[(x(t_2) - x(t_1))^2] = \sigma^2 |t_2 - t_1|^{2H}, \quad (8.29)$$

где $t_2 > t_1$ и σ – положительная константа.

В отличие от классического броуновского движения, ФБД – процесс немарковский и величина приращений зависит от предыстории развития трещины. Математический анализ показывает [96], что если приращения в прошлом увеличивались, т. е. трещина росла с ускорением, то при $H > 1/2$ с большей вероятностью следует ожидать их дальнейшего роста, а при $H < 1/2$ – убывания. Справедливо и обратное утверждение для роста трещины с замедлением. Математическое ожидание приращений, т. е. их средняя величина:

$$M[|x(t_2) - x(t_1)|] = \sqrt{2/\pi} \sigma (t_2 - t_1)^H. \quad (8.30)$$

Предположение о нормальном распределении приращений основывается на центральной предельной теореме теории вероятности, учитывающей воздействие на процесс множества случайных и независимых факторов. Однако в реальных природных процессах это условие может выполняться не всегда. Тогда распределение может и не быть гауссовым. В этом случае можно использовать условие подобия Леви [171]. Для взаимно независимых случайных величин X , X_1 , X_2 , имеющих произвольное, но одинаковое распределение, при любых положительных S и t существует следующее соотношение:

$$S^{1/\alpha} X_1 + t^{1/\alpha} X_2 = (S + t)^{1/\alpha} X, \quad (8.31)$$

где α – характеристический показатель процесса, изменяющийся в пределах $0 < \alpha \leq 2$; при $\alpha = 2$ имеет место строго нормальное распределение.

В соответствии с условием Леви, траекторию движения можно представить набором точек поворота с прямолинейными скачками между ними. В двумерном пространстве показатель $\alpha < 2$ имеет смысл фрактальной размерности точек поворота.

При компьютерном моделировании элемент случайности задается с помощью генератора случайных чисел. Последовательность реализации рандомизированного алгоритма состоит в следующем. Начальное множество содержит всего одну точку. Ее перемещение определяется пошагово путем случайного выбора одного из всей совокупности возможных аффинных преобразований (уравнение (8.19)). После каждого шага на экран выводится новая точка, характеристики (координаты) которой используются для вычисления следующей итерации.

Для задания стандартной функции нормального распределения необходимо определить среднее арифметическое $\langle \Delta a \rangle$ и стандартное отклонение S_a процесса пошагового развития трещины. Данные параметры определяются экспериментально по координатам реальной трещины или по ее фрактальной размерности $d_f = 2 - H$ (формулы (8.30) и (8.31)).

Угол направления развития трещины α зависит от характера и направления приложения нагрузки. В уравнении (8.19) $A = \text{tg } \alpha$. При определении функции распределения углов за нулевой отсчет следует принимать направление действия внешней нагрузки. Тогда общее выражение функции распределения будет иметь вид:

$$f(\alpha) = \omega_1 f_1(\alpha) + \omega_2 f_2(\alpha), \quad (8.32)$$

определяющий двухмодальное распределение с весовыми коэффициентами ω_1 и ω_2 ($\omega_1 + \omega_2 = 1$).

Угловой коэффициент данного уравнения $A = \text{tg } \beta$ по известным параметрам распределения определит начальный угол развития трещины, т. е. первой итерации. На последующих шагах для учета «эффекта памяти» за исходный угол β следует брать его величину на предыдущей итерации и на данном шаге генерировать лишь отклонение от этого угла по установленному закону распределения.

После генерирования на каждом шаге случайных величин Δa_i и β_i вычисляются новые координаты вершины трещины:

$$\begin{cases} x_{i+1} = x_i + \Delta a_i \sin \beta_i; \\ y_{i+1} = y_i + \Delta a_i \cos \beta_i. \end{cases} \quad (8.33)$$

На основе указанной процедуры составлена компьютерная программа моделирования развития трещины по законам фрактального броуновского движения. Алгоритм программы может быть представлен в следующем виде:

1. На вход программы подаются значения:
 - координат одной из вершин трещины $X(0) - Y(0)$;
 - длины трещины L ;
 - ее фрактальной размерности d_f ;
 - максимального приращения трещины в каждой итерации t ;
 - параметров распределения углов развития трещин (среднее арифметическое и стандартное отклонение).
2. Программа производит вычисления:
 - значения показателя Гельдера H ;
 - начального угла развития трещины и доверительный интервал его изменчивости.
3. На каждой итерации (шаге) генерируются приращения трещины и их направление (угол).
4. На выходе программы фиксируется матрица координат трещины при каждом шаге ее развития и графическое изображение моделируемой трещины.

В качестве примера на рис. 8.2 представлено изображение трещины при значениях начальных параметров, полученных при математической обработке фрактальных характеристик трещин гранита Мансуровского месторождения.

Разработанная программа позволяет моделировать самые разные условия развития трещин в горных породах. Так, координаты вершины трещины и ее длина могут задаваться для конкретных горных пород и условий их нагружения по результатам предварительного изучения закономерностей трещинообразования с помощью люминесцентного микроскопического метода. При неопределенной длине трещины вместо L может задаваться число требуемых итераций при автоматическом генерировании величины шага приращений.

Максимальное приращение трещины в каждой итерации можно изменять в зависимости от требуемой разрешающей способности метода или из соображений последующего фрактального анализа получаемых трещин. Кроме того, возможность реализации большого числа вариантов развития трещины в одних и тех же условиях позволяет

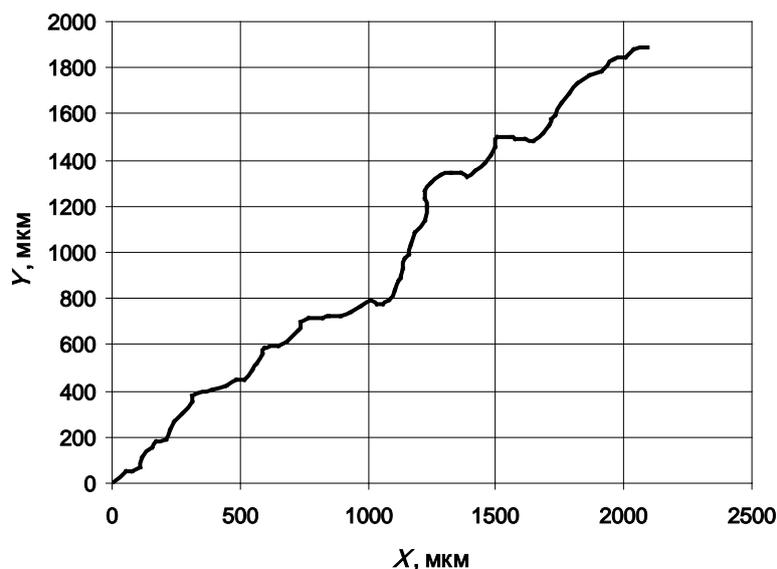


Рис. 8.2. Реализация компьютерной программы развития трещины

выбрать вариант, наиболее близкий к наблюдаемой в опыте картины трещиноватости горной породы или получать надежные статистические характеристики трещин путем усреднения множества реализаций результатов моделирования и т. д.

8.2.4. Моделирование единичной трещины методом случайных срединных смещений

Описанная в предыдущем разделе модель основана на чисто вероятностной реализации известных распределений различных характеристик трещин. Модель с ограничениями предусматривает наличие некоторой дополнительной информации о реальных особенностях конкретной трещины. Такая информация накладывает известные ограничения на модель. Наиболее типичным условием применения данной модели является случай, когда известны истинные координаты вершин трещины или ее характерных точек (например, места перегиба, разветвления трещины и т. п.). Тогда ограничениями модели является условие обязательного прохождения фрактальной траектории трещины через данные точки.

Эффективным инструментом реализации такой модели является метод «случайных срединных смещений» [96]. Пусть имеются координаты начала $x(0) - y(0)$ и конца трещины $x(1) - y(1)$. Идея метода

состоит в вычислении случайного смещения точки, находящейся посередине отрезка прямой, соединяющей вершины трещины. Затем определяется срединное смещение полученных 2, 4, 8, ... , $2^{(n+1)}/2$ отрезков, где n – число требуемых шагов (итераций).

Последовательность данной процедуры можно представить следующим образом.

1. Задаются координаты вершин (или двух характерных точек) трещины: $x(0) - y(0)$; $x(1) - y(1)$.

2. На первом шаге ($n = 1$) вычисляются координаты срединной точки отрезка, соединяющего данные вершины:

$$x(1/2) = [x(0) + x(1)]/2; \quad (8.34)$$

$$y(1/2) = [y(0) + y(1)]/2 \quad (8.35)$$

и срединное смещение:

$$\Delta y = 1/2 S g, \quad (8.36)$$

где g – случайное значение функции нормального распределения с нулевым математическим ожиданием и единичной дисперсией; определяется запуском генератора гауссовских случайных чисел. Если такого генератора в используемой компьютерной программе нет, то можно использовать генератор случайных равномерно распределенных на отрезке от 0 до 1 чисел u и общую формулу пересчета:

$$g = \sqrt{\frac{12}{n}} \sum_{i=1}^n u_i - 3\sqrt{n}, \quad (8.37)$$

где n – число вызванных случайных чисел u .

При $n = 12$ формула приобретает вид:

$$g = \sum_{i=1}^{12} u_i - 6. \quad (8.38)$$

Параметр S представляет собой масштабный коэффициент по оси ординат (координате Y) и определяется по установленным характеристикам трещиноватости горной породы. Его можно представить

как доверительный интервал возможных отклонений трещины от линии, соединяющей ее вершины. Он может быть установлен в ходе изучения достаточно большого числа различных трещин или по результатам множественной реализации указанной выше рандомизированной модели. При необходимости величину S можно изменять произвольно таким образом, чтобы полученная реализация модели с ограничениями наиболее точно описывала реальную трещину.

3. На втором ($n = 2$) и последующих шагах вновь получаемым координатам каждого отрезка присваивают обозначения $x(0) - y(0)$; $x(1) - y(1)$, и вся процедура повторяется n раз. Конечное число шагов n можно выбрать заранее с учетом разрешающей способности измерений трещины в опыте или корректировать (увеличивать) в ходе процедуры моделирования для получения удовлетворительного результата.

С каждым шагом моделирования длина рассматриваемых отрезков уменьшается, и в этой связи срединные смещения Δy также должны уменьшаться в пропорции:

$$\Delta y(t) = \frac{1}{2^{(n+1)/2}} S \cdot g. \quad (8.39)$$

$$t = k/2^n \text{ при } k = 0, 1, \dots, 2^n.$$

Эта формула моделирует классическое броуновское движение. Для получения фрактальной модели на каждом уровне k формулу (8.39) следует заменить выражением [96]

$$\Delta y(t) = \frac{1}{2^{kH}} \sigma \sqrt{1 - 2^{2H-2}} g. \quad (8.40)$$

Для данной модели $H = 2 - d_f$.

Алгоритм компьютерной программы можно представить в следующем виде.

1. На вход программы задаются следующие параметры:

- координаты начала трещины $x(0) - y(0)$;
- координаты конца трещины (или ее характерной точки) $x(1) - y(1)$;

- фрактальная размерность трещины d_f ;
 - масштабный коэффициент S ;
 - число шагов n .
2. Программа автоматически вычисляет:
- линейную длину трещины $L = \{[x(0) - x(1)]^2 + [y(0) - y(1)]^2\}^{1/2}$;
 - показатель Гельдера $H = 2 - d_f$.
3. На каждом шаге вычисляются:
- координаты середины линейных участков трещины – уравнения (8.34) и (8.35);
 - приращение ординаты – уравнение (8.30);
 - новые координаты точек срединных смещений.
4. После реализации каждого шага вычислений производится автоматическое построение графиков траектории трещины.
5. На выходе программы производится набор координат точек трещины и строится ее график на каждом шаге n вычислительной процедуры.

На рис. 8.3 иллюстрируются первые два шага (итерации программы). Рис. 8.4 показывает конечный результат реализации программы.

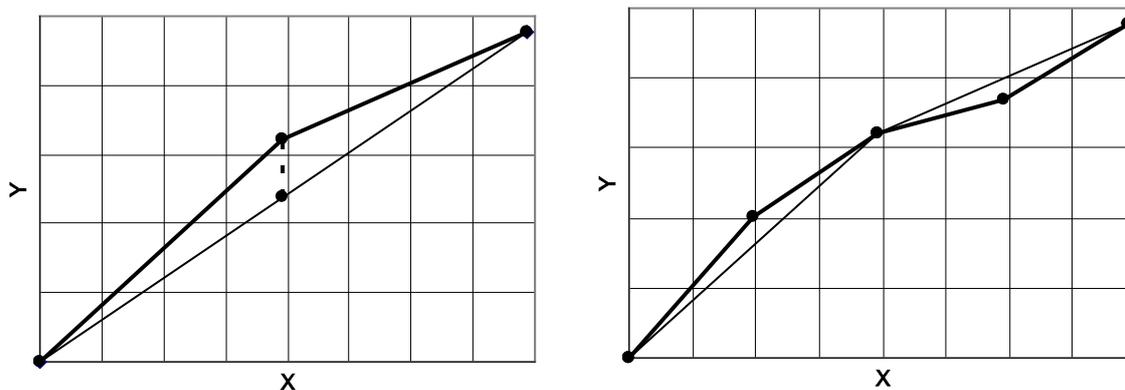


Рис. 8.3. Положение трещины после первого и второго шагов

В ходе реализации программы уже на седьмом шаге расстояния между генерируемыми координатами траектории трещины не превышали 10 мкм, что сопоставимо с разрешающей способностью микроскопа. Поэтому дальнейшая работа программы была ограничена семью шагами.

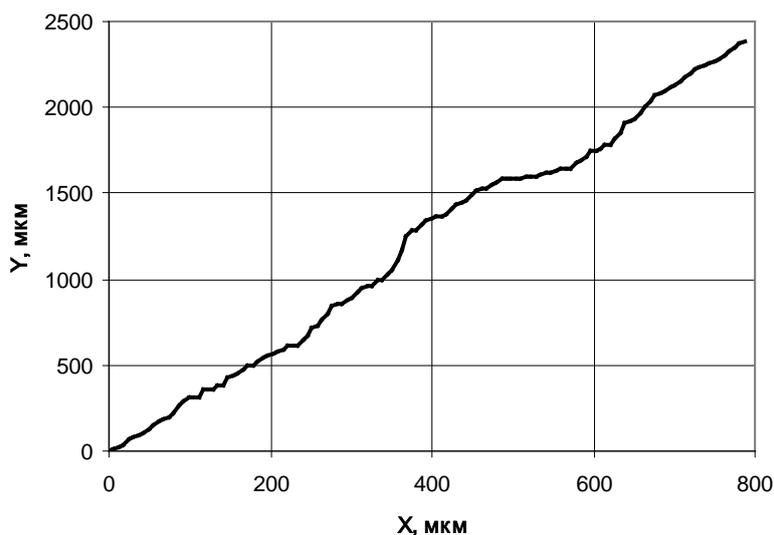


Рис. 8.4. Траектория трещины гранита, полученная в результате реализации модели

Таким образом, реализация данной программы позволяет получить множество различных вариантов распределения трещин. Выбор окончательной картины трещиноватости может осуществляться двумя путями – сравнением с реальной картиной трещин, зафиксированной на фотографии, или усреднением множества реализаций, т. е. координат трещин.

8.3. Имитационное моделирование процесса бурения

До настоящего времени единой физической теории процессов разрушения горных пород под буровым инструментом не создано. Это обусловлено как многообразием способов бурения, так и множеством независимых случайных факторов, определяющих параметры данного процесса. Однако накоплен богатый опыт реализации конкретных способов бурения в различных горно-геологических условиях. На этой основе получено большое число статистических (корреляционных) взаимосвязей между свойствами пород, техническими и технологическими параметрами процессов. Это создает хорошие предпосылки для использования методов имитационного моделирования. При этом построение модели должно опираться на общезначимые закономерности (теории) процессов бурения.

Рассмотрим процедуру построения такой модели на примере ударно-поворотного (перфораторного) бурения (см. раздел 2.1). Здесь процесс бурения определяется двумя механизмами: разрушением по-

род единичным ударом за счет выкола (образование борозды) и сколом образующихся секторов в серии последующих ударов инструмента при его повороте. Производительность (скорость) бурения определяется величиной заглубления бурового инструмента при единичном ударе.

Разрушение горных пород механическим инструментом всегда связано с его внедрением в поверхность породы. При этом, как показано Л. А. Шрейнером, процесс можно представить как вдавливание плоского штампа в полубесконечное тело (упругое или упруго-пластичное полупространство). За счет действующей нагрузки под штампом образуется область объемного сжатия, называемая ядром уплотнения. Плодотворная идея об образовании и роли ядра уплотнения в процессе разрушения горных пород была высказана И. А. Остроушко. В соответствии с разработанной им теорией при ударном бурении разрушение горной породы под буровым инструментом носит циклически затухающий характер (рис. 8.5 и 8.6). Каждый цикл включает следующие этапы разрушения.

На *первом этапе* под действием осевой нагрузки возникает упругий прогиб породы под инструментом. На *втором этапе*, когда напряжения достигают предела упругости, в породе происходят необратимые изменения, заключающиеся в следующем. В площадках под углом 45° касательные напряжения достигают максимума и образуется система трещин в направлениях AO , BO и AC , BD . Трещины смыкаются в точке O и выходят на свободную поверхность к точкам M и N (см. рис. 8.5, а).

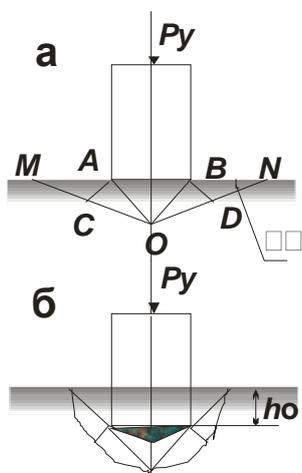


Рис. 8.5. Схема разрушения породы под штампом

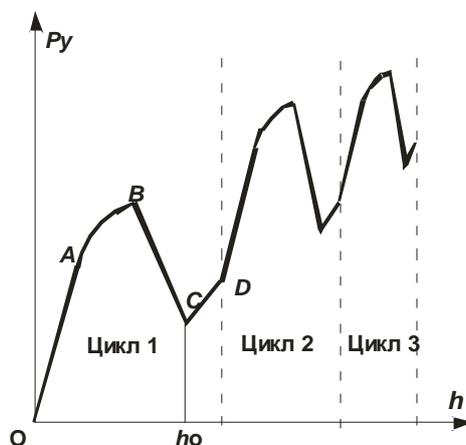


Рис. 8.6. Циклический характер разрушения горной породы

На *третьем этапе* под инструментом образуется ограниченное трещинами ядро уплотнения в объеме конуса AOB . Горные породы в ядре находятся в условиях объемного сжатия. Расширяясь под действием нагрузки, ядро уплотнения выталкивает породу по трещинам в объеме MON . После этого ядро мгновенно разгружается, и объемное напряженное состояние переходит в одноосное. Запасенная в ядре уплотнения упругая энергия расходуется на разрушение и переизмельчение породы в объеме AOB . Нагрузка резко падает, и инструмент заглубляется в породу на глубину h_0 . При этом под инструментом в основании конуса разрушения остается переизмельченная порода. На *четвертом этапе* при движении инструмента происходит уплотнение разрушенной породы под штампом, что сопровождается возрастанием усилия P_{γ} . При этом уплотненная порода служит дополнительным рабочим телом, передающим нагрузку на окружающий массив. Затем цикл разрушения повторяется, но уже при большем осевом усилии, поскольку расходуется дополнительная энергия на уплотнение разрушенной породы под штампом и преодоление сил трения боковой поверхности штампа о породу. Число циклов разрушения зависит от величины осевого усилия и свойств горных пород. При этом от цикла к циклу сопротивление внедрению инструмента увеличивается, а объем разрушения, как и величина деформации, уменьшается (см. рис. 8.6).

Следует отметить, что данная теория может дать количественное описание процесса только для первого цикла нагружения. Как отмечал сам автор теории (И. А. Остроушко), объемы разрушения в последующих циклах по мере углубления инструмента в массив уменьшаются и не имеют правильных геометрических форм, оконтуриваясь сложными поверхностями, которые зависят от свойств и реального строения горных пород и во многом носят случайный характер. Однако сопоставление результатов только по первому циклу уже дает ценную информацию об эффективности бурения в данных горно-геологических условиях.

Базой модели служат прочностные и упругие свойства разрушаемых пород, а также характеристики техники и технологии бурения. Количественной оценкой разрушения пород под буровым инструментом является их контактная прочность. Поскольку при составлении модели ставится задача получения относительной оценки эффективности бурения, возможно принятие следующих допущений. Геометрические параметры рабочего инструмента остаются неизменными.

Разрушение породы происходит при достижении напряжениями контактной прочности породы. Деформации соответствуют (пропорциональны) экспериментальным значениям, полученным при прямом нагружении образцов на прессе.

На *первом этапе* упругий прогиб породы под инструментом определится законом Гука: $\varepsilon = \sigma/E$, который выполняется до достижения напряжениями предела упругости $\sigma = P_y$ при вдавливании бурового инструмента (контактной прочности). С большой долей уверенности можно принять равенство отношений прочности к пределу упругости породы при сжатии и тех же величин контактной прочности: $\sigma_y/\sigma = P_y/P_k$.

Контактная прочность определяется как разрушающая нагрузка, отнесенная к площади штампа. Применительно к бурению площадь давления определится произведением ширины площадки затупления Δ и длины лезвия инструмента (клина). Последнее можно сопоставить с диаметром шпуров d . По данным Э. О. Миндели [137], ширина площадки затупления (мм) зависит от коэффициента крепости f буримых пород:

$$\Delta = 4,9 - 0,15 f. \quad (8.41)$$

Приняв деформацию как отношение прогиба к величине площадки затупления, получим:

$$h_y = (P_y/E) \Delta. \quad (8.42)$$

Развитие необратимых деформаций породы под штампом (*второй этап*) сопровождается ростом напряжений от P_y до P_k и определяется развитием пластической деформации за счет образующихся трещин. Данный механизм количественно оценивается модулем пластичности $E_{пл}$. Тогда

$$h_{пл} = (P_k - P_y) \Delta/E_{пл}. \quad (8.43)$$

Заглубление инструмента на величину h_0 , сопровождающееся спадом нагрузки (*третий этап*), определится геометрией образуя-

щегося конуса MON (см. рис. 8.5). Его глубина h определится углом наклона площадок α с наибольшими касательными напряжениями:

$$h = (\Delta/2) \operatorname{tg} \alpha. \quad (8.44)$$

В соответствии с теорией прочности Мора, $\alpha = 45^\circ$, тогда $h = \Delta/2$. Величина раствора конуса разрушения $MN = D$ определится углом φ , который также зависит от свойств пород: $D = 2h/\operatorname{tg} \varphi$. Буровой инструмент заглубляется в породу на величину h_0 до соприкосновения с образующими конуса MON . Тогда из геометрических соображений $h_0 = (\Delta/2) k/(1 + k)$, где $k = D/\Delta$. Однако величину $MN = D$ невозможно определить аналитически. Более того, исследования распределения напряжений под штампом показали, что ядро уплотнения имеет не коническую, а сферическую форму. Тогда площадки с максимальными касательными напряжениями под углом $\alpha = 45^\circ$ проходят через зону объемного сжатия, и разрушить горную породу не могут.

Распределение давления по плоскости контакта плоского основания цилиндрического штампа с горной породой не является равномерным и зависит от расстояния x от оси штампа:

$$\sigma(x) = \frac{P}{2\pi a\sqrt{a^2 - x^2}}. \quad (8.45)$$

Отсюда следует, что на оси штампа (при $x = 0$) давление будет наименьшим: $\sigma(x = 0) = P/2\pi a^2$. На контуре контакта (при $x = a$) давление становится бесконечно большим: $\sigma(x = a) \rightarrow \infty$. Вследствие перенапряжений породы по контуру контакта образуются эллипсоидные зоны разрушения, от которых ответвляется система вертикальных трещин. Они ограничивают цилиндрическую область, в которой горные породы находятся в условиях объемного сжатия, т. е. образуют ядро уплотнения.

Работа цилиндрического ядра уплотнения рассмотрена Ю. И. Протасовым [177]. Уравнение энергетического баланса для выкола породы:

$$\frac{k \sigma_p V}{E} = \frac{2v^2 P_y^3 \eta}{3A d^2 E(1-2v) \sigma_0}, \quad (8.46)$$

где k – коэффициент, учитывающий отличие реальной породы от идеально упругой (может быть принят как коэффициент пластичности); V – общий объем разрушения единичным ударом; v – коэффициент Пуассона; d – диаметр шпура; σ_0 – прочность горной породы в условиях объемного сжатия; η – коэффициент полезного действия процесса разрушения, т. е. доля энергии, непосредственно расходуемой на разрушение породы, в общей энергии, передаваемой на инструмент.

Для идеально упругой породы: $\eta = 2v^2/[3(1-2v)]$. В реальных условиях КПД процесса редко превышает 10-15 %.

Линейный размер ядра уплотнения определится выражением

$$h = \frac{Q v \eta}{k \sigma_p d^2}, \quad (8.47)$$

где Q – энергия удара.

Установленные выше соотношения позволяют разработать математическую модель процесса. Для удобства анализа целесообразно давать ее графическую интерпретацию. На вход модели подаются установленные в опыте свойства горной породы, законы их распределения, а также технические характеристики бурового станка и технологические параметры.

Свойства горных пород: прочность, предел упругости, модули упругости и пластичности, контактная прочность, коэффициент Пуассона.

Технологические параметры: энергия удара, КПД процесса, диаметр шпуров, коэффициент, учитывающий отличие реальной породы от идеально упругой.

В качестве варьируемых (разыгрываемых) параметров модели принимаются свойства горных пород с известными параметрами их распределения. Особую роль играет коэффициент k в уравнениях (8.46) и (8.47). В общем случае он может рассматриваться как коэффициент условий бурения, учитывающий множество случайных независимых факторов, влияющих на процесс бурения. Его величина может определяться результатами опытного бурения в данных горно-геологических условиях и генерироваться с учетом естественной ва-

риации результатов бурения в реальных условиях. На рис. 8.7 показан пример реализации имитационной модели.

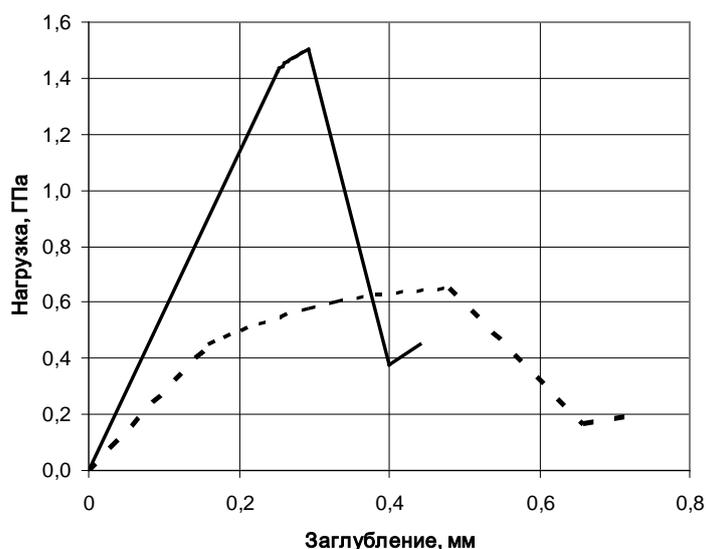


Рис. 8.7. Пример реализации компьютерной модели бурения

На графиках показаны результаты усреднения 50 итераций модели бурения шпуров диаметром 42 мм перфоратором ПП-63 в условиях Североуральских бокситовых месторождений.

Таблица 8.1

Компьютерная распечатка входных данных модели бурения

ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ:

<i>Свойства горных пород</i>	Порфирит	Известняк
Контактная прочность, ГПа	1,5	0,65
Предел упругости, ГПа	1,42	0,45
Модуль упругости, ГПа	15	10
Модуль пластичности, ГПа	14,3	6,7
Прочность при сжатии, МПа	150	90
Прочность при растяжении, МПа	17	11
Коэффициент Пуассона	0,3	0,3
<i>Параметры бурения</i>		
Энергия удара, Дж	63	
КПД процесса	0,15	
Диаметр шпуров, м	0,042	
Коэффициент условий бурения	1	
<i>Вычисляемые параметры</i>		
Площадка затупления, мм	2,65	3,55
Размер ядра уплотнения, мм	0,107	0,179
Заглубление (цикл), мм	0,440693	0,723604

Сплошной линией показаны результаты моделирования бурения порфирита с коэффициентом крепости $f = 15$; пунктиром – бурения известняка ($f = 9$).

На компьютерной распечатке модели (табл. 8.1) приведены исходные данные.

Указанная процедура моделирования может быть адаптирована к другим способам бурения, а также резания горных пород проходческими комбайнами. Результаты моделирования следует сопоставлять с реальными параметрами, полученными в горной технологии. Это создает основу для разработки методик расчета параметров технологических процессов в конкретных горно-геологических условиях.

9. ПРОГНОЗ И ПРОЕКТИРОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

9.1. Опытное бурение шпуров и скважин

Буровые работы – один из основных процессов горной технологии. Наибольший объем этих работ связан с буровзрывным способом разрушения горных пород. Кроме того, значительные объемы выполняются при бурении прогнозных скважин, шпуров для камуфлетного взрывания, создания разгрузочных щелей, разбурировании под анкера, обсадные трубы и др. В целом по горнорудной промышленности удельный вес бурения по объемам и стоимости достигает 50 % от общих затрат на горные работы. В этой связи большую актуальность приобретает задача повышения эффективности данного процесса.

В разделе 2.3 установлены критерии эффективности различных способов бурения. Результаты исследований, приведенные в третьей главе, показывают, что действие поверхностно-активных веществ существенно влияет на все свойства, формирующие критерии эффективности. Следовательно, можно ожидать, что использование ПАВ позволит значительно повысить производительность различных способов бурения.

При последовательном многократном действии бурового инструмента на горную породу образуется достаточно обширная зона трещиноватости (зона предразрушения), куда проникают активные растворы, ослабляя массив на значительную глубину. Поэтому нет необходимости в предварительном насыщении разрабатываемого массива растворами ПАВ, что связано с остановкой работ и весьма существенными трудовыми затратами. Достаточно лишь подавать активные компоненты на забой шпура или скважины вместе с промывочной жидкостью.

Для экспериментальной проверки этого выполнена серия экспериментов по моделированию процесса бурения [115]. Опытное бурение производилось на сверлильном станке со скоростью вращения исполнительного органа 450 об/мин. В качестве инструмента использовалось полое сверло с наружным диаметром 6,3 мм, армированное алмазной крошкой. Постоянное усилие на инструмент 50 Н создавалось грузом, подвешенным на тросе через блок к подающей шестерне. Образец породы (плитка толщиной 25 мм) устанавливался в

сосуде с раствором ПАВ на резиновую подкладку, что дает возможность точно фиксировать момент выхода сверла наружу. Емкость с образцом, в свою очередь, устанавливалась на пенопластовую пластину, которая уменьшает биение инструмента. Глубина внедрения сверла определялась по линейке, закрепленной на неподвижной части станка. Время бурения фиксировалось по секундомеру через каждые 5 мм внедрения сверла. В частности, при бурении порфирита получены следующие результаты:

- В воде $(8,7 \pm 1,6) \cdot 10^{-5}$ м/с; Квар = 23 %;
- В растворе $AlCl_3$ $(11,6 \pm 2,8) \cdot 10^{-5}$ м/с; Квар = 30 %.

Для оценки эффективности бурения шпуров с промывкой растворами ПАВ проведена серия промышленных испытаний в условиях шахт Североуральских бокситовых рудников (СУБР) и Горловского региона Донбасса. Сводные результаты приведены в табл. 9.1.

Таблица 9.1

**Показатели опытного бурения шпуров и скважин
в горных породах СУБР и Донбасса**

Номер забоя	Горная порода, ПАВ	Коэффициент крепости f	Скорость бурения V_b , мм/с		$V_{b(ПАВ)}/V_{b(0)}$
			H_2O	ПАВ	
1	Порфирит, $AlCl_3 - 0,01$ %	9	$7,0 \pm 0,3$	$8,1 \pm 0,3$	1,21
2	Порфирит, $AlCl_3 - 0,001$ %	14	$3,7 \pm 0,4$	$5,5 \pm 0,4$	1,53
3	Порфирит, $AlCl_3 - 0,001$ %	14	$3,3 \pm 0,4$	$5,0 \pm 0,7$	1,53
5	Известняк, $MgCl_2 - 0,1$ %	7	$15,7 \pm 1,0$	$20,0 \pm 2,8$	1,27
6	Известняк, $MgCl_2 - 0,1$ %	13	$4,1 \pm 0,3$	$5,1 \pm 0,4$	1,29
7	Песчаник, $MgCl_2 - 0,1$ %	18	$5,7 \pm 0,4$	$6,1 \pm 0,3$	1,27
8	Песчаник, $MgCl_2 - 0,1$ %	12	$8,4 \pm 0,3$	$9,9 \pm 0,3$	1,25
9	Песчаник, $MgCl_2 - 0,1$ %	11	$10,0 \pm 0,6$	$12,2 \pm 0,6$	1,25

При производстве опытного бурения определялось изменение скорости бурения по интервалам. Во всех случаях отмечено, что по мере заглубления шпуров скорость бурения нелинейно уменьшается (рис. 9.1), что связано с выходом шпуров в зону опорного давления выработки и ухудшением условий бурения.

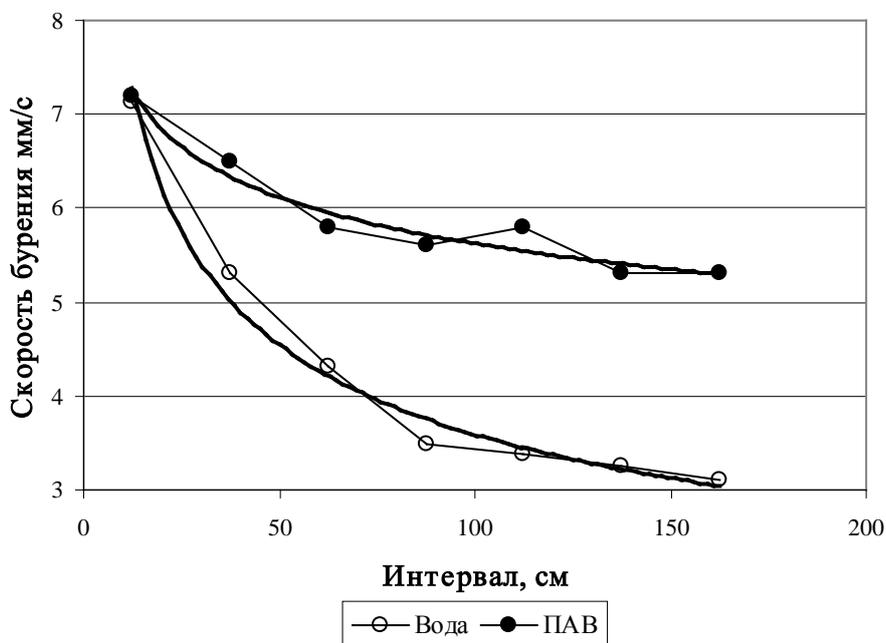


Рис. 9.1. Изменение скорости бурения по мере заглубления шпуров

Сопоставление изменения скорости бурения с промывкой водой и раствором ПАВ (рис. 9.1) позволило установить следующее. Зависимость скорости бурения от глубины шпуров L описывается степенной функцией вида:

$$V_{\text{б}} = a L^{-m}. \quad (9.1)$$

При традиционном способе бурения (с промывкой водой) $a = 17,2$; $m = 0,34$. Коэффициент достоверности аппроксимации $R^2 = 0,98$. Падение скорости бурения с промывкой раствором ПАВ значительно медленнее: $a = 9,8$; $m = 0,12$; коэффициент достоверности аппроксимации $R^2 = 0,98$.

Поскольку условия бурения были заведомо одинаковыми, снижение скорости бурения может быть обусловлено только повышением прочности пород по мере удаления от контура выработки. Это свя-

зано с распределением напряжений в приконтурном массиве, т. е. с выходом шпуров в зону опорного давления. Тогда становится очевидным тот факт, что с ростом прочности пород эффективность использования поверхностно-активных веществ при бурении повышается. На рис. 9.2 приведен график относительного роста скорости бурения с использованием ПАВ по мере заглубления инструмента.

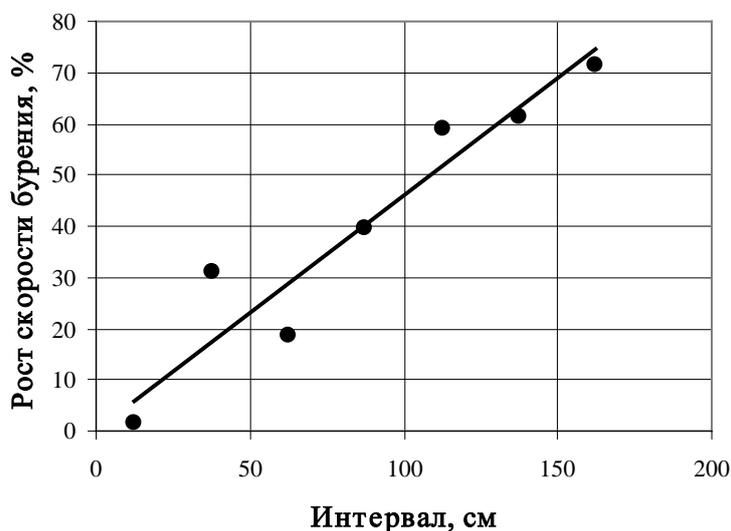


Рис. 9.2. Относительный рост скорости бурения шпуров при использовании ПАВ

Уравнение связи:

$$d = \frac{V_{\text{б(ПАВ)}} - V_{\text{б(0)}}}{V_{\text{б(0)}}} \cdot 100\% = k L. \quad (9.2)$$

Для данных условий (см. рис. 9.2) $k = 0,46$. Коэффициент корреляции $r = 0,95$ свидетельствует о статистически надежной линейной зависимости относительного роста скорости бурения с промывкой растворами ПАВ от глубины шпуров. Такая же тенденция прослеживается для всех опытных забоев. При этом угловой коэффициент изменяется в интервале $k = 0,3 - 0,6$, что связано с особенностями распределения напряжений в приконтурном массиве, обусловленных различием в свойствах массива, глубиной заложения выработок и их размерами.

Следующей задачей исследований является установление закономерностей изменения скорости бурения в зависимости от свойств буримых пород и технологических параметров процесса. В главе 2 представлены результаты анализа, позволившие установить набор свойств пород, определяющих эффективность бурения.

Для этого из опытного забоя отбирались пробы и методом «прозвучивания» определялись динамический модуль упругости E_d и коэффициент Пуассона ν . Затем путем анализа временных рядов контактной прочности P_k (см. раздел 3.2) выбирались эффективные растворы ПАВ в их оптимальной концентрации. Для каждой горной породы в естественном состоянии и обработанной выбранным раствором ПАВ, определялся комплекс свойств горных пород. Значения свойств, формирующих критерий эффективности бурения (см. раздел 2.3), приведены в табл. 9.2. Здесь условия бурения (номера забоев) соответствуют данным табл. 9.1

Таблица 9.2

Свойства горных пород опытных забоев

Номер забоя	E_d , ГПа	ν	$\sigma_{сж}$, МПа		$E_{ст}$, ГПа		P_k , ГПа		k_H	
			вода	ПАВ	вода	ПАВ	вода	ПАВ	вода	ПАВ
1	31,2	0,40	91	63	5,7	3,7	1,34	0,78	1,49	2,48
2	22,3	0,42	137	60	7,0	4,7	1,60	0,93	0,73	1,25
3	32,7	0,375	143	67	6,5	4,2	2,09	1,22	0,34	2,26
5	48,3	0,42	70	44	22,0	14,0	0,55	0,22	0,40	0,82
6	52,2	0,36	135	90	25,0	14,0	1,53	1,22	0,36	0,91
7	42,1	0,36	180	112	25,4	18,0	1,21	0,77	0,22	0,45
8	39,2	0,36	121	92	20,0	12,0	0,82	0,52	0,32	0,76
9	48,9	0,33	111	72	12,0	8,0	0,69	0,44	1,03	1,70

Результаты физического и математического моделирования, а также данные опытного бурения позволили окончательно установить критерий эффективности перфораторного бурения:

$$K_6 = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E_d (1 + \nu)}{k_H} \left[\frac{nQ}{d^2 P_k^2} \right]^2 \right\}, \quad (9.3)$$

где n , Q – частота и энергия ударов при перфораторном бурении.

Здесь $q_i = 10^6$ – множитель, полученный из условия нормирования критерия эффективности в интервал значений от 0 до 10. Взаимосвязь значений критерия эффективности с полученными результатами шахтных экспериментов представлена на рис. 9.3.

На графике отмечается четкая линейная зависимость:

$$V_6 = 1,6 K_6 \quad (9.4)$$

с коэффициентом корреляции $r = 0,88$. Коэффициент вариации $K_{\text{вар}}$ опытных значений скорости бурения от полученных по уравнению (9.4) составляет 25,7 %. Такая погрешность соответствует вариации свойств горных пород в единичных определениях. Это позволяет считать найденное уравнение (9.4) вполне приемлемым для практического прогноза эффективности использования поверхностно-активных веществ в процессах бурения.

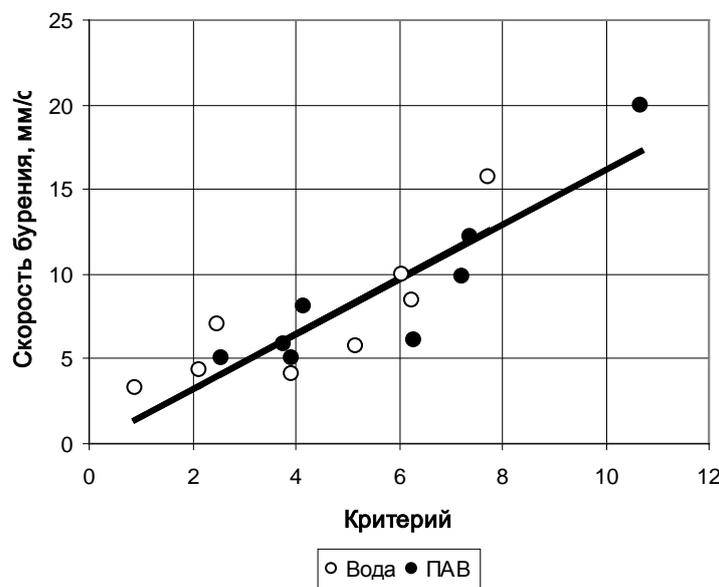


Рис. 9.3. Взаимосвязь скорости бурения шпуров и критерия эффективности

Следует отметить, что высокая эффективность бурения с использованием в качестве промывочной жидкости растворов ПАВ обусловлена не только (и даже не столько) ослаблением самой поверхности забоя шпура или скважины, сколько общей системой взаимодействия горной породы, поверхностно-активной среды и бурового инструмента. Так, если рассматривать одиночный удар при одномоментной подаче раствора на поверхность породы, то, в силу малого времени воздействия ПАВ, указанный выше эффект получить невозможно. Об этом свидетельствует, в частности, характер временных рядов контактной прочности (раздел 3.2). Однако при многократном последовательном действии бурового инструмента на горную породу образуется достаточно обширная зона трещиноватости, куда прони-

кают активные растворы, ослабляя буримый массив на значительную глубину. Последнее обстоятельство и является решающим.

Аналогичные исследования проведены для оценки влияния ПАВ на износ и затупление бурового инструмента [115]. Лабораторные исследования показали, что действие ПАВ значительно снижает абразивность горных пород Z. В частности для порфиритов величина Z в поверхностно-активной среде уменьшается в среднем в 1,5 раза. Это приводит к увеличению критерия (2.118) в 1,22 раза.

Для проверки данного расчета в этих же горных породах проведен шахтный эксперимент. Бурение шпуров производилось тремя коронками КТ-40 с промывкой водой и тремя – с промывкой 0,001 % раствором $AlCl_3$. Полученные результаты приведены в табл. 9.3.

Таблица 9.3

Износ бурового инструмента при перфораторном бурении

Промывка	Масса коронки, г		Потеря массы, г
	до бурения	после бурения	
Водой	468,43	466,77	1,66
	465,67	463,99	1,68
	470,00	466,73	1,70
Раствором $AlCl_3$	469,54	468,33	1,21
	462,70	461,48	1,22
	463,52	462,32	1,20

Средняя потеря массы бурового инструмента при бурении с промывкой водой составляет 1,63 г, или 210 мг/м в расчете на 1 м шпура. Эти же значения при промывке раствором ПАВ составляют 1,21 г и 151 мг/м. Следовательно, потеря массы коронок при использовании ПАВ уменьшилась в 1,4 раза. Отсюда относительное изменение величины линейного износа инструмента $\Delta_0/\Delta_{ПАВ} = (m_0/m_{пав})^{1/2}$, что для условий данного бурения составит 1,18. Теоретический же расчет дает снижение линейного износа за счет ПАВ в 1,22 раза.

При выводе формул критериев эффективности бурения с точки зрения выхода пыли (см. раздел 2.3) учитывалось, что использование ПАВ снижает интенсивность процесса образования пыли и способствует выпадению ее из шахтной атмосферы. Теоретические расчеты показывают, что для порфиритов величина критерия (2.123) за счет действия ПАВ возрастает в 2,1 раза. Промышленное бурение шпуров в этих же породах показало следующие результаты (табл. 9.4).

Запыленность атмосферы при перфораторном бурении порфирита

Промывка	Номер фильтра	Масса фильтра, мг		Запыленность C , мг/м ³
		до бурения	после бурения	
Водой	38	52,1	65,4	13,3
	39	54,0	66,3	12,3
	40	55,5	66,8	11,3
Раствором ПАВ	41	53,2	59,1	5,9
	42	54,6	60,7	6,1
	43	55,2	61,8	6,0

Среднее значение запыленности рудничной атмосферы при бурении шпуров с промывкой водой составляет 12,3 мг/м³. При бурении с промывкой раствором ПАВ запыленность снизилась до 6,0 мг/м³, т. е. в 2,05 раза. Это достаточно точно соответствует теоретическому расчету по критерию эффективности.

Таким образом, проведенные исследования позволяют определять свойства горных пород с учетом фрактальных характеристик их трещинной структуры, оценивать их изменение в поверхностно-активной среде и вычислять соответствующие критерии (раздел 2.3). Это является основой прогноза эффективности процессов бурения с точки зрения повышения производительности, уменьшения износа бурового инструмента и снижения выхода пыли.

9.2. Прогноз буримости горных пород на основе имитационного моделирования процесса

Полученные критерии эффективности бурения с точки зрения производительности процесса, износа инструмента и выхода пыли помимо технологических параметров включают свойства горных пород. Полученные в предыдущих разделах оценки получены по средним значениям свойств, измеренных на пробах пород, извлеченных из опытных забоев. Однако каждый из полученных показателей имеет естественную вариацию значений. Обобщение имеющихся данных по свойствам горных пород Урала обуславливает следующие результаты (табл. 9.5) [115].

Естественная вариация свойств горных пород

Показатели свойств	Граница изменчивости в пределах слоя	Относительная ширина интервала, %	Коэффициент вариации единичных измерений, %
Объемная масса, г/см ³	2,2-3,2	36	3,5
Пористость, %	0,3-36	200	17
Скорость упругой волны, км/с	1,2-6,5	140	8
Модуль упругости, ГПа	3-85	190	19
Прочность при растяжении, МПа	0,8-32	190	27
Прочность при сжатии, МПа	12-227	180	27
Дробимость, см ³	1,0-18	180	32
Абразивность, мг	1-104	200	45
Контактная прочность, МПа	160-3900	180	16

В этой связи каждый из критериев эффективности следует рассматривать как единый комплексный показатель горной породы, характеризующий ту или иную сторону процесса бурения. В таком процессе в зависимости от сочетания различных случайных факторов природа сама реализует одну из бесконечного множества вероятных возможностей. Поэтому достоверную информацию о закономерностях явления можно получить лишь статистическими методами при достаточно большом объеме испытаний. В теории инженерного эксперимента хорошо известно, что надежность (точность) полученных результатов пропорциональна квадрату числа анализируемых экспериментов (n^2). Следовательно, для повышения точности результатов анализа в 10 раз нужно увеличить число (объем) экспериментов в 100 раз. В реальных условиях – задача непосильная. Однако при современных быстродействующих ЭВМ с использованием метода Монте-Карло такая задача решается весьма просто и быстро. При этом главным условием является адекватность математической модели реальному процессу. Это обеспечивается надежным установлением закономерностей протекания процесса и сопоставлением результатов функционирования модели характеристикам процесса в реальных условиях для конкретной горной породы.

Базой модели служат установленные соотношения для критерия эффективности (9.3) и скорости бурения (9.4). Принимая технологические параметры бурения n , Q , d постоянными, в модели генерируются характеристики буримых пород. На вход модели подаются

установленные в опыте средние значения свойств a и параметры их распределения (S , α , β). При оценке скорости бурения по формуле (9.3) необходимо учитывать установленную погрешность взаимосвязи – $K_{\text{вар}} = 25,7 \% = 0,257$:

$$X_n = \left(\sum_{i=1}^{12} r_i - 6 \right) 0,257 K_6 + K_6. \quad (9.5)$$

На основании этого составлена компьютерная модель имитационного моделирования. В качестве примера ниже приведены результаты реализации модели для условий бурения в забое №3 шахты «Ново-Кальинская» с промывкой раствором ПАВ (см. табл. 9.1). На рис. 9.4 представлена гистограмма распределения значений скорости бурения по результатам 100 итераций программы. Для количественной оценки распределения программа автоматически вычисляет наиболее значимые статистические характеристики результатов имитационного моделирования:

Объем выборки	100
Среднее арифметическое, мм/с	5,79
Доверительный интервал, мм/с	0,29
Среднее квадратическое отклонение, мм/с	1,49
Коэффициент вариации, %	25,7
Медиана, мм/с	5,57
Асимметрия	1,10
Экссесс	2,70

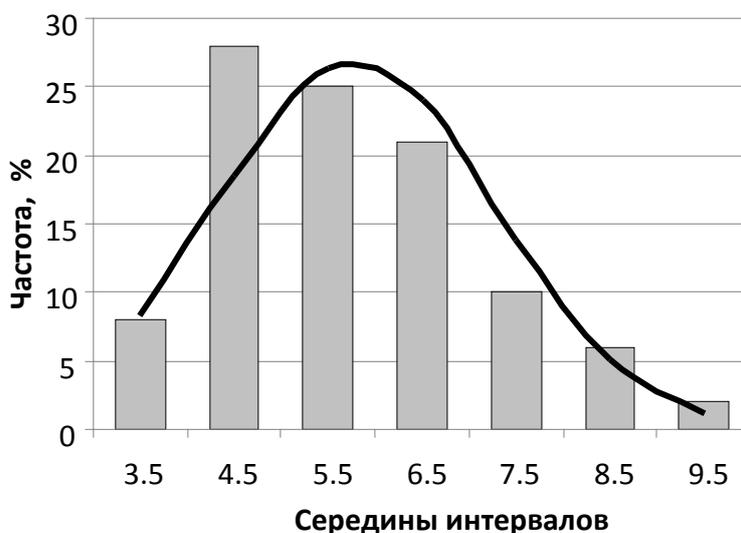


Рис. 9.4. Гистограмма и теоретическая кривая распределения скорости бурения

Анализ статистических характеристик показывает следующее. Средняя скорость бурения $(5,79 + 0,29)$ мм/с соответствует результатам, полученным в опыте. Проверка гипотезы о нормальном распределении признака дала положительный результат. Наблюдаемое значение $\chi^2 = 7,14$ не превышает критического значения $\chi^2_{кр} = 9,49$. Однако на гистограмме распределения видно, что имеется явно выраженная правая асимметрия. Это подтверждается величиной коэффициента $A = 1,10 > 0$.

Таким образом, разработанная процедура имитационного моделирования позволяет осуществлять прогноз эффективности использования ПАВ в процессе бурения и оценивать его погрешность. Указанный подход реализован также при разработке имитационной модели прогноза критериев эффективности процесса бурения с точки зрения износа бурового инструмента и выхода пыли.

Полученные критерии эффективности бурения с точки зрения производительности процесса, износа инструмента и выхода пыли помимо технологических параметров включают свойства горных пород. При этом возникает следующая проблема. Каждый из определяемых в лабораторных условиях показателей свойств имеет вполне приемлемую точность ($K_{вар} = 10 - 20 \%$). Однако при их перемножении в формуле критерия относительные погрешности суммируются, и при одновременном использовании четырех-пяти показателей результат прогноза вообще может стать неопределенным. Для разрешения данной ситуации предлагается следующий подход.

Каждый из критериев эффективности следует рассматривать как единый комплексный показатель горной породы, характеризующий ту или иную сторону процесса бурения. Для критерия эффективности (9.3) такой комплексный показатель включает комбинацию плотности пород ρ , динамического модуля упругости E_d , коэффициента Пуассона ν , контактной прочности P_k и коэффициента неоднородности пород k_n :

$$G = \ln \left\{ q_i \frac{\rho E_d (1 + \nu)}{k_n P_k^2} \right\}. \quad (9.6)$$

Розыгрыш в разработанной модели комплексного показателя свойств при величине нормирующего показателя $q_i = 10^7$ показал его устойчивость и наличие нормального распределения (рис. 9.5).

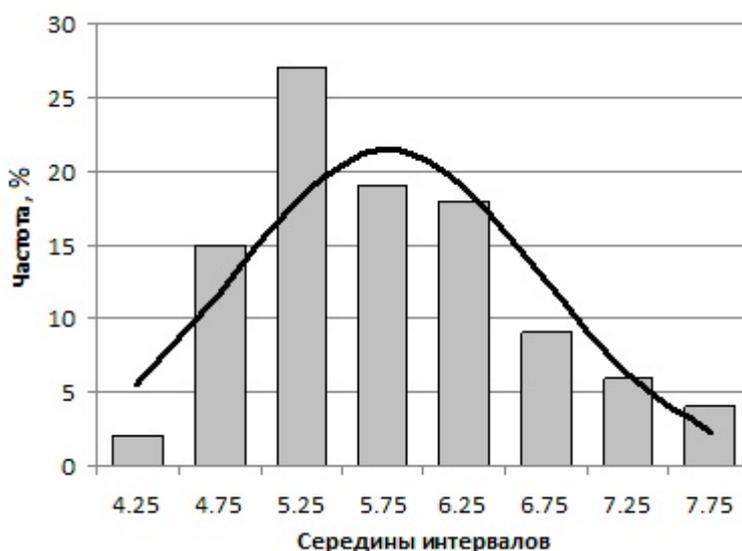


Рис. 9.5. Распределение величины комплексного показателя свойств горных пород

Статистические характеристики распределения: среднее арифметическое – 5,78; коэффициент вариации – 16,1 %; $\chi^2 = 10,0$ ($\chi^2_{кр} = 11,07$).

Следует отметить, что определение всего комплекса свойств пород, входящих в данный показатель, - процедура весьма трудоемкая, связанная с отбором проб, их доставкой и исследованиями в достаточно оснащенной лаборатории. Для упрощенной процедуры оценки данных показателей требуется выполнить корреляционный анализ и найти взаимосвязь между ними. Для анализа принято уравнение:

$$G = \frac{\rho E_d (1 + \nu)}{k_n} = f(P_k). \quad (9.7)$$

Выбор в качестве критерия показателя контактной прочности P_k обусловлен тем, что его величина обязательно определяется при выборе эффективных растворов ПАВ в их оптимальной концентрации (см. раздел 3.2), т. е. она известна. Кроме того, данный показатель не сложно определить в забойных условиях (например, с помощью прибора МГД).

Для определения параметров уравнения (9.7) использована ранее разработанная имитационная модель, где на каждом уровне кон-

тактной прочности генерировались и усреднялись по 100 значений каждого из входящих в формулу показателей. В результате корреляционного анализа получена зависимость (рис. 9.6), которая описывается уравнением регрессии:

$$G = a P_k^n = 18 \cdot 10^3 P_k^2. \quad (9.8)$$

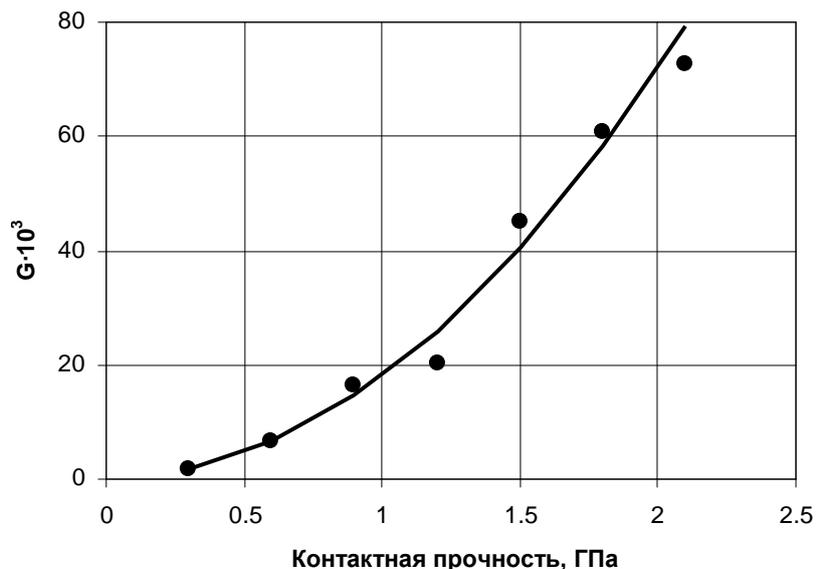


Рис. 9.6. Зависимость комплексного показателя свойств от величины контактной прочности горных пород

При розыгрыше данного уравнения его параметры варьировали в интервалах: $a = (17 - 19) \cdot 10^3$ и $n = 1,9 - 2,1$. Средний коэффициент вариации результатов генерации от полученной кривой $K_{\text{вар}} = 13,2 \%$, что вполне приемлемо для практических расчетов.

Таким образом, результаты имитационного моделирования подтверждают достоверность предложенной модели прогноза буримости горных пород по полученному критерию эффективности (9.3) и дают возможность учесть природную изменчивость характеристик горных пород.

9.3. Прогноз эффективности отбойки горных пород невзрывчатыми разрушающими составами (НРС)

Технология добычи каменных блоков с применением невзрывчатых разрушающих средств (НРС) основана на образовании трещин отрыва по строчке шпуров, оконтуривающих блок. Энергия расширяющихся НРС расходуется на совершение работы по зарождению трещины на боковой поверхности шпура и ее развитие (прораствание) на половину межшпурового расстояния. Уравнение энергетического баланса процесса можно записать в виде [159]:

$$P_p(\delta_{\max}/2 + \Delta) = U + \gamma_S S_p, \quad (9.9)$$

где P_p – сила, нормальная к поверхности разрыва; δ_{\max} – перемещение, вызванное максимальной деформацией растяжения; Δ – перемещение, вызванное раскрытием трещины разрыва; U – потенциальная энергия деформации массива от воздействия внешних сил; γ_S – удельная поверхностная энергия горной породы; S_p – площадь поверхности разрыва.

Таким образом, процессы зарождения и развития трещин определяются величиной давления расширяющихся НРС и свойствами горной породы. Эффективным средством активизации данных процессов могут служить поверхностно-активные вещества (ПАВ), действие которых основано на адсорбционном понижении поверхностной энергии тел (эффект Ребиндера) [186]. Нашими исследованиями установлено, что при нагружении горных пород в поверхностно-активной среде концентрация трещин и их удельная поверхность увеличиваются почти в 4 раза, а степень нарушенности – более чем в 6 раз (см. главу 5). Причем анализ распределения трещин по размерам показывает, что это обусловлено как развитием существовавших в породе нарушений, так и зарождением новых микротрещин.

В правой части уравнения энергетического баланса (9.9) первое слагаемое характеризует энергию, затраченную на зарождение трещины. Данный механизм можно представить следующим образом. В соответствии с кинетической концепцией прочности, энергия активации процесса разрушения ($U(\sigma) = U_0 - \gamma\sigma$) определяется начальной энергией активации U_0 , т. е. энергией выхода атомов из узла кристаллической решетки (потенциальный барьер), действующим напряжением σ и активационным объемом γ . Член $\gamma\sigma$ выражает ту работу, ко-

тору в разрушении тела выполняет внешняя сила (остальную часть работы, т.е. $U_0 - \gamma\sigma$ производят термические флуктуации энергии) [71].

Молекулы поверхностно-активных веществ, в силу их высокой адсорбционной способности, проникают даже в самые плотные межзеренные контакты, а часто и по плоскостям ослабления кристаллических зерен горной породы. Взаимодействуя с поверхностью, они уменьшают величину потенциального барьера, препятствующего движению и размножению дислокаций [236]. Это резко активизирует вышеописанный процесс, что существенно (в несколько раз) увеличивает активационный объем γ . Вследствие этого в присутствии ПАВ облегчается процесс накопления нарушений и объединения их в микротрещины. Расчеты показывают, что действие ПАВ (применительно к изученным породам) приводит к возрастанию величины активационного объема в 3-4 раза (см. гл. 6). Следовательно, в такой же пропорции следует ожидать снижения потенциального барьера, определяющего механизм зарождения трещин.

Второе слагаемое $\gamma_S S_p$ уравнения энергетического баланса (9.9) отражает работу по росту уже имеющейся трещины. Здесь особенно заметна положительная роль поверхностно-активных веществ. В соответствии с эффектом Ребиндера [186] поверхность образующихся в горной породе трещин адсорбирует молекулы ПАВ, связывая их дипольным (физическая адсорбция) или обменным (хемосорбция) взаимодействием. Процесс адсорбции осуществляется за счет уменьшения поверхностной энергии γ_S горной породы. Уже одно это (в соответствии с критерием Гриффитса) приводит к снижению прочности пород. Кроме того, применение ПАВ сопровождается и рядом других эффектов. Так, в результате взаимодействия активных молекул с горной породой на поверхности трещины образуется одномолекулярный адсорбционный слой. За счет понижения поверхностной энергии возникает движущая сила $P = \gamma_S^0 - \gamma_S^\Gamma$, где γ_S^0 – удельная поверхностная энергия исходной породы; γ_S^Γ – удельная энергия поверхности, покрытой адсорбционным слоем данной степени насыщения (Γ). Эта сила заставляет адсорбированные молекулы передвигаться (механизм двумерной миграции), покрывая всю доступную им поверхность трещины до тех пор, пока величина раскрытия в тупике трещины не будет меньше размеров молекулы. При этом мигрирующий адсорбционный слой создает давление, направленное в сторону дальнейшего развития трещины в глубь горной породы. Это давление способ-

ствуется облегчению деформации и разрушения горной породы. Помимо этого, внешняя поверхность одномолекулярного адсорбционного слоя связывает дипольным взаимодействием переходные (сольватные) слои жидкости, позволяя ей проникать в такие мельчайшие трещины, куда без помощи ПАВ вода проникнуть не может (в силу капиллярного взаимодействия с берегами трещины). Вода как практически несжимаемое тело, заполняя трещины, оказывает расклинивающее действие при давлении на породу расширяющихся НРС. Попадая на контакты минеральных зерен породы, активный раствор играет роль смазки, уменьшая межзеренное сцепление. Кроме того, относительная диэлектрическая проницаемость воды $\epsilon = 81$, следовательно, во столько раз уменьшается сила взаимодействия зарядов в воде. Поэтому, проникая в самое устье трещины, раствор ПАВ экранирует взаимодействие ионов горной породы, уменьшая ее трещиностойкость.

Таким образом, совокупность указанных эффектов способна существенно облегчить процессы зарождения и развития трещин, особенно при медленно нарастающем давлении расширяющихся НРС.

Помимо приведенных выше относительных оценок представляет интерес прямой расчет параметров шпуровой отбойки и оценка влияния на их величину предлагаемых поверхностно-активных веществ. А. И. Косолаповым [159] на основе решения известной задачи Ламе для толстостенного цилиндра, подвергнутого равномерному внутреннему давлению, получено выражение для определения расстояния между соседними шпурами при отбойке блочного камня с помощью НРС:

$$L_{\text{мин}} = 2r \sqrt{2(1+\nu) \frac{P}{\sigma_p}}, \quad (9.10)$$

где r – радиус шпуров; P – давление, создаваемое расширяющимися НРС при затвердевании; ν – коэффициент Пуассона; σ_p – прочность при растяжении горной породы.

Во многом неопределенной (в силу нестабильности свойств НРС) величиной в данной формуле является давление в шпуре P . Практика показывает, что через 20÷24 часа с момента начала затвердевания НРС давление в шпуре достигает 50 МПа и более. Физико-

химические процессы, происходящие при гидратации и затвердевании НРС, приводят к тому, что объем материала увеличивается на 12÷15 %. Тогда очевидно, что развиваемое при этом давление будет зависеть лишь от реакции отпора горной породы и, следовательно, не может служить независимой характеристикой НРС. Действительно при упругом отпоре породы по образующей шпура давление может достигать величин $\sigma = (0,12 \div 0,15)E$, что сопоставимо с теоретической прочностью горных пород при объемном сжатии. В таких условиях предельное давление НРС будет ограничено величиной, достаточной для образования и развития трещины до ближайшей свободной поверхности, т. е. до стенки соседнего шпура.

В этой связи величина P зависит как от состава НРС, так и от свойств породного массива и нуждается в экспериментальном определении. Однако для относительной оценки можно принять величину давления НРС неизменной, тогда из формулы (9.10) следует, что $L_{\text{шп}} \sim 1/(\sigma_p^{1/2})$. Результаты исследований, приведенные в главе 7, позволяют вычислить прочность пород по фрактальным характеристикам их трещинной структуры. Непосредственные эксперименты показывают, что для мраморизованных известняков при их обработке раствором MgCl_2 -0,1 % прочность на разрыв уменьшается в 1,7 раза, т. е. с $\sigma_p = 17,0$ МПа до $\sigma_p = 10,0$ МПа. Тогда безотносительно к условиям реального массива и применяемого НРС расчет дает возможное увеличение расстояния в строчке шпуров $L_{\text{шп}}$ с 0,20 до 0,28 м.

9.4. Прогноз эффективности дробления горных пород взрывом

9.4.1. Вероятностный характер разрушения горных пород взрывом

Трещинная структура горных пород является фрактальным объектом и в этом качестве обладает свойством самоподобия. В этой связи закономерности фрактальных характеристик трещин, установленные на микроуровне в образцах, будут справедливы и на макроуровне (в породном массиве) с учетом иерархичности структур.

Наиболее распространенным способом разрушения пород в горной практике являются буровзрывные работы. Массивы горных пород являются чрезвычайно неоднородными телами, что обусловлено их блочным строением, наличием макро- и микротрещиноватости.

Обобщенно роль таких неоднородностей в процессе разрушения можно представить следующим образом.

Границу блока или трещину можно рассматривать как элемент свободной поверхности (линию разрыва), на которой волна сжатия, отражаясь, трансформируется в волну растяжения. При достаточной мощности волны это, в свою очередь, приводит к образованию новых трещин отрыва. Интерференция прямых и отраженных волн существенно усложняет картину распределения напряжений в горной породе. Микротрещины играют роль концентраторов напряжений. Причем интенсивность растягивающих напряжений в устье трещины возрастает с увеличением скорости деформирования. Это связано с уменьшением времени на реализацию и развитие пластических деформаций, и, как следствие, в горной породе не происходит заметной релаксации напряжений.

В работе [229] академик Е. И. Шемякин выделяет зоны макро- и микротрещиноватости. Причем зона микротрещиноватости перекрывает (в 2 раза) зону макротрещин. Вследствие этого утверждается, что радиус действия взрыва много больше того, что обычно учитывают на практике. Более того, микротрещины за пределами зоны дробления образуют зону предразрушения. Указывается на практическую важность изучения закономерностей образования данной зоны, поскольку ее наличие облегчает разрушение горных пород при последующих взрывах, в частности при короткозамедленном взрывании. Таким образом, Е. И. Шемякин вводит новое понятие «зоны предразрушения» при взрывной отбойке (по аналогии наличия такой зоны при ударном бурении).

При анализе результатов взрыва с термокинетических и термодинамических позиций авторы работы [132] отмечают важное обстоятельство. Помимо поверхности образовавшихся при взрыве кусков внутри них также образуются новые поверхности неслившихся трещин, на что тратится немалая энергия взрыва. Для учета этого предлагается использовать предложенный С. Н. Журковым концентрационный критерий в виде:

$$K = \sqrt[3]{\frac{1}{\sum n_i l_i}}, \quad (9.11)$$

где n_i – концентрация в единице объема неслившихся трещин длиной l_i .

Величина критерия используется авторами как количественная оценка качества дробления горных пород взрывом. Причем такие трещины остаются внутри кусков разрушенной породы.

Исследованиями Г. М. Крюкова [100] установлено, что поле напряжений от взрыва заряда ВВ с ошибкой не более 5 % можно рассматривать как квазистатическое. Тогда для оценки концентрационного критерия можно использовать результаты исследований трещиноватости пород, изложенные в данной работе. Расчеты показывают, что для эффузивных пород Североуральских бокситовых месторождений значение концентрационного критерия K составляет 0,0087.

В работе [23] рассмотрена физическая модель развития и объединения трещин. Приняты следующие допущения:

1. Развитие трещины рассматривается как результат разрушения материала между последовательно и случайно расположенными дефектами. Результат объединения n дефектов назван цепочкой.

2. Имеется два состояния цепочки – активное, образующее цепочку из $n \neq 1$ нарушений, и неактивное, когда развивающаяся трещина встречается с другой трещиной, что можно интерпретировать как образование куска.

Вероятность затухания роста трещины (недостаток энергии за время dt или отсутствие смежного дефекта) опишется уравнением

$$P = 1 - K\gamma dt, \quad (9.12)$$

где K – константа горной породы; γ – концентрация микротрещин на единице длины.

Объединяя все возможные вероятности роста и остановки трещины, авторы получили выражение для размера зоны трещиноватости при разрушении горных пород:

$$R(t) = b \left[1 + \frac{K\gamma}{\lambda} (1 - e^{-\lambda t}) \right], \quad (9.13)$$

где b – среднее расстояние между трещинами; λ – параметр распределения.

Если среднее время трещинообразования в данном процессе обозначить T , то $\lambda = 1/T$ будет иметь смысл и размерность частоты.

При t , равном полному времени образования зоны разрушения, можно полагать, что выражение $\exp(-\lambda t) \ll 1$. Поэтому в пределе

$$R = b \left(1 + \frac{K\gamma}{\lambda} \right) \quad (9.14)$$

можно рассматривать как средний размер куска.

Для конкретной горной породы и неизменных условий взрыва можно рассматривать выражение в скобках как константу. Тогда средний размер куска при взрывном дроблении пород будет пропорциональным среднему расстоянию между микротрещинами, которое можно определить по формуле

$$b = \sqrt{\frac{a^2}{n}}, \quad (9.15)$$

где a – размер кубического образца, м; n – общее число трещин на рабочей поверхности.

В соответствии с теорией трещин Гриффитса, разрушение тела определяется ростом единственной «магистральной» трещины, имеющей критический для данных напряжений размер. Однако при взрыве или ударе в горную породу практически мгновенно вносится настолько большая порция энергии, что трещина начинает сразу достаточно большое число трещин. Все неоднородности в разрушаемом массиве, которые способны дать начало развитию трещин, принято называть «активируемыми нарушениями».

В. Н. Мосинец [139] предложил оценивать разрушающие напряжения при взрыве трещиноватой среды следующим выражением:

$$[\sigma] = \sigma_p - C\sqrt{kA}, \quad (9.16)$$

где σ_p – прочность однородной бездефектной породы; C – эмпирический коэффициент (константа материала); k – коэффициент неоднородности, пропорциональный концентрации микротрещин в горной породе; A – удельная работа деформирования единицы объема породы.

Коэффициент k предлагается оценивать по отношению энергии деформирования трещиноватой породы A_1 к энергии деформации идеально однородной породы A_0 в виде:

$$k = \frac{1}{3} \left(\frac{A_1}{A_0} - 1 \right). \quad (9.17)$$

В простейшем случае можно принять $A = \sigma_p^2 / 2E$, тогда уравнение (9.16) преобразуется к виду:

$$[\sigma] = \sigma_p \left(1 - C \sqrt{\frac{k}{2E}} \right). \quad (9.18)$$

Таким образом, важнейшей задачей прогнозирования и управления качеством дробления горных пород является установление связи закономерностей распределения трещин в исходном массиве с параметрами распределения кусков разрушенной породы при различных параметрах БВР.

Критерий разрушения Гриффитса можно записать в виде:

$$\sigma_p \sqrt{l} = K; \quad (9.19)$$

$$K = \sqrt{\frac{2E e_s}{\pi}}, \quad (9.20)$$

где l – полудлина трещины; e_s – удельная поверхностная энергия тела.

При условии, что число трещин в горной породе велико и они распределены независимо и случайно, плотность распределения трещин по размерам можно описать уравнением Коши [50]:

$$F(l) = \exp \left\{ - \left(\frac{l}{U} \right)^{-\alpha} \right\}, \quad (9.21)$$

где U и α - параметры распределения.

Тогда вероятность разрушения горной породы можно определить уравнением

$$P(\sigma) = 1 - \exp\left\{-\left(\frac{K^2}{\sigma U}\right)^{-\alpha}\right\}. \quad (9.22)$$

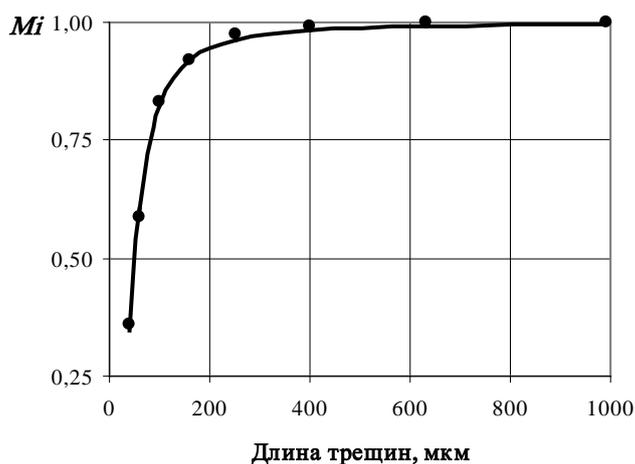


Рис. 9.7. Распределение трещин в горной породе

Статистическая обработка результатов экспериментов, описанных в четвертой главе, позволила установить параметры распределения трещин в соответствии с уравнением Коши (9.22) для изученных горных пород. В качестве примера график распределения трещин для эффузивных пород Североуральских месторождений приведен на рис. 9.7.

Найденные параметры распределения U и α позволяют использовать уравнение (9.22) для оценки вероятности разрушения горной породы при данном напряжении σ . На рис. 9.8 представлены графики уравнения (9.22) для порфирита в исходном состоянии и обработанного раствором ПАВ ($\text{AlCl}_3 - 0,001\%$). Учитывая процесс объединения трещин, можно полагать, что разрушение горной породы заведомо произойдет при вероятности этого события $P(\sigma) = 0,5$. Анализ графиков на рис. 9.8 показывает, что для исходного порфирита для этого необходимо напряжение на фронте взрывной волны порядка 450 МПа. Для порфирита в ПАВ при том же напряжении эта вероятность превышает $P(\sigma) = 0,9$.

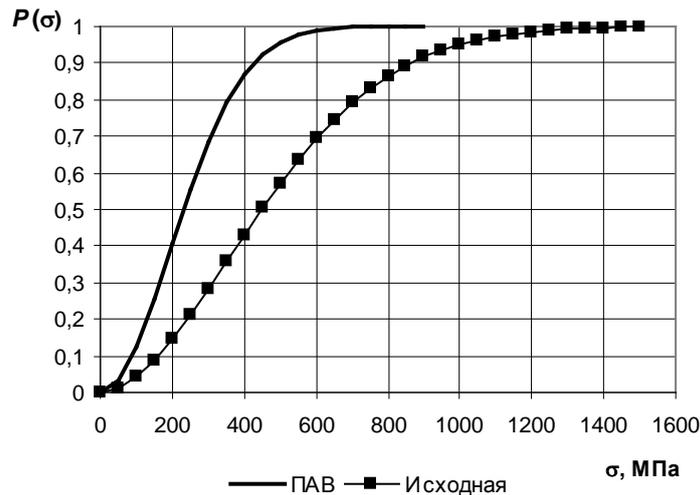


Рис. 9.8. Вероятность разрушения горной породы при данном напряжении

Уравнение (9.22) представляет собой распределение Вейбулла. Его использование предполагает изучение распределения трещин в горной породе. Однако в силу трудоемкости таких исследований и необходимости использования специально оснащенной лаборатории, использование такого подхода на практике весьма затруднительно. Тогда если параметры распределения трещин по длине U и α неизвестны, то удобнее использовать распределение Вейбулла в виде:

$$P(\sigma) = 1 - \exp \left\{ - \left(\frac{\sigma - \sigma_m}{\sigma_0} \right)^{1/B} \right\}, \quad (9.23)$$

где σ_m – крайняя левая граница распределения прочности; может быть принята как прочность массива с учетом коэффициента его структурного ослабления; σ_0 – масштабный параметр, соответствующий прочности бездефектной горной породы (породы без трещин); B – коэффициент неоднородности горной породы.

Величина B пропорциональна концентрации в породе активируемых нарушений и может быть определена по характеристикам гранулометрического состава разрушенной (ударом или взрывом) горной породы.

9.4.2. Критерии эффективности

Установленные в разделе 2.3 критерии эффективности дробления горных пород ударом и взрывом определяются комплексом механических свойств горных пород. Выполненные исследования (см. главу 3) показывают, что действие поверхностно-активных веществ существенно изменяет все характеристики пород, входящие в формулы критериев. Использование этих критериев позволяет количественно оценить эффективность использования ПАВ в процессах разрушения горных пород взрывом.

В формулу критерия эффективности разрушения горных пород взрывом (2.106) введен нормирующий множитель q_i :

$$K_{др} = \ln \left(q_i \left\{ \frac{k_H M_T E_D \mu \rho_{ВВ} W_{ВВ} r^2 L}{[\sigma] \rho d^2} \right\} \right). \quad (9.24)$$

Его величина выбирается так, чтобы для любых горных пород и условий взрывания величина критерия эффективности изменялась в интервале от 0 до 10. Это позволяет использовать критерий $K_{др}$ в качестве классификационного признака. Рассмотрим условия взрывания изученных пород при проходке подземных выработок СУБРа. Тип применяемого ВВ – детонит М с характеристиками: $\rho_{ВВ} = 1100$ кг/м³; $W_{ВВ} = 4963$ кДж/кг. Параметры БВР: $d = 0,042$ м; $L = 1,75$ м; $\mu = 0,07$. Для этих условий $q_i = 5 \cdot 10^{-4}$.

Важнейшей характеристикой взрыва является пробивное расстояние или ЛНС. В общем случае величина ЛНС соответствует удвоенному радиусу влияния шпура (скважины) $W = 2r$. Выделим в формуле (9.24) комплексный показатель свойств пород, определяющих их взрываемость:

$$C = \frac{[\sigma_p^2 + 2(1 + \nu) \cdot \tau_{сдв}^2]}{k_H E_D}. \quad (9.25)$$

Преобразуем уравнение критерия к виду:

$$K_{др} = \ln \left\{ q_i \frac{M_T \mu \rho_{ВВ} W_{ВВ} L}{d^2 C} \right\} + \ln r^2 = X_W + \ln r^2. \quad (9.26)$$

Обозначив первое слагаемое правой части уравнения за X_W , выразим величину ЛНС:

$$W = 2r = 2\sqrt{\exp(K_{др} - X_W)}. \quad (9.27)$$

Другой важной характеристикой буровзрывных работ является удельный расход ВВ: $q_{ВВ} = Q/V$. Количество одновременно взрываемого ВВ:

$$Q = m_{зар}N = \rho_{ВВ}(\pi d^2 / 4LK_3)N, \quad (9.28)$$

где $m_{зар}$ – масса единичного заряда ВВ;

N – число шпуров (скважин);

$K_3 = l_{зар}/L$ – коэффициент заряжания.

Объем разрушаемой взрывом горной породы:

$$V = r^2\eta LN, \quad (9.29)$$

где η – коэффициент использования шпуров (КИШ).

Принимая $\rho_{ВВ}$, K_3 и η постоянными для данных условий взрывания, из уравнений (9.28) и (9.29) получим:

$$q_{ВВ} = \frac{Q}{V} \approx \left(\frac{d}{r}\right)^2. \quad (9.30)$$

Из уравнения (9.24) следует:

$$\ln\left(\frac{r^2}{d^2}\right) = K_{др} - \ln\left\{q_i \frac{M_T \mu \rho_{ВВ} W_{ВВ} L}{C}\right\}. \quad (9.31)$$

Удельный расход ВВ $q_{ВВ}$, помимо свойств используемого ВВ и массива горных пород зависит от ряда факторов, определяющих условия взрывания: наличия свободных поверхностей, типа вруба, ступеней замедления и др. Поэтому формулы (9.30) и (9.31) показывают лишь тенденцию изменения удельного расхода ВВ в различных условиях. Эта тенденция может быть записана в виде:

$$Q_{ВВ} = \alpha \exp(K_{др}), \quad (9.32)$$

где α - коэффициент условий взрывания, учитывающий вышеприведенные факторы.

Выполненные исследования (см. главу 3) показывают, что действие ПАВ существенно изменяет все характеристики пород, входящие в формулы критериев. Наблюдается значительное снижение их прочности, небольшое увеличение угла внутреннего трения и динамического модуля упругости. Все это приводит к соответствующему изменению величины критерия эффективности дробления горных пород в меняющихся горно-геологических условиях. Так, для описанных выше условий ведения БВР при проходке выработок на СУБРе использование поверхностно-активных веществ приводит к изменению коэффициента эффективности от величины $K_{др} = 7,3$ до $K_{др} = 9,2$. Это в соответствии с формулами (9.27) и (9.32) приводит к увеличению пробивного расстояния (ЛНС) в 1,4 раза или к соответствующему снижению удельного расхода ВВ.

9.4.3. Оценка дробимости горных пород с учетом активизируемых взрывом нарушений

В соответствии со статистической концепцией разрушения горных пород взрывом, изучение их трещинной структуры позволяет непосредственно оценивать эффективные параметры БВР. Руководствуясь такой концепцией, В. А. Безматерных [21] установил, что гранулометрический состав продуктов дробления пород взрывом описывается двучленной функцией распределения:

$$F(x) = \omega_1 F_1(x) + \omega_2 F_2(x); \quad (9.33)$$
$$\omega_1 + \omega_2 = 1.$$

Физическая интерпретация данного распределения с позиций необратимости процесса разрушения (возрастания энтропии) позволила установить следующее. Функция $F_1(x) = 1 - \exp(-\gamma_1 x)$ описывает распределение кусков разрушенной породы по размерам x , образованных действием прямой взрывной волны. Вероятностная функция $F_2(x) = 1 - \exp[-\gamma_2/(x/2)]$ характеризует распределение кусков, образованных действием волны, отраженной от свободной поверхности. Множители ω_1 и ω_2 количественно определяют долю первого и второго механизмов при дроблении горных пород взрывом. Параметры

γ_1 и γ_2 пропорциональны плотности (на единицу длины) активируемых взрывом нарушений в горной породе, соответствующие данному механизму разрушения. Большой объем экспериментальных исследований, включая организацию массовых взрывов, показал работоспособность разработанной теории и достаточно точное соответствие реального гранулометрического состава расчетным значениям.

Однако распределение кусков по размерам есть результат сложного процесса взрывного разрушения горных пород. Поэтому однозначно определить заранее качество дробления невозможно. Можно предсказать результат единичного взрыва лишь с определенной долей вероятности, которая реализуется при большом числе испытаний. Нами [120] разработана процедура прогнозирования качества дробления горных пород с заданной степенью надежности. Функция надежности имеет вид: $f_n = 1 - \exp(-\lambda)$. Каждому уровню надежности соответствует определенное значение λ . Так, принятому в инженерной практике уровню надежности 95 % ($f_n = 0,95$) соответствует значение $\lambda = 3$. Для обеспечения требуемого максимального размера куска (негабарита) R_k с заданной надежностью λ расстояние между зарядами (ЛНС) должно составлять:

$$W = \sqrt{\frac{\gamma_l u_0}{2\lambda C_s} R_k r_0}, \quad (9.34)$$

где u_0 – массовая скорость на границе зарядной полости; C_s – скорость поперечной упругой волны в горной породе; r_0 – радиус заряда.

Концентрация активируемых взрывом нарушений зависит от общего количества дефектов (трещин) в горной породе, определяемого параметром γ_0 , и удельного расхода ВВ в виде:

$$\gamma_l = \gamma_0 q_{ВВ}^n. \quad (9.35)$$

Показатель n зависит от типа взрывной волны. От одиночного шпурового или скважинного заряда распространяется цилиндрическая волна напряжений. При совместном действии нескольких зарядов волны накладываются друг на друга и, выходя на свободную поверхность, трансформируются в плоскую волну. При достаточном числе шпуров или скважин в ряду их можно рассматривать как единый плоский заряд. Для такого плоского заряда $n = 1$, для цилиндрического – $n = 1/2$.

При взрывании аммонитом 6ЖВ с плотностью заряжения $\rho_{\text{ВВ}} = 1,05 \text{ т/м}^3$ ($D = 4800 \text{ м/с}$, $u_0 = 1210 \text{ м/с}$) шпурами диаметром $2r_0 = 0,042 \text{ м}$ число активируемых нарушений на единицу длины для рассматриваемой породы ($\rho = 2,68 \text{ т/м}^3$, $C_M = 5020 \text{ м/с}$, $C_S = 3500 \text{ м/с}$, $R = 0,5 \text{ м}$) составляет $\gamma_l = 0,64 \text{ см}^{-1}$, расстояние между зарядами $W = 0,2 \text{ м}$ (в исходном состоянии), $\gamma_l = 2,84 \text{ см}^{-1}$, $W = 0,41 \text{ м}$ (в ПАВ) для плоского заряда. Для цилиндрического заряда: $\gamma_l = 2,46 \text{ см}^{-1}$, $W = 0,39 \text{ м}$ (в исходном состоянии), $\gamma_l = 10,06 \text{ см}^{-1}$, $W = 0,78 \text{ м}$ (в ПАВ). Общая концентрация дефектов на единицу длины: $\gamma_0 = 182 \text{ см}^{-1}$ (в исходном состоянии), $\gamma_0 = 679 \text{ см}^{-1}$ (в ПАВ).

В связи со сложностью экспериментального изучения дробимости пород взрывом в настоящее время все шире используется аналогия взрывного и ударного дробления. При моделировании взрыва ударом в качестве эквивалента $q_{\text{ВВ}}$ может выступать энергия удара Q . Установлено [117], что аналогом соотношения (9.35) может служить выражение

$$\gamma_l = F(l_i) Q^n, \quad (9.36)$$

где $F(l_i)$ – некоторая функция распределения трещин в горной породе.

Исследование данной функции приведено в разделе 7.7. В общем случае можно принять:

$$F(l_i) = 3 - d_f, \quad (9.37)$$

где d_f – фрактальная кластерная размерность трещинной структуры горных пород, исследованная в разделе 6.5.

Для экспериментального подтверждения зависимости (9.36) проведена серия экспериментальных исследований на ударном копре [117]. В качестве объекта изучения приняты известняки Североуральских бокситовых месторождений. Корреляционный анализ результатов экспериментов показал, что зависимость γ_l от энергии удара описывается уравнением

$$\gamma_l = 0,56 Q^{1,109} \quad (9.38)$$

при индексе корреляции $R^2 = 0,93$. Величина показателя степени $n = 1,109$ достаточно близка к единице, что свидетельствует о соот-

ветствии условий разрушения пород ударом действием плоской волны напряжений при взрыве. Значение коэффициента 0,56 достаточно близко к полученной нами для туфов величине $F(l_i) = 3 - d_f = 3 - 2,483 = 0,52$. Однако для окончательного определения вида функции $F(l_i)$ требуются более масштабные экспериментальные исследования.

Таким образом, совокупность приведенных результатов позволяет прогнозировать взрываемость горных пород. Дальнейшее развитие исследований позволит конкретизировать расчетные методы проектирования параметров буровзрывных работ на основе оценки фрактальных характеристик трещинной структуры горных пород.

9. 5. Элементы технологии использования ПАВ в процессах буровзрывных работ

Для доставки активных растворов в породный массив разработана конструкция дозирующе-подающего устройства (ДПУ), которое при минимальных габаритах и массе позволяет создавать и контролировать заданную концентрацию ПАВ в растворе и автоматически поддерживать нужные параметры при работе бурильных машин и насосов [115]. Следует отметить еще одно немаловажное обстоятельство. Первые положительные результаты использования ПАВ в горной технологии получены при бурении шпуров и скважин с добавкой в промывочную жидкость нужного количества активного раствора. В этом случае раствор ПАВ подается непосредственно на забой скважины (шпура), и поэтому отсутствует необходимость в предварительном насыщении массива горных пород.

Установленные в разделе 3.5 закономерности насыщения горных пород активными растворами получены при прямом и длительном контакте ПАВ с породным массивом. Однако для реализации процесса нагнетания растворов требуется специальное оборудование и остановка работ в забое выработки, что не всегда технологически рационально.

Аналитические и экспериментальные исследования, включая опытно-промышленные (шахтные) испытания [115], свидетельствуют о высокой эффективности использования растворов ПАВ в качестве промывочной жидкости при бурении шпуров и скважин. Разумно предположить, что уже в ходе процесса бурения активные молекулы проникают в горные породы, тем самым оказывая свое положительное воздействие на них. Действительно, породный массив находится

в контакте с активным раствором в течение всего времени буровых работ (при бурении комплекта шпуров или скважин). Поэтому актуальной становится задача прогнозирования степени насыщения породного массива только за счет бурения с промывкой скважин активным раствором [122].

При любом способе бурения разрушение горных пород обусловлено действием сложного напряженного состояния, возникающего в массиве под буровым инструментом. На макроуровне можно принять, что разрушаемый породный массив представляет собой упругое, однородное и изотропное полупространство. Относительно малая площадь контакта бурового инструмента с породой позволяет рассматривать силовое воздействие как точечное. Тогда распределение напряжений и деформаций при действии сосредоточенной силы F , приложенной к поверхности линейно деформируемого массива, ограниченного свободной поверхностью и бесконечно простирающегося в других направлениях, соответствует известной задаче Буссинеска [115, 200]. Из решения этой задачи следует, что если через любую произвольную точку полупространства и точку приложения сосредоточенной нагрузки провести сферу диаметром d , то для всех точек этой сферы полные напряжения будут одинаковы:

$$\sigma_R = \frac{3}{2} \frac{F}{\pi d^2}. \quad (9.39)$$

Образование трещин в зоне предразрушения определяется растягивающими напряжениями. Тогда радиус влияния скважины (шпура) R будет соответствовать положению такой сферы, на поверхности которой действующие напряжения будут равны прочности горной породы при растяжении σ_p . Отсюда

$$R = \frac{d}{2} = \sqrt{\frac{6F}{\pi\sigma_p}}. \quad (9.40)$$

Точное решение задачи Буссинеска справедливо для идеально упругого полупространства, что не соответствует бурению реального массива. Однако для относительной оценки можно принять, что изменение радиуса влияния скважины обратно пропорционально величине $\sigma_p^{1/2}$. При этом следует учесть, что в реальном процессе бурения

действие разрушающего органа не соответствует схеме точечного приложения нагрузки. Л. А. Шрейнером [234] доказано, что действие бурового инструмента можно представить как процесс вдавливания плоского штампа в полубесконечное тело (упругое или упруго-пластичное полупространство). Распределение давления по плоскости контакта инструмента с горной породой не является равномерным и зависит от расстояния x от его центра:

$$\sigma(x) = \frac{P}{2\pi\sqrt{a^2 - x^2}}, \quad (9.41)$$

где P – осевое усилие на инструмент; a – радиус штампа (площадки затупления инструмента).

Отсюда следует, что на оси инструмента (при $x = 0$) давление будет наименьшим: $\sigma(x=0) = P/2\pi a^2$, а при $x = a$, т. е. на контуре контакта, давление становится бесконечно большим. Специальные исследования поляризационно-оптическими методами [200] показали, что по контуру контакта бурового инструмента с горной породой образуются эллипсовидные зоны разрушения, от которых ответвляется система трещин в направлении движения бура в глубь массива. Эти кольцевые трещины ограничивают зону ослабления, горные породы в которой разбиты сеткой трещин. Эту зону и называют зоной предразрушения. При циклически повторяющемся воздействии рабочего органа эта зона всегда образуется впереди продвигающегося бурового инструмента.

Развивая эти представления, Г. М. Крюков [110] теоретически и экспериментально установил, что при ударно-вращательном бурении вокруг внедряющегося в породу инструмента образуются две зоны трещиноватости с различной ориентацией трещин – в сторону свободной поверхности и в глубь массива. Причем с увеличением глубины внедрения инструмента h размер зоны трещиноватости R возрастает. В зависимости от геометрии бурового инструмента отношение R/h изменяется в пределах от 4 до 7.

Анализируя волновой характер распределения напряжений от ударного внедрения долота, Г. М. Крюков показал, что с погрешностью расчетов не более 5 % состояние породы за контуром шпура или скважины можно рассматривать как квазистатическое. То есть напряженно-деформированное состояние горных пород при бурении можно рассчитывать с помощью известных соотношений теории

упругости и пластичности. При этом за счет развития системы трещин, перпендикулярных поверхности дробления, горная порода вблизи скважины (шпура) будет находиться в условиях, близких к одноосному сжатию. Следовательно, с достаточной долей уверенности результаты моделирования развития трещин при статическом нагружении горных пород (см. главу 6) можно использовать для анализа процессов бурения.

Размеры зоны трещиноватости определяются силовыми характеристиками процесса бурения и в общем случае обратно пропорциональны прочности горных пород. При многократном последовательном воздействии инструмента на разрушаемый массив ядро уплотнения будет ограничено системой таких трещин и в результате примет конфигурацию, близкую к цилиндрической форме. Приняв такую форму ядра уплотнения, Ю. И. Протасов разработал систему аналитических оценок механизмов скола и выкола при бурении горных пород [177]. Из закона сохранения энергии им выведено общее уравнение энергетического баланса процесса бурения. Это уравнение позволяет определить величину отбиваемого объема породы в единичном цикле бурения:

$$V = \frac{2H^2 F}{3\sigma_p b \sigma_0 A_1 (1 - 2\nu)} \left(\frac{2\nu F}{H B} - k\sigma_p \right). \quad (9.42)$$

где ν - коэффициент Пуассона горной породы; A_1 и B - ширина и длина лезвия инструмента; σ_0 - прочность горной породы при всестороннем сжатии; может быть принята как $\sigma_0 = 0,1 E$; b - коэффициент формы объема V , величина которого зависит от конкретной схемы бурения и изменяется в интервале $b = 1 - 5$.

Очевидно, что при любом способе бурения его скорость v_6 будет пропорциональна величине V . При этом глубина внедрения инструмента в единичном акте бурения

$$h = \frac{F}{\sigma_0 d}, \quad (9.43)$$

где $d = B$ - диаметр шпура (скважины).

Из уравнения (9.42) следует, что разрушаемый объем горной породы нелинейно зависит от величины H . Тогда экстремум функции

при $dV/dH = 0$ будет соответствовать максимальному объему разрушения при оптимальном расстоянии до свободной поверхности:

$$H_{\text{опт}} = \frac{\nu F}{k\sigma_p B}. \quad (9.44)$$

Данную величину можно рассматривать как радиус R влияния шпура (скважины). Тогда, решая совместно последние два уравнения, можно получить:

$$R = 0,1h \frac{\nu E}{k\sigma_p}. \quad (9.45)$$

Принятая Ю. И. Протасовым теоретическая схема, послужившая основой вывода представленных уравнений, достаточно идеализирована. Однако эта теория основана на физически ясных соотношениях параметров разрушения и свойств горных пород, что дает возможность глубокого анализа физики процессов бурения. Количественные же соотношения можно вполне корректно использовать для относительных оценок характеристик бурения при изменении свойств горных пород.

Средством направленного изменения свойств горных пород, рассматриваемым в данной работе, являются поверхностно-активные вещества. Решение поставленной задачи, а именно оценка степени насыщения породного массива растворами ПАВ только в ходе бурения с активной промывочной жидкостью, требует рассмотрения двух сторон процесса – увеличения за счет ПАВ размеров зоны влияния шпура или скважины и определения степени проникновения активного раствора в образующиеся трещины.

Прогнозирование первого фактора основывается на приведенных выше соотношениях. В зависимости от принятой теоретической схемы и режимов бурения можно получить интервал возможных значений радиусов влияния скважины при бурении по традиционной технологии и с использованием ПАВ. В случае ударно-вращательного бурения усилие на инструмент F определяется соответствующей энергией Q , например энергией удара:

$$F = \sqrt{2Q E B}. \quad (9.46)$$

Тогда для реальных условий бурения станком НКР-100 расчет дает радиус влияния скважины 0,6 м.

Для определения эффективности действия ПАВ целесообразны относительные оценки. Поэтому, принимая все технические и технологические параметры бурения неизменными, из приведенных уравнений можно получить соотношения, зависящие только от свойств горных пород. Самую нижнюю оценку можно получить из решения задачи Буссинеска (9.40), из которого следует, что увеличение радиуса влияния скважины пропорционально $1/\sigma_p^{1/2}$.

Разрушаемый в единичном цикле бурения объем горной породы пропорционален произведению $V_p \sim hH_{\text{опт}}^2$. Эта величина, в свою очередь, прямо пропорциональна объему зоны предразрушения [234]. При бурении шпуров и скважин с промывкой растворами ПАВ меняются только свойства горных пород при неизменных параметрах процесса. Тогда радиус влияния шпура (скважины) можно принять пропорциональным корню кубическому этого объема, т. е. с учетом уравнений (9.43) – (9.45):

$$R \sim 1/\sigma_p^{2/3}. \quad (9.47)$$

Таким образом, по экспериментально найденному снижению прочности горных пород в ПАВ можно оценить увеличение радиуса влияния шпура (скважины). При этом следует учитывать, что разупрочнение горных пород определялось при полном насыщении образцов раствором. В процессе бурения воздействию ПАВ подвергается лишь какая-то часть горной породы в окрестности шпура. Поэтому данные оценки нуждаются в уточнении.

Косвенно увеличение радиуса влияния шпура (скважины) можно оценить по изменению скорости бурения с использованием в качестве промывочной жидкости растворов ПАВ. Действительно, линейная скорость бурения определится как $v_6 = h/t = hn$, где t – продолжительность единичного акта разрушения; n – частота ударов или вращения бурового инструмента. Учитывая, что $R \sim h$, можно принять радиус влияния шпура пропорциональным скорости бурения, тогда

$$R \sim \sqrt{v_6}. \quad (9.48)$$

Другая сторона рассматриваемого явления – проникновение активных растворов в развитую систему трещин зоны предразрушения. В соответствии с теорией эффекта Ребиндера механизм действия ПАВ в данном процессе можно представить следующим образом.

Молекулы ПАВ, адсорбируясь на поверхности трещин, понижают поверхностную энергию горной породы, что в соответствии с теорией Гриффитса приводит к уменьшению прочности пород. Причем главную роль здесь играют микротрещины, а образующиеся в забое шпура или скважины зияющие макротрещины служат лишь каналами, по которым активный раствор попадает к устьям микротрещин. Действительно, для чистой промывочной воды такие микротрещины играют роль капилляров, в которых образуется мениск, препятствующий дальнейшему проникновению воды в трещину. Молекулы же ПАВ проникают в такие трещины, ширина раскрытия которых сопоставима с размерами одной молекулы. При этом они как бы разрывают мениск и влечут за собой другие «сольватные» слои жидкости.

В результате заполненные раствором микротрещины производят расклинивающий эффект, под давлением бурового инструмента разрывая трещины. Кроме того, за счет разницы в поверхностной энергии вновь образующихся берегов трещины и поверхности, уже покрытой адсорбционным слоем, возникает движущая сила, которая заставляет молекулы ПАВ передвигаться по свежей поверхности до тупика трещины. При этом в тупике создается давление, способствующее дальнейшему развитию трещины. По данным П. А. Ребиндера [186], время адсорбции активных молекул по вновь образующейся поверхности развивающейся трещины составляет доли секунды, т. е. скорость адсорбции сопоставима со скоростью роста трещины. Это и определяет эффективность действия ПАВ в динамическом процессе бурения.

Следует отметить еще один важный эффект. Помимо адсорбционного понижения прочности в условиях циклического нагружения, характерного для процесса разрушения горных пород при бурении, большое значение имеет экранирующее значение раствора ПАВ. В разгрузочной части цикла (например, при обратном ходе инструмента) проникшие в микротрещины адсорбционные слои препятствуют смыканию и залечиванию таких трещин. Этот эффект особенно значим в режиме усталостного разрушения горных пород.

Важно отметить, что полученные оценки являются минимальными, надежно показывающими нижний порог насыщения породного

массива активным раствором. В реальных условиях можно ожидать большего эффекта. Это обусловлено следующими факторами. Выше приведены оценки для времени бурения единичной скважины. При бурении комплекта скважин это время увеличится пропорционально их числу. Тогда под действием горного давления за это время будет продолжаться процесс саморазвития трещин в породном массиве и связанная с ним третья стадия насыщения. Кроме того, благоприятным для обработки массива растворами ПАВ является взаимодействие скважин в комплекте: перекрытие их зон влияния, слияние трещин зон предразрушения и т. п.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Возможность существенного изменения под действием ПАВ прочностных, упругих, реологических и горно-технологических характеристик пород, сравнительно низкая стоимость ПАВ, минимум дополнительных затрат при их использовании и экологическая безопасность открывают широкие перспективы использования поверхностно-активных веществ в горной технологии. Наиболее проработанными являются следующие направления.

Бурение шпуров и скважин

Рассматривая процесс бурения как вдавливание в упругое полупространство плоского штампа, под которым образуется ядро уплотнения, анализируя теоретические соотношения для механизмов скола и выкола и основываясь на установленных закономерностях изменения свойств горных пород, зарождения и развития в них трещин под действием ПАВ, а также по результатам лабораторного моделирования процесса разработана система аналитических оценок эффективности использования поверхностно-активных веществ при бурении шпуров и скважин различными способами. Установлено, что повышение производительности бурения обусловлено не только (и даже не столько) уменьшением прочности и твердости пород под действием ПАВ, сколько общей системой взаимодействия горной породы, поверхностно-активной среды и разрушающего инструмента. При последовательном многократном действии инструмента на горную породу образуется достаточно обширная зона трещиноватости (зона предразрушения), куда проникают активные растворы, ослабляя массив на значительную глубину. Поэтому нет необходимости в предварительном насыщении разрабатываемого массива растворами ПАВ, что связано с остановкой работ и весьма существенными трудовыми затратами. Достаточно лишь подавать активные компоненты на забой шпура или скважины вместе с промывочной жидкостью.

В соответствии с разработанным и утвержденным «Временным руководством по организации процесса бурения с промывкой растворами ПАВ» проведена серия опытно-промышленных испытаний. В частности, осуществлено перфораторное бурение шпуров в девяти забоях горных выработок в различных породах и горно-геологических условиях Североуральских бокситовых месторождений и Горловского региона Донбасса. Разрабатываемый массив представлен эффузивными породами пироксен-плагиоклазового состава,

органогенными известняками и аркозовыми песчаниками с коэффициентом крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова от $f = 7$ до $f = 18$. Применяемые поверхностно-активные вещества: додецил-сульфат натрия (ДС), $AlCl_3$, $MgCl_2$ в концентрации соответственно 0,16 %; 0,001 % и 0,1 %. Во всех случаях использование ПАВ существенно (от 21 до 53 %) повышает чистую скорость бурения. При этом надежно установлено повышение эффективности использования ПАВ с увеличением крепости горных пород.

Важно отметить, что эффективность использования ПАВ не снижается даже при бурении вертикальных шпуров в подтопленной части ствола. Так, при бурении шпуров по песчаникам крепостью $f = 11$ в забое ствола 4 шахты им. Изотова (Донбасс) с использованием $MgCl_2 - 0,1$ % достигнуто среднее увеличение скорости бурения на 25 %. Максимальная эффективность использования ПАВ получена при бурении скважин станком НКР-100 с промывкой раствором $AlCl_3 - 0,001$ % по пироксен-плагиоклазовым порфиристам $f = 14$ (забой камеры кругового опрокида гор. –860 м шахты «Ново-Кальинская»). Скорость чистого бурения увеличилась на 53 %.

Уменьшение износа и затупления бурового инструмента

Традиционным способом снижения абразивного износа является смазка. Промывочная вода эту роль практически не выполняет, так как при больших давлениях на рабочий инструмент происходит ее отжатие, а при больших температурах – испарение. Использование в качестве промывочной жидкости растворов ПАВ значительно усиливает смазывающее действие из-за образования адсорбционных слоев молекул раствора, прочно связанных с поверхностью соприкасающихся тел. Добавка в воду поверхностно-активных веществ во всех случаях дает ожидаемый эффект, снижая абразивность различных пород от 15-20 % до 2 раз.

Опытно-промышленное бурение шпуров в порфиритах забоя вскрывающего квершлага гор. –800 м шахты 12-12 бис СУБРа (перфоратор ПР-30, буровые коронки КТ-40) показало, что использование в качестве промывочной жидкости 0,001 % раствора $AlCl_3$ снижает линейный износ коронок в среднем в 1,28 раза, что позволяет сократить расход бурового инструмента в 2,2 раза. Аналогичные исследования, выполненные применительно к шарошечному бурению скважин (Первоуральский динасовый карьер), свидетельствуют об увеличении стойкости долот при использовании ПАВ в среднем на 25 % (с 67 до 84 м). Следует подчеркнуть тот немаловажный факт, что если

периодичность замены рабочего инструмента оставить той же, что в традиционной технологии, то существенно возрастает при использовании ПАВ производительность процесса разрушения за счет работы более острым резцом или коронкой.

Борьба с пылью

Борьба с запыленностью шахтной атмосферы производится в двух направлениях – уменьшение образования пыли в ходе технологического процесса и подавление уже образовавшейся пыли. Реализация первого направления возможна путем направленного изменения свойств разрабатываемых пород под действием поверхностно-активных веществ. При механическом разрушении пород (бурение, резание) основное количество пыли образуется за счет работы ядра уплотнения, возникающего под рабочим инструментом. В условиях объемного сжатия в этом ядре концентрируется колоссальная энергия. После отбойки основного объема породы ядро мгновенно разгружается и объемное сжатие переходит в одноосное (или плоское) напряженное состояние. Запасенная упругая энергия и действующие в ядре напряжения значительно превышают энергоемкость разрушения и прочность породы на одноосное сжатие, вследствие чего объем ядра измельчается до тонкой пыли, а движение породоразрушающего инструмента способствует переизмельчению. Скорость пылеобразования пропорциональна величине площадки затупления рабочего инструмента, прочности и абразивности разрушаемых пород. Применение ПАВ снижает величину данных показателей, заметно пластифицируя горные породы, и создает более благоприятные условия работы разрушающего инструмента. Все эти факторы способны в 2-4 раза уменьшить пылеобразование при механическом разрушении пород.

С другой стороны, содержание пыли в шахтной атмосфере определяется не только количеством образующейся при разрушении пород мелкодисперсной фракции, но и качеством пылеподавления в процессе бурения за счет промывочной жидкости. Введение в эту жидкость активных веществ уменьшает поверхностное натяжение и угол краевого смачивания воды, что обеспечивает более интенсивное слипание частиц тонкой пыли и выпадение ее из атмосферы. Количественной оценкой этого эффекта может служить коэффициент интенсивности смачивания, равный отношению максимальной влагоемкости пород применительно к раствору ПАВ и воде. Для изученных горных пород Урала и Донбасса при использовании оптимальных ПАВ его величина изменяется от 1,15 до 1,5. Следовательно, в такой

же пропорции следует ожидать улучшение подавления уже образовавшейся пыли при применении поверхностно-активных веществ.

Для проверки работоспособности созданной на основе аналитических и лабораторных исследований методики прогнозирования эффективности ПАВ как средства пылеподавления проведена серия промышленных испытаний (Бокситстрой, СУБР, Горловскуглестрой) по перфораторному бурению шпуров в различных породах. Экспертиза осуществлялась службами военизированных горноспасательных частей (ВГСЧ) по утвержденной инструкции. Установлено, что бурение шпуров с использованием в качестве промывочной жидкости растворов ПАВ уменьшает запыленность шахтной атмосферы в 2,0 – 3,7 раза. Предварительный аналитический расчет дал близкие результаты – расхождение от 4 до 17 %.

Разрушение горных пород взрывом

При взрывном воздействии основным критерием разрушаемости горных пород является распределение в них микротрещин еще на стадии, предшествующей разрушению. Действие поверхностно-активных веществ приводит как к быстрому росту существующих в породе трещин, так и к зарождению новых. Это выражается в увеличении их трещиноватости и нарушенности в 3 и более раза. Нашими исследованиями установлена зависимость параметров взрывного разрушения от показателя дефектности горных пород, который может интерпретироваться как относительная концентрация в породе трещин размерами менее 2 мкм.

На основе изученных закономерностей распределения трещин в горных породах и полученных количественных соотношений установлено, что обработка разрушаемого массива оптимально подобранным раствором ПАВ позволяет не менее чем в 1,4 раза снизить удельный расход ВВ. Соответственно, в такой же пропорции возможно уменьшение числа шпуров или скважин на забой.

Общее повышение эффективности горной технологии

Применительно к подземному строительству особенностью горной технологии является ее циклический характер. При разрушении горных пород буровзрывным способом наиболее рациональна такая организация работ, при которой время цикла кратно продолжительности рабочей смены. В этом случае интенсификация (за счет применения ПАВ) процесса бурения шпуров требует изменения параметров всей технологической цепочки. В частности, сокращение времени бурения позволяет увеличить (в пределах возможного) глубину шпуров,

что, в свою очередь, повышает производительность погрузки породы, снижает относительное время вспомогательных и подготовительно-заключительных операций. Таким образом, взаимообусловленность горных процессов определяет кумулятивный эффект использования ПАВ, который состоит в том, что суммарная эффективность использования поверхностно-активных веществ в горной технологии превышает сумму увеличения эффективности отдельных процессов.

Для расчета этого эффекта разработана компьютерная программа, которая с помощью метода последовательных приближений дает оптимальные параметры всех процессов горной технологии с учетом применения в них поверхностно-активных веществ. Так, применительно к условиям проходки вскрывающего квершлага гор. –860 м шахты «Ново-Кальинская», увеличение скорости чистого бурения с 22 до 33 см/мин и снижение износа и затупления буровых коронок в 2,2 раза позволяет при том же времени цикла увеличить глубину шпуров с 1,75 до 2,30 м. При этом существенно меняются параметры взрывных работ, погрузки породы, анкерного крепления. В итоге скорость проходки квершлага (при оптимальной организации труда) увеличивается на 31 % и достигает 181 м/мес. Это позволяет на 23,3 % снизить прямые нормируемые затраты на проходку.

Затраты на приобретение и технологию использования поверхностно-активных веществ пренебрежимо малы. Их применение экологически безопасно, что подтверждено официальным заключением санитарно-эпидемиологической службы. Более того, снижение при использовании ПАВ запыленности шахтной атмосферы увеличивает безопасность и санитарно-гигиенические условия труда. Все вышеизложенное свидетельствует о перспективности использования поверхностно-активных веществ в горном производстве.

Библиографический список

1. Абрамзон А. А. Поверхностно-активные вещества: Свойства и применение. – Л.: Химия, 1981. – 304 с.
2. Абрамзон А. А., Зайченко Л. П., Файнгольд С. И. Поверхностно-активные вещества. Синтез, анализ, свойства, применение. – Л.: Химия, 1988. – 200 с.
3. Адсорбционное понижение прочности кристаллов щелочных галогенов / В. Ю. Траскин, Н. В. Перцов, З. Н. Скворцова и др. // ДАН СССР. – 1970. - Т. 191, № 4. – С. 876-879.
4. Акимов О. Е. Дискретная математика: логика, группы, графы, фракталы. – М.: Издатель АКИМОВА, 2005. - 656 с.
5. Александров А. П., Журков Н. С. Явление хрупкого разрыва. – М.: ГТТИИ, 1933. – 51 с.
6. Алексеев А. Д., Недодаев Н. В. Предельное состояние горных пород. – Киев: Наукова думка, 1982. – 200 с.
7. Алексеев А. Д., Чехова Г. Г. Влияние поверхностно-активных веществ на энергию разрушения горных пород // Разработка месторождений полезных ископаемых. Вып. 34. – М., 1973. – С. 54-56.
8. Арипов Э. А., Орел М. А., Аминов С. Н. Гидрофобные взаимодействия в бинарных растворах поверхностно-активных веществ. – Ташкент: ФАН, 1980. – 140 с.
9. Арнольд В. И. Теория катастроф (Синергетика: от прошлого к будущему). - М.: Едиториал УРСС, 2007. – 136 с.
10. Баклашов И. В., Геомеханика. Т.1. Основы геомеханики. – М.: Изд. МГГУ, 2004. – 208 с.
11. Баренблатт Г. И. Автомодельные явления – анализ размерностей и скейлинг: пер. с англ. Долгопрудный: Интеллект, 2009. – 216 с.
12. Барон Л. И. Горнотехнологическое породоведение. Предмет и способы исследований. - М.: Наука, 1977. – 324 с.
13. Барон Л. И., Глатман Л. Б. Износ инструмента при резании горных пород. – М.: Недра, 1969. – 168 с.
14. Барон Л. И., Глатман Л. Б. Контактная прочность горных пород. – М.: Недра, 1966. – 168 с.
15. Барон Л. И., Глатман Л. Б., Загорский С. Л. Разрушение горных пород проходческими комбайнами. – М.: Наука, 1968. – 151 с.
16. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. – М.: Изд. АН СССР, 1963. – 167 с.
17. Барон Л. И., Кузнецов А. В. Абразивность горных пород при добыче. – М.: Изд. АН СССР, 1961. – 168 с.
18. Барон Л. И., Личели Г. П. Трещиноватость горных пород при взрывной отбойке. – М.: Недра, 1966. – 136 с.
19. Бартенев Г. Н., Юдина И. В., Ребиндер П. А. К теории самопроизвольного диспергирования твердых тел // Коллоидный журнал. – 1958. - № 5. – Т. 20. – С. 655-664.

20. Баум Ф. А., Станюкович К. П., Шехтер Б. И. Физика взрыва. – М.: Физматгиз, 1959. – 792 с.
21. Безматерных В. А. Регулирование гранулометрического состава при взрывном разрушении горных пород на карьерах: дис. ... канд. техн. наук. – Свердловск, 1982. – 157 с.
22. Безматерных В. А., Симанов В. Г. Разрушение пластинок горных пород ударом // Изв. вузов. Горный журнал. - 1981. - № 11. – С. 82-87.
23. Безматерных В. А., Симанов В. Г. Симметрия и критерий дробимости осколков // Изв. вузов. Горный журнал. - 1978. - № 12. – С. 40-45.
24. Безматерных В. А., Симанов В. Г., Лещуков Н. Н. Процесс образования осколков при взрывном разрушении твердых горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. - 1978. - № 4. — С. 47-51.
25. Белаенко Ф. А. Исследование полей напряжений и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальном массиве // Вопросы теории разрушения горных пород действием взрыва. – М.: АН СССР, 1958. – С. 126-140.
26. Белаенко Ф. А., Булия Ю. Т. Исследование волн напряжений и процесса разрушения горных пород при взрыве // Буровзрывные работы в горной промышленности. – М.: Госгортехнадзор, 1962. – С. 411-425.
27. Беркович М. Г., Бухман Я. З. Промышленная пыль. – Свердловск: Сред.-Урал. кн. изд-во, 1960. – 315 с.
28. Берон А. И., Чирков С. Е. Исследование прочности горных пород в условиях трехосного неравномерного сжатия // Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского, 1969. – С. 33-38.
29. Берсенев Г. П. Управление качеством взрывного дробления горных пород на нерудных карьерах: дис. ... канд. техн. наук. – Свердловск, 1989. – 158 с.
30. Божокин С. В., Паршин Д. А. Фракталы и мультифракталы. – Ижевск, Регулярная и хаотическая динамика, 2001. - 128 с.
31. Бородич Ф. М. Энергия разрушения фрактальной трещины, распространяющейся в бетоне или горной породе // ДАН. - 1992. Т. 325, № 6. – С. 1138-1141.
32. Бриллюэн Л. Наука и теория информации. – М.: Физматгиз, 1960. – 392 с.
33. Васючков Ю. Ф. Дегазация угольного пласта с использованием физико-химической обработки. – М.: ЦНИЭИУголь, 1976. – 34 с.
34. Вестбрук Дж. Действие адсорбированной воды на пластическую деформацию неметаллических твердых тел // Чувствительность механических свойств к действию среды: избр. докл. на Междунар. симп. – М.: Мир, 1969. – С. 257-273.
35. Вествуд А., Прис К., Камдар М. Хрупкое разрушение в присутствии адсорбционно-активных жидких металлов // Чувствительность механических свойств к действию среды: избр. докл. на Междунар. симп. – М.: Мир, 1969. – С. 118-180.

36. Виноградов Ю. И. Управление гранулометрическим составом взорванной горной массы на карьерах строительных материалов с целью получения максимальной прибыли // Взрывное дело. - 1999.- № 92/49.- С. 95-99.
37. Власов О. Е., Смирнов С. С. Основы расчета дробления горных пород взрывом. – М.: Изд. АН СССР, 1962. – 104 с.
38. Воздвиженский Б. И., Мельничук И. П., Пешалов Ю. А. Физико-механические свойства горных пород и влияние их на эффективность бурения. – М.: Недра, 1973. – 240 с.
39. Воздействие водных растворов поверхностно-активных веществ на состояние выбросоопасных угольных пластов / А. Д. Алексеев, Н. В. Недодаев, Г. П. Стариков и др. // Внезапные выбросы на больших глубинах. – Киев: Наукова думка, 1979. – С. 45-52.
40. Волков С. Д. Статистическая природа прочности. – Свердловск: Машгиз, 1960. – 175 с.
41. Воронков Г. Я., Кусов Н. Ф., Марцинкевич Г. И. Влияние сложного напряженного состояния на проявление поверхностных явлений в твердых телах // Физ.-хим. механика и лиофильность дисперсных систем. – 1985. - Вып. 18. – С. 46-51.
42. Воронков Г. Я., Марцинкевич Г. И. Воздействие адсорбционно-активной среды на уголь в условиях сложного напряженного состояния // Науч. труды ИГД им. А. А. Скочинского. - 1984. - Вып. 224. – С. 30-35.
43. Воронков Г. Я., Марцинкевич Г. И., Исаева Н. Ю. Адсорбция ПАВ из растворов и снижение прочности угля // Способы и средства управления состоянием массива: науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского. – 1987. – С. 24-28.
44. Временное руководство по исследованию эффективности применения ПАВ при механическом разрушении горных пород. – М.: Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1990. – 32 с.
45. Временное руководство по прогнозу выбросоопасности угольных пластов и вмещающих пород по данным геофизических исследований геолого-разведочных скважин в Донецком бассейне. – М.: Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1989. – 48 с.
46. Гальянов А. В., Гордеев В. А. Применение вероятностных схем к задачам из практики горного дела. – Екатеринбург: Изд. УГГУ, 2005. – 157 с.
47. Геращенко И. Ф., Суслов В. В., Кремер Ф. Ф. Борьба с пылью в породных забоях. – М.: ЦНИЭИУголь, 1977. – 26 с.
48. Глазков Ю. В. Разработка контурного взрывания с предварительным напряжением массива при строительстве выемок: дис. ... канд. техн. наук. – М.: ЦНИИС, 1988. – 232 с.
49. Гликман Е. Э., Горюнов Ю. В. Механизм жидкометаллической хрупкости и других проявлений эффекта Ребиндера в металлических системах // Физ.-хим. механика материалов. – 1978. - № 4. – С. 20-30.
50. Глушко В. Т., Борисенко В. Г. Инженерно-геологические особенности железорудных месторождений. – М.: Недра, 1978. – 254 с.

51. Глушко В. Т., Кирничанский Г. Т. Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких угольных шахт. – М.: Недра, 1974. – 176 с.
52. Гмурман В. Е. Теория вероятностей и математическая статистика. – М.: Высшая школа, 1972. – 368с.
53. Гольдштейн Р. В., Мосолов А. Б. Трещины с фрактальной поверхностью // ДАН. - 1991. - Т. 319, № 4. – С. 840-844.
54. Гор А. Ю., Куксенко В. С., Томилин Н. Г., Фролов Д. И. Концентрационный порог разрушения и прогноз горных ударов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. - 1989. - № 3. – С. 54-60.
55. Горюнов Ю. В., Перцов Н. В., Сумм Б. Д. Эффект Ребиндера. – М.: Наука, 1966. –128 с.
56. Греч С., Синг К. Адсорбция, удельная поверхность, пористость. – М.: Мир, 1970. – 407 с.
57. Гринбаум И. И. Геофизические методы определения фильтрационных свойств горных пород. – М.: Недра, 1965. –188 с.
58. Гринченко В. Т., Маципура В. Т., Снарский А. А. Введение в нелинейную динамику: Хаос и фракталы. – М.: Изд-во ЛКН, 2007. - 264 с.
59. Гузеев М. А., Макаров В. В. Деформирование и разрушение сильно сжатых горных пород вокруг выработки. – Владивосток: Дальнаука, 2007. - 232 с.
60. Гумбель Э. Статистика экстремальных значений. – М.: Мир, 1965. – 452 с.
61. Гухман А. А. Введение в теорию подобия. – М.: Высшая школа, 1973. –296 с.
62. Давиденков Н. Н. Динамические испытания материалов. – М.; Л.: АН СССР, 1936. – 240 с.
63. Демидюк Г. П. Применение энергетического принципа к расчетам скважинных зарядов на карьерах // Взрывное дело. – 1967. -№ 62/19. – С. 36-51.
64. Друкованый М. Ф., Гейман Л. М., Комир В. М. Новые методы и перспективы развития взрывных работ на карьерах. – М.: Наука, 1966. – 202 с.
65. Друкованый М. Ф., Комир В. М., Кузнецов В. М. Действие взрыва в горных породах. – Киев: Наукова думка, 1973. – 184 с.
66. Екобори Т. Физика и механика разрушения и прочности твердых тел: пер. с англ. – М.: Металлургия, 1971. – 264 с.
67. Епифанов Г. И. Физика твердого тела. – М.: Высшая школа, 1977. – 288 с.
68. Еремизин А. Н. Направленное изменение фрактальной трещинной структуры и свойств пород поверхностно-активными веществами в процессах горного производства: дис. ... канд. техн. наук. - Екатеринбург: УГГУ, 2012. – 165 с.
69. Ержанов Ж. С. Теория ползучести горных пород и ее приложения. – Алма-Ата: Наука, 1964. – 176 с.
70. Журков С. Н. Дилатонный механизм прочности твердых тел // Физика прочности и пластичности. - М.: АН СССР, 1980. – С. 5-11.

71. Журков С. Н. Кинетическая концепция прочности твердых тел // Вестник АН СССР. - 1968. - №3. – С. 46-52.
72. Журков С. Н., Куксенко В. С., Петров В. А., Савельев В. Н., Султанов У. О прогнозировании разрушения горных пород // Изв АН СССР. Физика Земли. - 1977.- № 6. – С. 11-18.
73. Забигаило В. Е., Лукинов В. В., Репка В. В. Эффективность воздействия на горный массив текучими и структурное районирование Донбасса // Изв. вузов. Горный журнал. –1988. - № 3. – С. 1-5.
74. Зажигаев Л. С., Кишьян А. А., Романиков Ю. И. Методы планирования и обработки результатов физического эксперимента. – М.: Атомиздат, 1978. – 231 с.
75. Звягинцев Л. И., Томашевская И. С., Хамидуллин Я. Н. Образование трещинных структур в условиях неравномерного сжатия // Изв. АН СССР. Сер. геол.- 1974. - № 3. – С. 83-93.
76. Зерцалов М. Г. Механика скальных грунтов и скальных массивов. – М.: ИД «Юриспруденция», 2003. – 184 с.
77. Иванова Н. И. Изучение влияния водных фаз на развитие микротрещиноватости механически напряженного кварцевого диорита // Физико-химическая механика и лиофильность дисперсных систем. – Киев: Наукова думка, 1980. – С. 4-12.
78. Ирвин Дж., Парис П. Основы теории роста трещин и разрушения // Разрушение. Т. 3. Инженерные основы и воздействие внешней среды. –М.: Мир, 1976. – С.17-66.
79. Ищук И. Г. Исследование способа ослабления угольного массива нагнетанием в пласт воды под высоким давлением // Тр. конф. по разрушению углей и пород. – М.: Высшая школа, 1963. – С. 87-99.
80. К вопросу оптимизации параметров буровзрывных работ на рудниках комбината «Апатит» /В. И. Нифонтов, В. А. Падуков, В. А. Антоненко и др. // Физика процессов, технология и техника разработки недр. – Л.: Наука, 1970. – С. 66-77.
81. Каждан А. Б., Гуськов О. И., Шиманский А. Л. Математическое моделирование в геологии и разведке полезных ископаемых. – М.: Недра, 1979. – 168 с.
82. Кайдо И. И. Кластерная модель явления зональной дезинтеграции массива вокруг подземных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009.- № 5.– С. 188-197.
83. Кайдо И. И. О природе явления зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2009. - № 1. – С. 16-21.
84. Канторова Т. А., Френкель Я. И. Статистическая теория хрупкой прочности реальных кристаллов // Журнал технической физики. - 1941. - XI, № 3. – С. 173-181.
85. Каркашадзе Г. Г. Механическое разрушение горных пород. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. –222 с.

86. Карякин В. А., Боровиков А. С. Люминесцентная и цветная дефектоскопия. – М.: Машиностроение, 1972. – 239 с.
87. Качанов Л. М. Основы механики разрушения. – М.: Наука, 1974. – 312 с.
88. Кинетика смачивания угольной пыли водными растворами поверхностно-активных веществ / И. Г. Ищук, С. Н. Подображин, Г. Я. Воронков и др. // Борьба с силикозом. – М.: Наука, 1982. - Т. 11. – С. 17-23.
89. Князева Е. Н., Курдюмов С. П. Основания синергетики: Синергетическое мировидение. – М.: Либроком, 2010. – 256 с.
90. Кобзарь А. И. Прикладная математическая статистика. Для инженеров и научных работников. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2006. – 816 с.
91. Козлов В. А. Действие сил капиллярно-вакуумного механизма проникновения воды в поверхностный слой мерзлой песчано-глинистой горной породы // Горный информационно-аналитический бюллетень. - 2006. - №11. – С. 14-18.
92. Колесников В. Г., Андреев С. Ю., Рыжов Г. А. Изменение физического состояния угольного пласта при его физико-химической обработке// Физика и процессы разрушения горных пород. – Киев: Наукова думка, 1987. – С. 127-131.
93. Колесников Н. А., Рахимов А. К., Брыков А. А., Булатов А. И. Процессы разрушения горных пород и резервы повышения скорости бурения. – Ташкент: ФАН, 1989. – 188 с.
94. Кочанов А. Н. Некоторые современные аспекты проблемы взрывного разрушения горных пород // Сб трудов IV Международной науч. конф. «Физические проблемы разрушения горных пород». – М., 2004. – С. 214-217.
95. Кричевский Е. С. Высокочастотный контроль влажности при обогащении полезных ископаемых. – М.: Недра, 1972. – 215 с.
96. Кроновер Р. Фракталы и хаос в динамических системах: пер. с англ. – М.: Техносфера, 2006. - 488 с.
97. Круглицкий Н. Н., Мартынова Л. М. Диспергирование порошков синтетических алмазов с применением поверхностно-активных веществ // Физ.-хим. механика и лиофильность дисперсных систем. – Вып. 18. - Киев: Наукова думка, 1986. – С. 19-27.
98. Крылов С. С., Бобков Н. Ю. Фракталы в геофизике: учеб. пособие. – СПб: Изд-во СПб университета, 2004. - 138 с.
99. Крюков Г. М., Глазков Ю. В. Модель ФКСВ деформирования и разрушения горных пород взрывом зарядов промышленных ВВ // Сб трудов IV Междунар. науч. конф. «Физические проблемы разрушения горных пород». – М., 2004. –С. 193-200.
100. Крюков Г. М., Глазков Ю. В. Феноменологическая квазистатическая волновая теория деформирования и разрушения материалов взрывом зарядов промышленных ВВ. – М.: Изд. МГГУ, 2003. – 67 с.
101. Кузнецов В. Д. Поверхностная энергия твердых тел. – М.: ГИТЛ, 1954. – 220 с.

102. Кузнецов В. М. Математические модели взрывного дела. – Новосибирск: Наука, 1977. – 263 с.
103. Куксенко В. С. Модель перехода от микро- к макроразрушению твердых тел // Физика прочности и пластичности. –Л.: Наука, 1986. – С. 26-41.
104. Куксенко В. С., Савельев В. Н., Султанов У. О. О прогнозировании разрушения горных пород // Изв. АН СССР. Физика Земли. - 1978. - №12. - С. 23-29.
105. Курленя М. В., Опарин В. Н. О масштабном факторе явления зональной дезинтеграции горных пород и канонических рядах атомно-ионных радиусов // ФТПРПИ. - 1996. - № 2. – С. 82-97.
106. Кусов А. А. Фононная модель разрушения нагруженной атомной цепочки // Физика твердого тела. - 1979. - № 21, вып. 10. – С. 3095-3099.
107. Кусов Н. Ф., Воронков Г. Я., Германович Л. Н. О возможности самопроизвольного диспергирования угля // Научные основы разрушения угля и горных пород: науч. тр. ИГД им. А. А.Скочинского. – 1979. –Вып. 179. – С. 18-25.
108. Кусов Н. Ф., Эдельштейн О. А., Шоболова Л. П. Применение адсорбционно-активных сред для снижения сопротивляемости горных пород разрушению // Физ.-хим. механика и лиофильность дисперсных систем. –Вып. 18. –Киев: Наукова думка, 1986. – С. 41-46.
109. Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Изд. МГИ, 1992. –516 с.
110. Кутузов Б. Н. Теория, техника и технология буровых работ. – М.: Недра, 1972. – 312 с.
111. Кутузов Б. Н., Рубцов В. К. Физика взрывного разрушения горных пород: учеб. пособие. Раздел 1. –М.: Изд. МГИ, 1970. – 178 с.
112. Кучерявый Ф. И., Кожушко Ю. М. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1972. – 240 с.
113. Лангефорс У., Кильстрем Е. Современная техника взрывной отбойки горных пород. - М.: Недра, 1968. - 284 с.
114. Латышев О. Г. Исследование и контроль увлажнения горных пород //Изв. вузов. Горный журнал. – 1996. - № 12. – С. 3-8.
115. Латышев О. Г. Разрушение горных пород. – М.: Теплотехник, 2007. - 672 с.
116. Латышев О. Г., Анохина О. О. Прогнозирование эффективности процессов бурения горных пород //Изв. вузов. Горный журнал. – 2002. - № 4. – С. 69-73.
117. Латышев О. Г., Жилин А. С., Осипов И. С. К обоснованию методики определения характеристик дробимости горных пород ударом и взрывом //Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. - № 1. – С. 103-107.
118. Латышев О. Г., Засыпкин А. И., Меньшиков Б. В. Оценка пылеподавления и износа инструмента при бурении горных пород с промывкой растворами поверхностно-активных веществ // Строительство шахт, рудников и подземных сооружений: межвуз. науч. темат. сб. – Екатеринбург: УГИ, 1992. – С. 51-54.

119. Латышев О. Г., Иванова С. С. Влияние трещиноватости горных пород на их деформационные характеристики // Изв. вузов. Горный журнал. – 1992. - № 3. – С. 1-5.
120. Латышев О. Г., Корнилков М. В., Осипов И. С., Берсенев Г. П. Оценка активируемых взрывом нарушений как критерия прогноза качества дробления горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. - 2010. – № 2. – С. 49-53.
121. Латышев О. Г., Осипов И. С., Сынбулатов В. В., Еремизин А. Н. Определение фрактальной размерности трещин для оценки прочности горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. - 2009. – № 8. – С. 119-124.
122. Латышев О. Г., Сынбулатов В. В., Осипов И. С. Кинетика насыщения породного массива растворами поверхностно-активных веществ при бурении шпуров и скважин // Изв. вузов. Горный журнал. - 2008. – № 3. – С.123-129.
123. Липатников В. Е., Казаков К. М. Физическая и коллоидная химия: учебник. – М.: Высшая школа, 1981. – 231 с.
124. Лихтман В. И., Ребиндер П. А., Карпенко Г. В. Влияние поверхностно-активной среды на процессы деформирования металлов. – М.: Изд. АН СССР, 1954. – 208 с.
125. Луганцев Б. Б. Обеспечение устойчивости подземных горных выработок в трещиноватом породном массиве: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.22. - М., 2003. - 32 с.
126. Люминесцентный анализ / под ред. Константиновой-Шлезингер. -М.: Физматлит, 1961. - 400 с.
127. Макаров Ю. С., Присташ В. В., Соломина И. А. Влияние температуры и влажности горных пород на их прочностные показатели // Способы и средства управления состоянием массива: науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского, 1987. – С. 106-114.
128. Мандельброт Б. Фрактальная геометрия природы: пер. с нем. – М.: Изд-во: ИКИ, 2002. – 656 с.
129. Матвеев А. А. Исследование деформационных и реологических свойств горных пород и массивов для прогноза устойчивости подземных выработок с учетом их фрактальных характеристик: дис. ... канд. техн. наук. - Екатеринбург: УГГУ, 2010. – 138 с.
130. Матвеев В. Н., Перцов Н. В., Шукин Е. Д. Закономерности ползучести монокристаллов нафталина // ФТТ. –1975. -№5. – С. 1474-1477.
131. Матвиенко Ю. Г. Модели и критерии механики разрушения. – М.: Физматлит, 2006. –328 с.
132. Менжулин М. Г., Парамонов Г. П., Шишов А. Н. Аналитический метод определения параметров грансостава горной массы при взрывном разрушении горных пород // Взрывное дело. - 1999. -№ 92/49. – С. 88-94.
133. Методические разработки применения ПАВ для борьбы с внезапными выбросами в угольных шахтах. – Киев: Наукова думка, 1981. – 52 с.
134. Методические указания по выбору поверхностно-активных веществ и исследованию их влияния на ослабление горных пород применительно к работе проходческих комбайнов. – М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1983. – 11 с.

135. Механика разрушения и прочность материалов. Т.1. Основы механики разрушения / В. В. Панасюк, А. Е. Андрейкив, В. З. Партон. – Киев: Наукова думка, 1988. – 488 с.
136. Миндели Э. О. Буровзрывные работы при подземной добыче полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966. – 292 с.
137. Миндели Э. О. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975. – 600 с.
138. Мор О. Чем обусловлен предел прочности и временное сопротивление материала // Новые идеи в технике. – Петроград: Образование. - 1915. - №1. - С. 1-50.
139. Мосинец В. Н. Энергетические и корреляционные связи процесса разрушения пород взрывом. – Фрунзе: Изд. АН Кирг. ССР, 1963. – 233 с.
140. Мосинец В. Н., Абрамов А. В. Разрушение трещиноватых и нарушенных горных пород. – М.: Недра, 1982. – 248 с.
141. Мосинец В. Н., Пашков А. Д., Латышев В. А. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1975. – 216 с.
142. Мосолов А. Б., Бородич Ф. М. Фрактальное разрушение хрупких тел при сжатии // ДАН. - 1992. - Т. 324, №3. – С. 546-549.
143. Наказная Л. Г. Фильтрация жидкости и газа в трещиноватых коллекторах. – М.: Недра, 1972. – 184 с.
144. Нифадьев В. И., Додис Я. М. Резервы саморегуляции при формировании фрактальной структуры разрушения горных пород взрывным нагружением // Изв. вузов. Горный журнал. -2009. - № 3. – С. 105-114.
145. Нифадьев В. И., Додис Я. М. Термодинамика, энтропия и структурообразование при взрывании горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. - 2009. - № 5. – С. 94-102.
146. Оберт Л. Хрупкое разрушение горных пород // Разрушение. Т. 7. - М.: Мир, 1976. – С. 59-128.
147. Обработка выбросоопасных пластов водными растворами ПАВ / А. Д. Алексеев и др. – Киев: Техника, 1988. – 86 с.
148. Овчаренко Ф. Д., Перцов Н. В. Применение поверхностно-активных веществ в горной промышленности // Физ. –хим. механика и лиофильность дисперсных систем. Вып. 18. – Киев: Наукова думка, 1986. – С. 3-5.
149. Оксанич И. Ф., Миронов П. С. Закономерности дробления горных пород взрывом и прогнозирование гранулометрического состава. – М.: Недра, 1982. – 168 с.
150. Определение свободной поверхностной энергии кристалла нафталина методом раскалывания / А. Г.Скворцов, Е. А. Синевич, Н. В. Перцов и др. // ДАН СССР. –1970. – Т. 124, № 1. – С. 76-79.
151. Орбаченко В. И., Малыш Г. И. Влияние полиэлектролитов на гидрофильные свойства выбросоопасных углей и песчаников // Уголь Украины. – 1977. - № 6. – С. 39-40.
152. Орбаченко В. И., Марцинкевич Г. И. Воздействие адсорбционно-активной среды на уголь в условиях сложного напряженного состояния // Вопросы управления состоянием горного массива: Науч. тр. ИГД им. А. А. Скочинского. – 1984. – Вып. 224. – С. 30-35.

153. Осипов И. С. Исследование фрактальных характеристик развития трещиноватости горных пород под действием поверхностно-активных веществ: дис. ... канд. техн. наук. - Екатеринбург: УГГУ, 2008. – 168 с.
154. Основы теории и методы взрывного дробления горных пород / под ред. В. М. Комира. – Киев: Наукова думка, 1979. - 224 с.
155. Остроушко И. А. Бурение твердых горных пород. – М.: Недра, 1966. – 292 с.
156. Павлов П. В., Хохлов А. Ф. Физика твердого тела. – М.: Высшая школа, 1985. –384 с.
157. Панов Г. Е. Предварительное увлажнение массивов на угольных шахтах и карьерах. – М.: Недра, 1970. –129 с.
158. Перцов Н. В. Механизм действия поверхностно-активных веществ при разрушении материалов // Физ.–хим. механика и лиофильность дисперсных систем. –Вып. 18. – Киев: Наукова думка, 1986. – С. 5-11.
159. Першин Г. Д., Пшеничная Е. Г. Основы расчета технологических параметров добычи природного камня с применением НРС // Добыча, обработка и применение природного камня: сб. науч. тр. – Магнитогорск: МГТУ, 2001. – С. 77-94.
160. Пестриков В. М., Морозов Е. М. Механика разрушения твердых тел. – СПб.: Профессия, 2002. – 320 с.
161. Петров В. А. Явление термофлуктуационного разрушения // Физика твердого тела. - 1976. - Т. 18, вып. 5. – С. 1290-1298.
162. Петров В. А., Славицкий А. В. Термофлуктуационная природа размерного эффекта прочности // Доклады АН СССР. 1975. - Т. 224, № 4. – С. 806-809.
163. Петухов И. М., Егоров П. В., Винокур Б. Ш. Предотвращение горных ударов на рудниках. – М.: Недра, 1984. –230 с.
164. Пикар С. И. Исследование и разработка способа ведения взрывных работ в выбросоопасных породах с применением поверхностно-активных веществ: автореф. дис... канд. техн. наук. – Днепропетровск, 1974. –16 с.
165. Поверхностно-активные вещества и пути решения проблемы борьбы с пылью и внезапными выбросами угля, породы и газа / Н. Н. Круглицкий, В. Ю. Третинник, А. Д. Алексеев и др. // Физ.–хим. механика и лиофильность дисперсных систем. –Вып. 13. –Киев: Наукова думка, 1981. – С. 95-99.
166. Повышение эффективности действия взрыва в твердой среде / В. М. Комир, В. М. Кузнецов, В. В. Воробьев и др. – М.: Недра, 1988. –209 с.
167. Покровский Г. И. Взрыв. – М.: Недра, 1964. –168 с.
168. Покровский Г. И., Федоров И. С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. – М.: Промстройиздат, 1957. – 276 с.
169. Покровский Н. М. Технология строительства подземных сооружений и шахт. Часть 1. –М.: Недра, 1977. – 400 с.
170. Полевые и расчетные методы определения прочностных, деформационных и фильтрационных характеристик массивов горных пород естественного и техногенного происхождения: учеб. пособие /В. Г. Зотеев, О. В. Зотеев, Т. К. Костерова и др. – Екатеринбург: Изд. УГГГА, 1999. – 68 с.

171. Потапов А. А. Фракталы в радиофизике и радиолокации: Топология выборки. – М.: Университетская книга, 2005. - 848 с.
172. Потапов А. А. Фракталы и хаос как основа прорывных технологий в современных радиосистемах // Р. Кроновер. Фракталы и хаос в динамических системах. - М.: Техносфера, 2006. –С. 374-475.
173. Пригожин И., Стенгерс И. Время, Хаос, Квант. К решению парадокса времени: пер. с англ. – М.: КомКнига, 2005. - 232 с.
174. Присташ В. В. Энергетические показатели разрушения горных пород при различных видах воздействий // Проблемы механики горных пород: труды XI Рос. конф.. – СПб., 1997. – С. 379-383.
175. Протасов Ю. И. Пылевыведение при разрушении горных пород // Изв. вузов. Горный журнал. –1993. -№1. – С. 51-53.
176. Протасов Ю. И. Разрушение горных пород. –М.: Изд-во МГГУ, 2001. – 453 с.
177. Протасов Ю. И. Теоретические основы механического разрушения горных пород. – М.: Недра, 1985. – 242 с.
178. Протодяконов М. М. Методы оценки трещиноватости и прочности горных пород в массиве. – М.: Изд. ИГД им. А. А. Скочинского, 1964. – 32 с.
179. Протодяконов М. М. Механические свойства и буримость горных пород // Механические свойства горных пород. – М.: Изд. АН СССР, 1963. – С. 159-170.
180. Прочность и деформируемость горных пород / Ю. М. Карташов, Б. В. Матвеев, Г. В. Михеев и др. – М.: Недра, 1979. –269 с.
181. Работнов Ю. Н. Введение в механику разрушения. – М.: Наука, 1987. – 80с.
182. Ракишев Б. Р. Технологические проблемы разрушения горных пород скважинными зарядами // Сб трудов IV Междунар. науч. конф. «Физические проблемы разрушения горных пород». – М., 2004. – С. 28-36.
183. Рац М. В. Неоднородность горных пород и их физических свойств. – М.: Наука, 1968. – 108 с.
184. Рац М. В., Чернышов С. Н. Трещиноватость и свойства трещиноватых горных пород. – М.: Недра, 1970. – 160 с.
185. Ребиндер П.А. Взаимосвязь поверхностных и объемных свойств растворов поверхностно-активных веществ // Успехи коллоидной химии. – М.: Наука, 1973. – С.9-68.
186. Ребиндер П. А. Избранные труды: Поверхностные явления в дисперсных системах. – М.: Наука, 1979. –382 с.
187. Ребиндер П. А., Калиновская Н. А. Понижение поверхностной энергии и твердости адсорбционными слоями // Журнал физ. химии. – 1934. – Т. 5, № 2. – С. 332-357.
188. Ребиндер П. А., Шрейнер Л. А., Жигач К. Д. Понижители твердости в бурении. – М., Л.: АН СССР, 1944. –199 с.
189. Регель В. Р., Слуцкер А. И. Кинетическая теория прочности // Физика сегодня и завтра. Прогнозы науки. – Л.: Наука, 1973. – С. 90-175.

190. Речицкий В. И., Корябин И. А. Оценка надежности скальных массивов по методу Монте-Карло // Проблемы механики горных пород: труды XI Рос. конф. – СПб., 1997. – С. 389-395.
191. Ржевский В. В. Процессы открытых горных работ. – М.: Недра, 1974. – 520 с.
192. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород: учебник. – М.: Кн. дом «ЛИБЕРКОМ», 2010. – 360 с.
193. Родионов В. Н. и др. Механический эффект подземного взрыва. – М.: Недра, 1971. – 220 с.
194. Родионов В. Н. К вопросу о повышении эффективности взрыва в твердой среде. – М.: Изд-во ИГД им. А. А. Скочинского, 1962. – 30 с.
195. Рождественский В. Н. Основные направления качественной подготовки горной массы взрывом на современных глубоких карьерах // Изв. вузов. Горный журнал. – 2005. - №1. – С. 66-72.
196. Рубцов В. К. Некоторые закономерности при дроблении горных пород взрывом удлиненных зарядов // Горный журн. – 1964. - № 9. - С. 34-38.
197. Румшицкий Л. З. Элементы теории вероятностей. – М.: Наука, 1976. – 240 с.
198. Садовский М. А., Голубева Т. В., Писаренко В. Ф., Шнирман М. Г. Характерные размеры горной породы и иерархические свойства сейсмичности // Изв. АН СССР. Физика Земли. - 1984. - №2. – С. 3-15.
199. Соболев И. М. Метод Монте-Карло. – М.: Наука, 1978. – 64 с.
200. Спивак А. И. Механика горных пород. – М.: Недра, 1967. – 240 с.
201. Ставрогин А. Н., Протосеня А. Г. Механика деформирования и разрушения горных пород. – М.: Недра, 1992. - 224 с.
202. Суворов Б. И., Латышев О. Г. Комплексное исследование физических свойств горных пород Северного Урала // Термомеханические методы разрушения горных пород. – Часть 1. Физические свойства горных пород в тепловых и механических полях: Тр. 11 Всес. науч.-техн. конф. – Киев: Наукова думка, 1972. – С. 21-24.
203. Суханов А. Ф., Кутузов Б. Н. Разрушение горных пород. – М.: Недра, 1967. – 340 с.
204. Сынбулатов В. В. Направленное изменение свойств и состояния скальных пород поверхностно-активными веществами при предотвращении горных ударов на рудниках Урала: дис. ... канд. техн. наук. - Екатеринбург: УГГУ, 2008. – 197 с.
205. Тарасенко В. В. Фрактальная логика. – М.: Книжный дом «ЛИБРОКОМ», 2009. – 120 с.
206. Успенский Н. С. Курс глубокого бурения ударным способом. – М.: Совнефтьпром, 1924. – 216 с.
207. Уэрт Ч., Томсон Р. Физика твердого тела: пер. с англ. – М.: Мир, 1969. – 558 с.
208. Федер Е. Фракталы: пер. с англ. – М.: Мир, 1991. – 262 с.
209. Федотов С. Н. Разрушение материалов как разрушение самоподобной структуры // Научная сессия МИФИ-2008. Т. 3. – С. 214-215.

210. Физика взрыва / Ф. А. Баум, Л. П. Орленко, К. П. Станюкович и др. – М.: Недра, 1974. – 704 с.
211. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко. Т.1. – М.: Физматлит, 2004. – 832 с.
212. Физико-химическое воздействие на прочность горных пород (экспресс - информация). – М.: ЦНИЭИУголь, 1980. – 28 с.
213. Физический энциклопедический словарь. – М.: Сов. энциклопедия, 1984. – 944 с.
214. Филиппов В. К., Алиев Д. Х. Разрушение крепких горных пород при различных способах взрывания. – Алма-Ата, Наука Каз. ССР, 1975. - 80 с.
215. Филонюк В. А., Сосновская Е. Л., Сосновский Л. И., Павлов А. М. Геометрические модели естественного напряженного состояния массива горных пород золоторудных месторождений // Изв. вузов. Горный журнал. - 2010. - №5. – С. 41-45.
216. Финкель В. М. Физика разрушения: Рост трещин в твердых телах. – М.: Металлургия, 1970. – 376 с.
217. Френкель Я. И. Кинетическая природа жидкостей. – М.: АН СССР, 1945. – 422 с.
218. Фридман Я. Б. Механические свойства металлов. – М.: Оборонгиз, 1952. – 556 с.
219. Ханукаев А. Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.
220. Цай Б. Н. Термоактивационная природа прочности горных пород. - Караганда: Изд-во КарГТУ, 2007. - 204 с.
221. Цирель С. В. Гранулометрический состав разрушенных горных пород: экспериментальные данные и методы расчета // Взрывное дело. -1999. -№ 92/49. – С.100-116.
222. Черепанов Г. П. Механика хрупкого разрушения. – М.: Наука, 1976. – 610 с.
223. Чирков С. Е. Влияние масштабного фактора на прочность углей. – М.: Наука, 1969. – 151 с.
224. Чирков С. Е. Прочность горных пород при трехосном неравнокомпонентном сжатии // ФТПРПИ. - 1976. - № 1. – С. 11-17.
225. Чувствительность механических свойств к действию среды: пер. с англ. – М.: Мир, 1969. – 352 с.
226. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П. Механика горных пород. – Киев: Новый друк, 2003. – 400 с.
227. Шашенко А. Н., Тулуб С. Б., Сдвижкова Е. А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – Киев: Пульсары, 2002. – 304 с.
228. Шемякин Е.И. Деформации и разрушение горных пород при подземном взрыве // Взрывное дело. - 1999. - № 92/49.– С. 20-28.
229. Шемякин Е. И., Кочанов А. Н. О разрушении горных пород в ближней зоне подземного взрыва // Взрывное дело. - 1999. - № 92/49. – С. 7-19.
230. Шестопалов А. В. Физические проблемы, возникающие в связи со взрывоподобным саморазрушением горных пород // Сб. тр. IV Междунар. науч.

конф. «Физические проблемы разрушения горных пород». – М., 2004. – С. 131-136.

231. Шехтман Ю. М. Фильтрация малоконцентрированных суспензий. – М.: Изд-во АН СССР, 1961. – 212 с.

232. Шишкин В. П. Исследование и разработка оптимальных параметров способа управления труднообрушаемыми кровлями гидрообработкой породного массива: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – М., 1975. – 15 с.

233. Шоболова Л. П., Эдельштейн О. А. Изменение состояния горного массива при его физико-химической обработке // Способы и средства управления состоянием массива: науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского. – М., 1987. – С. 21-24.

234. Шрейнер Л. А. Физические основы механики горных пород. – М.;Л.: Гостоптехиздат, 1950. – 246 с.

235. Щукин Е. Д. Критерий деформируемости кристалла и адсорбционные эффекты // ДАН СССР. – 1958. – Т. 118, № 6. – С. 1105-1108.

236. Щукин Е. Д. Новые исследования физико-химических явлений в процессах деформации и разрушения твердых тел // Успехи коллоидной химии. – М.: Наука, 1973. – С.159-173.

237. Щукин Е. Д. Понижение поверхностной энергии и изменение механических свойств твердых тел под влиянием окружающей среды // Физ.-хим. механика материалов. – 1976. – Т. 2. – С. 3-20.

238. Щукин Е. Д., Лихтман В. И. О хрупком разрыве монокристаллов цинка // ДАН СССР. – 1959. – Т.124, № 2. – С. 307-310.

239. Щукин Е. Д., Перцов Н. В., Амелина Е. А. Коллоидная химия. – М.: Изд. МГУ, 1982. – 348 с.

240. Щукин Е. Д., Ребиндер П. А. Образование новых поверхностей при деформировании и разрушении твердых тел в поверхностно-активной среде // Коллоидный журнал. – 1958. –Т. 20, № 5. – С. 645-654.

241. Эдельштейн О. А., Шоболова Л. П., Макаров Ю. С. Изменение свойств горных пород под воздействием адсорбционно-активных сред // Вопросы управления состоянием горного массива: Тр. ИГД им. А. А. Скочинского. – 1984. - Вып. 224. – С. 80-87.

242. Эдельштейн О. А., Шоболова Л. П., Макаров Ю. С. Исследование прочностных и деформационных свойств увлажненных горных пород // Науч. сообщ. ИГД им. А. А. Скочинского. – 1985. - Вып. 235. – С. 90-96.

243. Эткин М. Б., Азаркевич А. Е. Взрывные работы в энергетическом и промышленном строительстве: научно-практическое руководство. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 317 с.

244. Эффект зональной дезинтеграции горных пород вокруг подземных выработок / Е. И. Шемякин, Г. Л. Фисенко, М. В. Курленя и др. // ДАН СССР. - 1986. - Т. 289, № 5. – С. 80-87.

245. Яблоков М. Ю. Определение фрактальной размерности на основе анализа изображений // Физ.-химия. - 1999. - №2. – С. 73.

246. Яковлев А. М., Коваленко В. И. Бурение скважин с пеной на твердые полезные ископаемые. – Л.: Недра, 1987. – 128 с.

247. Ямщиков В. С. Контроль процессов горного производства. – М.: Недра, 1989. – 446 с.
248. Ямщиков В. С. Методы и средства исследования и контроля горных пород и процессов. – М.: Недра, 1982. – 296 с.
249. Ярема С. Я., Крестин Г. С. Определение модуля сцепления хрупких материалов путем испытания дисков с трещиной на сжатие // Физ. – хим. механика материалов. – 1966. - № 1. – С. 11-14.
250. Dugdale D. S. Yielding of steel sheets containing slits // J. Mech. Phys. Solids. - 1960. – V.8. - № 2. – P. 100-108.
251. Fuller E. R., Lawn B. R., Thomson R. M. Atomic modeling of chemical interactions at crack tips. – Acta Metallurgica, 1980. vol. 28, pp. 1407-1414.
252. Griffith A. A. The theory of rupture. Proc. Ict. Int. Congr. Appl. Mech. – Delft, 1924, p. 55-63.
253. Henry J. P., Paquet J., Tacrer F. P, Experimental study of crack propagation in calcite rocks. –Int. 1. Rock Mech. Min., Sci., 1977, vol. 14, № 2, pp. 85-91.
254. Hoek E., Bieniawski Z. T. Fracture propagation mechanism in hard rock, First congress of the ISRM, 3-2. Lisboa, 1966.
255. Irwin G. R. Analysis of stresses and strains near the end of crack traversing a plate // J. Appl. Mech. – Vol. 24. - №3. – P. 361-364.
256. Lawn B. R. An atomistic model of kinetic crack growth in brittle solids. Journal of materials scienc, 1975, vol. 10, pp. 469-480.
257. McClintock F.A., Walsh J. Friction on Griffith's cracks in rock under pressure. U.S. National Congress on Applied Mechanics. Berceley, Cali-fornia. 1962.
258. Orowan E. Fracture and strength of solids. Repts. Progn. Phis., 1948, 49, № 12, p. 185-232.
259. Pend S. S. A note on the fracture propagation and time-depended behavior of rocks in uniaxial tention. –Int. I. Rock. Mech. Min. Sci., 1975, vol. 12. №4, pp. 125-127.
260. Rutter E. N. The influence of temperature, strain rate and interstitial water in experimental deformation of rock. –Tectonophysical, 1974, ol. 22, №3/4, pp. 311-334.
261. Sangha C. M., Talbot C. J., Drehs R. K. Microfracturing of sandstone in uniaxial compression. –nt. I. Rock Mech. Min. Sci., 1974, vol. 11, №3, pp. 107-113.
262. Taylor G. I. The mechanism of plastic deformation of crystals. – I.: Theoretical Proc. Soc. A., 1934, № 855, p. 362-387.
263. Weibull W. A statistical theory of strength of materials // Ind. Vetenskamps Akad, 1939, Handl. - № 151. – 45 p.

Научное издание

Олег Георгиевич ЛАТЫШЕВ
Михаил Викторович КОРНИЛКОВ

НАПРАВЛЕННОЕ ИЗМЕНЕНИЕ ФРАКТАЛЬНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК,
СВОЙСТВ И СОСТОЯНИЯ ПОРОД ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫМИ
ВЕЩЕСТВАМИ В ПРОЦЕССАХ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Научная монография

Редактор изд-ва *Л. В. Устьянцева*
Компьютерная верстка *К. А. Карасёв*

Подписано в печать 13.12.2015 г. Формат 60 × 84/16. Бумага офсетная.
Печать на ризографе. Печ. л. 25,5. Уч.-изд. л. 23,5. Тираж 100 экз. Заказ

Издательство УГГУ
620144, г. Екатеринбург, ул. Куйбышева, 30
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»
Отпечатано с оригинал-макета